Lehrbuch der
Bergbaukunde

mit besonderer Berücksichtigung des Steinkohlenbergbaues

Von

Dr. Dr.-Ing. C. Hellmut Fritzsche

o. Professor für Bergbaukunde der Rheinisch-Westfälischen Technischen Hochschule Aachen

Erster Band

Neunte völlig neubearbeitete Auflage

des von Dr.-Ing. eh. **F. Heise** und Dr.-Ing. eh. **F. Herbst** begründeten Werkes

Mit 584 Abbildungen

und einer farbigen Tafel

Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH

Alle Rechte, insbesondere das der Übersetzung in fremde Sprachen, vorbehalten.
Ohne ausdrückliche Genehmigung des Verlages ist es auch nicht gestattet,
dieses Buch oder Teile daraus auf photomechanischem Wege
(Photokopie, Mikrokopie) zu vervielfältigen.
ISBN 978-3-642-52778-4 ISBN 978-3-642-52777-7 (eBook)
DOI 10.1007/978-3-642-52777-7
Copyright 1955 by Springer-Verlag Berlin Heidelberg
Ursprünglich erschienen bei Springer-Verlag OHG., Berlin / Göttingen / Heidelberg. 1955

Softcover reprint of the hardcover 9th edition 1955

Vorwort zur neunten Auflage.

Die vorliegende neunte Auflage des 1. Bandes dieses Lehrbuches unterscheidet sich von den vorhergehenden in mehrfacher Weise. Zunächst sei darauf hingewiesen, daß eine andere Stoffauswahl und andere Aufteilung der zahlreichen die Bergbaukunde umfassenden Gebiete stattgefunden hat. Dieses tritt einmal dadurch in die Erscheinung, daß ein Abschnitt über Geologie und Lagerstättenlehre nicht wieder aufgenommen worden ist. Nachdem im Springer-Verlag KUKUKS ausgezeichnete „Geologie, Mineralogie und Lagerstättenlehre" erschienen ist, bestand keine Notwendigkeit mehr, diesen nicht zur Bergbaukunde gehörigen Stoff weiter beizubehalten. Es wäre dies nur auf Kosten des eigentlichen Inhalts und Zweckes des Lehrbuches möglich gewesen. Eine weitere Änderung besteht in der Übernahme des Abschnitts „Förderung" aus dem 2. in den 1. Band, während der Abschnitt „Grubenbaue", d. h. Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau, erst im 2. Band behandelt werden wird. Durch die Auswechslung der beiden Abschnitte habe ich einen gleichmäßigeren Übergang in der Reihenfolge der einzelnen Abschnitte angestrebt, da eine im 2. Band vorgesehene stärkere Berücksichtigung der Organisation des Abbaus und des Streckenvortriebs sich u. a. auf die Abschnitte Gewinnung, Wetterführung und Förderung aufbauen muß. Eine dritte Änderung ist drucktechnischer Art, und zwar insofern, als häufiger als bisher vom Kleindruck Gebrauch gemacht worden ist. Der Kleindruck erschien für Randgebiete der Bergbaukunde geeignet sowie für mannigfache Einzelheiten, die insbesondere für den Bergschüler weniger wichtig sein dürften.

Inhaltlich hat das Buch eine völlige und durchgreifende Neubearbeitung erfahren. Diese gründliche Neufassung ist durch die Fortschritte auf allen Gebieten der Bergtechnik seit der letzten und vorletzten Auflage notwendig geworden. Ich habe mich dabei bemüht, stets das Grundsätzliche zu betonen, Gesichtspunkte für eine selbständige Urteilsbildung herauszuarbeiten und damit in das bergmännische Denken einzuführen. Bei allem Streben nach Vollständigkeit im wesentlichen habe ich bewußt darauf verzichtet, jede Maschine und jedes Verfahren zu erwähnen. Es ist nicht Aufgabe eines Lehrbuches, jede in der Entwicklung befindliche Neuerung und jeden Versuch zu behandeln oder noch nicht ausreichend Bewährtes ausführlich zu bringen. Um dem vorliegenden Buch auch als Nachschlagewerk in noch stärkerem Maße gerecht zu werden, wurde das Sachverzeichnis wesentlich erweitert und umfaßt nunmehr rd. 3000 Stichworte.

Wegen seiner großen Bedeutung in Deutschland berücksichtigt das Buch seinem Ursprung entsprechend besonders den Steinkohlenbergbau. Es ist

jedoch mein Bestreben gewesen, den Erzbergbau, den Salzbergbau, den Braunkohlentiefbau und bei den Tiefbohrverfahren auch den Erdölbergbau in stärkerem Maße hervorzuheben als bisher und damit dem Lehrbuch mehr den Charakter einer allgemeinen Bergbaukunde zu geben.

Im Abschnitt „Förderung" sind die Kapitel „Die maschinelle aufwärts und abwärts gehende Förderung" sowie die „Schachtförderung" mit Ausnahme des Unterabschnittes „Füllort und Hängebank" wiederum durch Herrn Dr.-Ing. eh. HERMANN HERBST überarbeitet worden, wofür ich ihm auch an dieser Stelle meinen herzlichen Dank sagen möchte.

Aufrichtig danken möchte ich weiterhin denjenigen Fachgenossen und Firmen, die mir durch Erteilung von Auskünften, durch Gedankenaustausch, durch Überlassung von Zeichnungen usw. bei der Abfassung dieses Buches behilflich gewesen sind. Es sei mir gestattet, die Herren Privatdozenten Dr.-Ing. DOHMEN und Dr.-Ing. LINSEL namentlich zu erwähnen, ferner die Herren Dr.-Ing. WINTER, Dr.-Ing. SCHMIDT von der Wetterwirtschaftsstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse sowie Herrn Bergassessor Dr.-Ing. KOEPE und Herrn Oberingenieur GROEZINGER. Meinen früheren und jetzigen Assistenten, den Herren Dipl.-Ing. WILD, Dr.-Ing. HOEBER, Dipl.-Ing. OIDTMANN, Dipl.-Ing. REUTHER und Dipl.-Ing. WIESNER, danke ich für ihre unermüdliche und interessierte Hilfe.

Aachen, im April 1955.

C. H. Fritzsche.

Inhaltsverzeichnis.

Seite

Einleitung 1

1. Begriff des Bergbaus. — 2. Begriff und Einteilung der Bergbaukunde.

Erster Abschnitt.

Schürf- und Bohrarbeiten.

I. Schürfen 2

a) Geologische Untersuchungen 2

3. Kurzer Überblick.

b) Geophysikalische Untersuchungen 3

4. Allgemeines. — 5. Die magnetischen Verfahren. — 6. Schwerkraftmessungen. — 7. Elektrische Verfahren. — 8. Seismische Verfahren. — 9. Rückblick auf die geophysikalischen Verfahren.

c) Bergmännische Schürf- und Untersuchungsarbeiten . . 12

10. Allgemeines. — 11. Schürfgräben, Schürfstollen und -schächte. — 12. Bergmännische Untersuchungsarbeiten.

d) Lagerstättenvorrat und Gehalt 14

13. Allgemeines. — 14. Der Lagerstättenvorrat. — 15. Feststellung des Gehaltes. — 16. Errechnung des Durchschnittgehaltes. — 17. Berechnung des Wertes von 1 t Roherz in der Grube. — 18. Berechnung des Wertes von 1 t Steinkohle.

II. Flach- und Tiefbohrung 19

19. Überblick. — 20. Wesen und Zweck der bergmännischen Flach- und Tiefbohrung. — 21. Einteilung. — 22. Der Antrieb. — 23. Die Förderung des losgelösten Gesteins.

A. Unter Tage anwendbare Bohrverfahren 27

24. Gemeinsame Grundzüge solcher Bohrmaschinen. — 25. Die Ablenkung söhliger und schräger Bohrungen.

a) Schlagendes Bohren 30

26. Aufbruchbohrmaschine der Firma Hüppe, Remscheid.

b) Drehendes Bohren 30

1. Nach dem Prinzip von CRAELIUS 30

27. Die Großlochbohrmaschine der Firma Korfmann, Witten.

2. Mit besonderer Vorschubwinde 31

28. Bohrwolf der Firma Bade & Co. — 29. Das Ring-Schrämgerät der Salzgitter-Maschinen AG. — 30. Leistungen und Kosten von Untertagebohrungen.

B. Unter und über Tage anwendbare Bohrverfahren . . . 33

31. Allgemeines.

1. Drehbohren nach dem Prinzip von CRAELIUS 34

32. Bohrmaschine der Firma Wirth & Co.

Seite

2. Drehbohren nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschine . . 36

α) Mit besonderem Vorschubmotor 36

33. Bohrmaschine der Firma Nüsse & Gräfer, Sprockhövel. — 34. Bohrmaschine der Firma Hausherr & Söhne.

β) Drehbohren nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschine mit Differentialvorschub 37

35. Bohrmaschine der Schwedischen Diamant-Tiefbohr A.G.

C. Über Tage anwendbare Bohrverfahren 39

36. Bohrtürme. — 37. Das Gestänge.

a) Das Herstellen von Bohrlöchern für mäßige Teufen (Flachbohrung) 41

1. Stoßendes Bohren 41

38. Das stoßende Bohren am steifen Gestänge von Hand.

2. Schlagendes Bohren 42

39. Das schlagende Bohren mit Hilfe eines Druckluftbohrhammers.

3. Drehendes Bohren 42

40. Das Drehbohren von Hand ohne Spülung. — 41. Das Drehbohren mit Stahlvollbohrern und Spülung. — 42. Das Saugbohrverfahren. — 43. Das Lufthebeverfahren.

b) Das Herstellen von Bohrlöchern für große Teufen (Tiefbohrung) 45

1. Stoßendes Bohren 45

α) Das Gestängebohren 45

44. Das Freifallbohren. — 45. Die Seilschnellschlagbohrung.

β) Das Seilbohren 48

46. Anwendungszeit und Beurteilung.

2. Drehendes Bohren 49

α) Vollbohrung nach dem Rotary-Verfahren 49

47. Überblick. — 48. Bohrmeißel. — 49. Das Gestänge. — 50. Die Spülung. — 51. Antrieb und Kraftbedarf. — 52. Das Fördern von Gestänge. — 53. Das Richtbohren. — 54. Beurteilung der Rotary-Vollbohrung.

β) Kernbohrung nach dem Rotary- und dem Craelius-Verfahren . . . 59

55. Überblick. — 56. Diamant-Bohrkronen. — 57. Bohrkronen mit Diamantersatz. — 58. Kerngewinnung. — 59. Beurteilung der Kernbohrung.

3. Besondere Einrichtungen und Arbeiten bei der Tiefbohrung . . 63

α) Verrohrung 63

60. Zweck der Verrohrung. — 61. Futterrohre. — 62. Einbringen der Verrohrung. — 63. Das Zementieren. — 64. Ziehen der Futterrohre.

β) Hilfsvorrichtungen 67

65. Beschreibung.

γ) Behebung von Störungen im Bohrbetrieb 68

66. Beschreibung von Geräten zur Behebung von Störungen.

δ) Überwachung des Bohrbetriebes. — Verwertung und Deutung von Bohrergebnissen. — Bohrkosten und -leistungen 70

67. Gesteinsproben. — 68. Bohrloch-Neigungsmesser. Allgemeines. — 69. Säureflasche und Pendel. — 70. Bohrlochneigungsmesser mit Kreiselkompaß. — 71. Magnetische Bohrlochneigungsmesser. — 72. Stratameter. — 73. Leistungen und Kosten.

Seite

Zweiter Abschnitt.

Gewinnungsarbeiten.

I. Einleitende Bemerkungen 77

1. Allgemeines.

Gedingewesen.

2. Das Gedinge. — 3. Die Gedingegestalt. — 4. Die Gedingeart. — 5. Der Gedingeumfang. — 6. Die Gedingeform. — 7. Die Gedingegattung. — 8. Das Setzen eines Gedinges. — 9. Beispiel für ein Gedinge.

II. Gewinnungsarbeiten von Hand 82

10. Vorbemerkung. — 11. Die Wegfüllarbeit. — 12. Die Keilhauenarbeit. — 13. Die Hereintreibearbeit.

III. Maschinelle Gewinnungsarbeiten 83

14. Vorbemerkung.

A. Die Arbeit mit Abbauhämmern 84

15. Anwendung der Abbauhämmer. — 16. Bauart im allgemeinen. — 17. Die Steuerung der Abbauhämmer. — 18. Ausführungsbeispiele für Abbauhämmer. — 19. Der Rückschlag. — 20. Hammerpflege. — 21. Hammerprüfungen. — 22. Die Kosten des Abbauhammerbetriebes.

B. Die maschinelle Schrämarbeit 91

23. Allgemeines. — 24. Die Schrämarbeit im Abbau. — 25. Die Großschrämmaschine. — 26. Der Schrämmaschinenmotor. — 27. Der Schrämkopf. — 28. Das Windwerk. — 29. Die Schrämkette. — 30. Die Schrämmeißel. — 31. Der Schrämmaschinenbetrieb. — 32. Die Schrämkosten. — 33. Betrachtungen zur Wirtschaftlichkeit des Schrämens. — 34. Maschinen mit Doppelausleger und andere Bauarten. — 35. Das Seilschrämgerät der Firma Neuenburg.

C. Das Kerben im Abbau und das Schrämen und Kerben im Streckenvortrieb sowie in Auf- und Abhauen 101

36. Die Einbruchkerbmaschinen. — 37. Die Schräm- und Kerbmaschinen. — 38. Der Schrämzwerg der Firma Neuenburg. — 39. Die Kleinschrämmaschinen. — 40. Die Anwendbarkeit der schneidenden Zurichtungsmaschinen im Abbau. — 41. Die schneidende Zurichtung in Auf- und Abhauen. — 42. Anwendungsbereiche des Schrämens und Kerbens in Auf- und Abhauen. — 43. Die schneidende Zurichtung in Abbaustrecken.

D. Kohlengewinnungs- und Lademaschinen 106

44. Vorbemerkung. — 45. Grundsätzliche Möglichkeiten der Mechanisierung der Gewinnung und Verladung. — 46. Die Schrämlademaschinen. — 47. Der Kohlenhobel. — 48. Der Einheitshobel. — 49. Der Westfalia-Schnellhobel. — 50. Der Anbauhobel. — 51. Die Beherrschung des Hangenden in Hobelstreben. — 52. Die Abbaustreckenförderung. — 53. Schichtenverbrauch, Leistung und Wirtschaftlichkeit. — 54. Der Schälschrapper.

Rückblick und Ausblick auf die maschinelle Kohlengewinnung und Verladung. 118

IV. Sprengarbeit 119

55. Geschichtliches.

A. Herstellung der Bohrlöcher 120

56. Allgemeines.

a) Drehendes Bohren in mäßig festem Gestein 120

57. Bohrstangen und Bohrschneiden. — 58. Druckluft-Handbohrmaschinen. — 59. Kosten. — 60. Elektrische Handdrehbohrmaschinen. — 61. Elektrische Säulendrehbohrmaschine.

Seite

b) Drehendes Bohren in hartem Gebirge 126

62. Allgemeines. — 63. Die Drehbohrmaschinen. — 64. Drehbohrschneiden und Bohrgestänge. — 65. Leistungen und Kosten.

c) Schlagendes Bohren 129

66. Vorbemerkung. — 67. Die Bohrstangen. — 68. Die Stahlschneiden. — 69. Die Behandlung der Stahlbohrer. — 70. Hartmetallschlagbohrer. — 71. Das Bohren mit Hartmetallschlagbohrern und das Nachschleifen. — 72. Standdauer und Kosten.

Schlagbohrmaschinen 136

73. Allgemeines. — 74. Beschreibung eines Bohrhammers. — 75. Die Steuerung. — 76. Die Umsetzvorrichtung. — 77. Befestigung der Bohrer im Bohrhammer. — 78. Mechanische Hammerschlagleistung, Umsatzwinkel, Hammerschlagarbeit und Schlagzahl. — 79. Die Kosten des Bohrhammerbetriebes. — 80. Kosten des Schlagbohrens. — 81. Einrichtungen zur Erleichterung des Vorschubes von Bohrhämmern.

d) Das Drehschlagbohren. 143

82. Allgemeines. — 83. Die Drehschlagbohrmaschinen. — 84. Bohrschneiden und Bohrgestänge. — 85. Leistungen und Kosten.

e) Die Bohrwagen 145

86. Vorbemerkung. — 87. Schlagbohrwagen. — 88. Stoßbohrwagen. — 89. Drehbohrwagen. — 90. Drehschlagbohrwagen.

B. Die Sprengstoffe 151

a) Allgemeiner Teil 151

91. Sprengstoff; Sprengung; Explosion. — 92. Arten der plötzlichen Umsetzung — Deflagration und Detonation. — 93. Einleitung der Umsetzung, Initiierung. — 94. Explosionsschwaden. — 95. Berechnung der sprengtechnischen Daten. — 96. Die vergleichende Messung der Sprengkraft und der Brisanz. — 97. Messung der Detonationsgeschwindigkeit. — 98. Zusammenstellung und Allgemeines über Auswahl eines Sprengstoffes.

b) Besonderer Teil 155

99. Einteilung der Sprengstoffe.

1. Sprengpulver und Sprengsalpeter 155

2. Brisante Gesteinssprengstoffe 155

100. Vorbemerkung. — 101. Das Sprengöl. — 102. Die Kollodiumwolle. — 103. Dynamit 1. — 104. Gelatinöse Ammonsalpetersprengstoffe, Ammon-Gelite 1, 2, 3. — 105. Pulverförmige Ammonsalpetersprengstoffe mit und ohne Nitroglyzerin. — 106. Chloratsprengstoffe.

3. Wettersprengstoffe 157

107. Vorbemerkung. — 108. Begriffsbestimmung. — 109. Ursachen der Schlagwetter- und Kohlenstaubentzündung. — 110. Wettersprengstoffe der Klasse I. — 111. Wettersprengstoffe der Klasse II. — 112. Wettersprengstoffe der Klasse III. — 113. Erprobung der Schlagwetter- und Kohlenstaubsicherheit. — 114. Prüfungen im Kantenmörser. — 115. Bewertung der in den Versuchsstrecken erzielten Ergebnisse.

4. Die Sprengkapseln 162

116. Einleitung. — 117. Sprengkapseln. — 118. Handhabungssicherheit der Sprengkapseln. — 119. Vergleich zwischen Kupfer- und Aluminiumkapseln.

5. Lagerung der Sprengstoffe 164

120. Allgemeines. — Unterirdische Sprengstofflager.

6. Vernichtung von Sprengmitteln 166

121. Allgemeines. — 122. Ausführung der Arbeiten.

Seite

C. Die Zündung der Sprengschüsse 167

123. Einteilung.

a) Zündschnurzündung 167

124. Die Zündschnur. — 125. Die Verbindung mit der Sprengkapsel. — 126. Das Anzünden der Zündschnur. — 127. Sprengschnur.

b) Elektrische Zündung 170

1. Allgemeines 170

128. Teile der elektrischen Zündung. — 129. Strom- und Spannungsverhältnisse. — 130. Anwendung der Gesetze auf die elektrische Zündanlage.

2. Die elektrischen Zünder 172

131. Allgemeine Kennzeichnung. — 132. Zünderdrähte und Zündsatz. — 133. Einteilung der Zünder. — 134. Brückenzünder. — 135. Spaltzünder. — 136. Scharfe Zünder. — 137. Scharfe Momentzünder und Schnellzeitzünder. — 138. Sonderausführungen. — 139. Schnellzeitzünder mit Millisekundensatz (Millisekundenzünder). — 140. Nichtscharfe Zünder.

3. Stromquellen 178

141. Die dynamoelektrischen Zündmaschinen. Allgemeines. — 142. Bauart der dynamoelektrischen Zündmaschinen. — 143. Federzugmaschinen. — 144. Maschinen mit Handantrieb. — 145. Mehrkreiszündmaschinen. — 146. Kondensatorzündmaschine. — 147. Die Leistung der Zündmaschinen.

4. Schießleitungen 183

148. Herstellungsstoff und Widerstand. — 149. Ausführung und Verlegung der Leitungen. — 150. Verbindung der Leitungen. — 151. Nebenschlüsse und Streuströme.

5. Hilfsgeräte für die elektrische Zündung 186

152. Leitprüfer. — 153. Ohmmeter. — 154. Beispiel einer Widerstandsmessung. — 155. Zündmaschinenprüfgeräte.

6. Die Schaltung der Schüsse 187

156. Schaltungsweisen.

7. Schlußbemerkungen 188

157. Vergleich der Zündarten untereinander. — 158. Vergleich der elektrischen Zündung mit der Zündschnurzündung.

D. Betriebsmäßige Ausführung der Sprengarbeit 190

159. Die Schlagpatrone. — 160. Der Besatz. — 161. Das Besatzmaterial. — 162. Vorgabe und Lademenge. — 163. Hohlraumschießen. — 164. Kombiniertes Schießen. — 165. Die Schießarbeit beim Auffahren von Gesteinsstrecken. — Allgemeines. — 166. Grundformen der Einbrüche. — 167. Abarten dieser Einbrüche. — 168. Einbrüche auf Lösen. — 169. Besonderheiten beim Einbruchschießen. — 170. Der Sprengstoffverbrauch beim Gesteinsstreckenvortrieb. — 171. Die Abschlaglänge. — 172. Schießstufen. — 173. Die Zündfolge. — 174. Schießarbeit beim Auffahren von Abbaustrecken.

E. Das Schießen in der Kohle beim Abbau 205

175. Allgemeines. — 176. Anforderungen der Schießarbeit an Hangendes, Ausbau und Versatz. — 177. Die Schießverfahren in der flachen Lagerung. — 178. Die Einschaltung der Schießarbeit in die übrigen Betriebsvorgänge bei flacher Lagerung. — 179. Beispiele für die Einordnung der Schießarbeit in den Betriebsablauf. — 180. Die Hereingewinnung durch Schießen in Verbindung mit Schrämarbeit. — 181. Die Schießarbeit beim Abbau in der steilen Lagerung. — 182. Wirtschaftliche Beurteilung der Schießarbeit in der Kohle.

F. Unglücksfälle bei der Sprengarbeit 214

183. Verhalten der Mannschaft. — 184. Die Sprengladung als Unfallursache. — 185. Versager. — 186. Beseitigen sitzengebliebener Patronen. — 187. Nachschwaden. — 188. Sprengkapseln. — 189. Elektrische Zündung.

Seite

G. Sonstige Sprengverfahren 218

1. Das Sprengluftverfahren 218

190. Allgemeines. Sprengtechnische Eigenschaften der Sprengluft. — 191. Beförderungs- und Tränkgefäße. — 192. Patronen und Besatz. — 193. Zündung. — 194. Die Kosten des Sprengluftverfahrens. — 195. Anwendbarkeit des Verfahrens.

2. Das Cardox-, Hydrox- und Chemecholverfahren 220

196. Beschreibung.

3. Das Airdox- oder Armstrongverfahren 220

197. Beschreibung.

V. Die maschinelle Wegfüllarbeit 221

198. Vorbemerkung. — 199. Die Ladewagen. — 200. Die Wurfschaufellader. — 201. Die Stoßschaufellader. — 202. Betriebliche Beurteilung der Stoßschaufellader. Leistungen. — 203. Die Schrappförderer. — 204. Die Schrapplader. — 205. Die Seitengrifflader. — 206. Die Zughackenlader. — 207. Anwendungsbereich der Lademaschinen.

Dritter Abschnitt.

Förderung.

I. Allgemeine Erörterungen 239

1. Einleitung. — 2. Grundsätzliches über Förderverfahren. — 3. Errechnung der Förderleistung. — 4. Überblick über die Grubenförderung.

II. Die Förderung in söhligen und geneigten Grubenbauen mit Stromförderern 242

5. Allgemeines. — 6. Die Förderung mit festen Rutschen.

a) Die Förderung mit Schüttelrutschen 244

7. Das Wesen des Fördervorganges beim Schüttelrutschenbetrieb. — 8. Ausführung der Rutschen. — 9. Arten der Schüttelrutschen. — 10. Die Schieberutsche und ummantelte Schieberutsche. — 11. Rutschenverbindungen. — 12. Antrieb der Schüttelrutschen. Allgemeines. — 13. Der Antrieb mit Druckluftmotoren. — 14. Gegenmotor und Gegenzylinder. — 15. Der elektrische Rutschenantrieb. — 16. Aufstellung des Motors und Übertragung der Bewegung auf den Rutschenstrang. — 17. Das Umlegen und Rücken des Rutschenstranges. — 18. Leistungen.

b) Die Förderung mit Bändern 256

19. Gurtförderbänder. — 20. Förderbandverbindungen. — 21. Einteilung der Gummigurtbänder. — 22. Oberbandförderer. Traggerüst und Umkehrstation. — 23. Anordnung der Antriebe. — 24. Der Antrieb der Gummibänder. — 25. Die Druckluft- und Elektrorolle. — 26. Mittelantrieb und Bandübergabestellen. — 27. Die Untergurtförderung. — 28. Der Schleppgurtförderer. — 29. Das Hörstermannband. — 30. Der Troggurtförderer. — 31. Einsatz von Gummigurtbändern und ihre Leistungsfähigkeit. — 32. Die Wartung von Förderbandanlagen. — 33. Die Stahlgliederbänder. Allgemeines. — 34. Rollen und Ketten. 35. Traggerüst und Antrieb. — 36. Anwendungsbereich der Stahlgliederbänder. — 37. Sonderbauarten von Stahlgliederbändern. — 38. Das Kurvenband, Bauart Hemscheidt-Grebe.

c) Kettenförderer 278

39. Einführung. — 40. Kettenförderer mit schleppender Wirkung und zwangsgeführter Oberkette (Doppelkettenförderer). Allgemeines. — 41. Der Panzerförderer der Westfalia-Lünen. — 42. Der Rekordförderer der Firma Beien. —

Seite

43. Der Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderer. — 44. Schleppkettenförderer mit nicht zwangsgeführter Oberkette (Kratzförderer). Der Einkettenkratzförderer. — 45. Der Zweikettenkratzförderer. — 46. Kettenförderer mit bremsender Wirkung (Bremsförderer). Allgemeines. — 47. Die Einkettenbremsförderer. — 48. Die Zweikettenbremsförderer. — 49. Gesichtspunkte für die Auswahl der Abbaufördermittel. — 50. Beispiele für den Einsatz und das Zusammenwirken verschiedener Abbau- und Streckenfördermittel.

Anhang.

Kosten der Stromfördermittel für söhlige und geneigte Strecken . 293

51. Anlage- und Betriebskosten. — 52. Beispiele für die Errechnung der Betriebskosten von Abbaufördermitteln.

III. Die söhlige Streckenförderung mit Wagen 299

53. Überblick.

A. Die Bewegung von Förderwagen auf Schienen 300

54. Der Fahrwiderstand auf söhliger Bahn.

B. Förderwagen 301

55. Allgemeine Erfordernisse. — 56. Allgemeine Gesichtspunkte für die Verwendung kleiner oder großer Förderwagen. — 57. Der Kleinförderwagen. — 58. Mittelförderwagen. — 59. Der Großförderwagen. — 60. Die Radsätze. Radstand und Spurweite. — 61. Bauart und Pflege der Radsätze. — 62. Puffer. — 63. Kupplungen. — 64. Mannschaftsförderung und besondere Wagenformen für Kohlen-, Berge- und Materialförderung. — 65. Reinigung der Förderwagen. — 66. Größe des Wagenparks und seine Kosten.

C. Der Gleisbau 314

67. Allgemeines. — 68. Schienen. — 69. Schwellen. — 70. Schienenbefestigungen. — 71. Verlegen des Gestänges. — 72. Aufgleisvorrichtungen. — 73. Verbindung von Schienensträngen miteinander. Wendeplätze. — 74. Weichen. — 75. Schiebebühnen. — 76. Kosten des Oberbaus.

D. Die Betätigung der Wagenförderung 327

77. Überblick.

a) Förderung durch Schlepper und Pferde 327

78. Schlepperförderung. — 79. Pferdeförderung. Allgemeines. — 80. Unterirdische Pferdeställe. — 81. Wirtschaftlichkeit der Pferdeförderung.

b) Maschinenmäßige Streckenförderung 329

82. Vorbemerkung.

1. Förderung mittels feststehender Maschinen 329

Förderung mit offenem oder geschlossenem mehrteiligem Seil . . . 329

83. Die Schlepperhäspel. — 84. Aufstellung der Schlepperhäspel. — 85. Schlepperhaspelförderung mit offenem Seil. — 86. Die Schlepperhaspelförderung mit Seil und Gegenseil. — 87. Betriebliche Voraussetzungen und Wirtschaftlichkeit. — 88. Schlepperhaspelförderung mit Vorder- und Hinterseil. — 89. Die Kosten der Schlepperhaspelförderung.

2. Förderung mit endlosem Zugmittel 335

90. Arten der Förderung mit endlosem Zugmittel.

α) Förderung mit schwebendem Seil ohne Ende 336

91. Das Zugseil. — 92. Mitnehmer. — 93. Trag- und Kurvenrollen. — 94. Anschlagpunkte. — 95. Signalgebung. — 96. Lage der Antriebsmaschine und Verbindung der Seilbahn mit dem Füllort. — 97. Kraftbedarf. — 98. Größere Streckenförderanlagen. — 99. Kosten der Förderung mit Seil ohne Ende.

β) Förderung mit schwebender Kette ohne Ende 341

100. Besonderheiten der Kettenförderung.

Seite

3. Beurteilung der Förderung mit geschlossenem Zugmittel . . . 342
101. Vergleich zwischen Seil und Kette. — 102. Beurteilung der Förderung mit endlosem Zugmittel.

4. Lokomotivförderung 344
103. Allgemeines. — 104. Energiebedarf der Grubenlokomotiven. — 105. Die Fahrdrahtlokomotive. — 106. Elektrische Lokomotivförderung mit zweipoliger Oberleitung. — 107. Der Betrieb mit Fahrdrahtlokomotiven. — 108. Die Akkumulatorlokomotive. — 109. Batteriebauarten und Ladestation. — 110. Betriebliche Eigenschaften der Akkumulatorlokomotive. — 111. Die Verbundlokomotive. — 112. Anwendungsbereiche elektrischer Lokomotiven. — 113. Druckluftlokomotive. — 114. Diesellokomotive. — 115. Der Betrieb mit Diesellokomotiven. — 116. Betriebstechnischer Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten. — 117. Grubensicherheitlicher Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten. — 118. Wirtschaftlichkeitsvergleich der verschiedenen Lokomotivarten. — 119. Lokomotivförderung in Erz-, Steinsalz- und Kaligruben. — 120. Abbaustreckenförderung mit Lokomotiven. — 121. Die Akkumulatorabbaulokomotive. — 122. Die Druckluftabbaulokomotive. — 123. Die Dieselabbaulokomotive. — 124. Vergleich der verschiedenen Abbaulokomotiven.

5. Die Organisation der Lokomotivförderung 366
125. Betriebliche Vor- und Nachteile der Lokomotivförderung. — 126. Leistungen der Lokomotivförderung. — 127. Der Förderbetrieb mit Lokomotiven. — 128. Aufstellräume und Werkstätten.

E. Die gleislose Förderung in Kammern und Strecken . . . 371
129. Die gleislose Förderung, Allgemeines.

Anhang.

A. Die Druckluftwirtschaft im Untertagebetrieb 371
130. Die Druckluftwirtschaft im allgemeinen. — 131. Die Fortleitung der Druckluft im Untertagebetrieb. — 132. Die Mengenverluste. — 133. Der Druckabfall. — 134. Berechnung des Rohrleitungsnetzes. — 135. Luftverbrauch der einzelnen Arbeitsmaschinen. — 136. Der Rohrleitungsplan. — 137. Der Betrieb mit einem elektrisch angetriebenen Untertagekompressor.

B. Die Elektrizität im Untertagebetrieb 377
138. Verbreitung der Elektrizität im Untertagebergbau und ihre Gründe. — 139. Stromart und Schlagwetterschutz. — 140. Energieverteilung unter Tage. — 141. Die Schalter. — 142. Kabel und Gummischlauchleitungen. — 143. Berechnung des Kabel- und Leitungsnetzes. — 144. Umspanner. — 145. Die Motoren. — 146. Schutzmaßnahmen gegen Berührungs- und Brandgefahr. — 147. Die Verriegelungsschaltung. — 148. Selektivität.

C. Die Nachrichtenübermittlung unter Tage 391
149. Überblick. — 150. Fernsprechanlagen. — 151. Signalisierung im Streb. — 152. Streckensignalanlagen. — 153. Drahtlose Fernsprechverbindung. — 154. Fernmessung.

IV. Die abwärts und aufwärts gehende Zwischensohlenförderung 397

A. Die nichtmaschinelle Förderung (abwärts gehende Förderung) 397
155. Vorbemerkung. — 156. Die Bremsberg- und Bremsschachtförderung. — 157. Die Rollochförderung. — 158. Rollochverschlüsse. — 159. Die Wendelrutsche. — 160. Vor- und Nachteile. — 161. Die Bergefalleitung. — 162. Die Bergefalltreppe. — 163. Vergleich der verschiedenen Stromfördermittel für die senkrechte Abwärtsförderung von Bergeversatz.

B. Die maschinelle Förderung (aufwärts und abwärts gehende Förderung) 405
164. Allgemeines.

a) Schrägförderung 405
165. Die Förderverfahren.

Seite

b) Seigerförderung 406

166. Förderverfahren. — 167. Aufstellung der Förderhäspel. — 168. Antrieb der Förderhäspel. — 169. Der Seilantrieb durch den Haspel. — 170. Das Auflegen der Förderseile in Blindschächten. — 171. Die Führung der Gefäße und Gestelle im Schacht. — 172. Einrichtungen an den Ausschlägen. — 173. Signalvorrichtungen. — 174. Seilfahrt in Blindschächten. — 175. Leistungen und Kosten der Haspelförderung.

C. Sicherheitsvorrichtungen bei der Brems- und Haspelförderung 419

176. Überblick. — 177. Einfache Tor- und Stangenverschlüsse. — 178. Sicherheitsverschlüsse. — 179. Wagensperren. — 180. Fangvorrichtungen für seillos abgehende Wagen in tonnlägigen Schächten. — 181. Sicherungen gegen vorzeitiges Bewegen des Fördergestells. — 182. Sicherungen gegen ein Laufen des Haspels in Abwesenheit des Haspelführers.

V. Die Schachtförderung 424

A. Einleitung 424

183. Bedeutung der Schachtförderung für die verschiedenen Bergbaugebiete. — 184. Allgemeine Möglichkeiten der Schachtförderung.

B. Die Arten der Schachtförderung 426

185. Grundsätzliche Unterschiede zwischen der Gefäß- und der Gestellförderung.

a) Gestellförderung 428

186. Ausführung der Fördergestelle. — 187. Die Sicherung und das Festhalten der Wagen auf dem Gestell. — 188. Die Bedeutung eines raschen Wagenwechsels auf den Gestellen. — 189. Durchführung des Wagenwechsels. — 190. Aufsetzvorrichtungen. — 191. Wagenwechsel am freien Seil. — 192. Gestellförderung und Seilfahrt. — 193. Ersatzfördergestelle.

b) Gefäßförderung. 435

194. Die Fördergefäße. — 195. Einrichtungen an der Hängebank. — 196. Das Einhängen von Bergen und Material bei Gefäßförderung. — 197. Gefäßförderung und Seilfahrt.

c) Leistung und Kosten der Schachtförderung 440

198. Einfluß der Totlasten. — 199. Bedeutung der Bedienungspausen. — 200. Die Kosten der Schachtförderung.

d) Andere Arten der Schachtförderung 445

201. Förderung mittels Wasser oder Luft in Rohrleitungen. — 202. Förderung von Grubenholz.

C. Füllort und Hängebank 446

a) Einleitende Bemerkungen über Füllörter 446

203. Aufgabe der Füllörter. — 204. Gesichtspunkte für die Anlage eines Füllortes. — 205. Sonstige Grubenräume im Füllortbereich.

b) Füllörter bei Gestellförderung. 448

206. Anordnung der Voll- und Leerseite. — 207. Fahrbetrieb der Züge, Allgemeines. — 208. Das Einsetzen der Züge. — 209. Gesichtspunkte für die Gleisanlage. — 210. Füllortformen. — 211. Speichervermögen des Füllortes. — 212. Abmessungen des Füllorts. — 213. Festlegung des Höhenplanes.

c) Füllortförderung und Schachtbeschickung bei Gestellförderung 455

214. Die Füllortförderung. Allgemeines. — 215. Die maschinelle Füllortförderung. — 216. Gefälleförderung. — 217. Die Schachtbeschickung.

d) Die maschinellen Füllorteinrichtungen 458

218. Kettenbahnen. — 219. Raupenkettenzieher. — 220. Vorzieher. — 221. Förderwagensperren. — 222. Hauptsperren. — 223. Schachtsperren. — 224.

Seite

Förderwagenbremsen. — 225. Aufschiebevorrichtungen. — 226. Schwingbühnen. — 227. Schachttore. — 228. Steuerung der Schachtbeschickungseinrichtung. — 229. Besondere Sicherheitseinrichtungen. — 230. Trägerkonstruktion und Schachtstuhl.

e) Füllörter bei Gefäßförderung 466
231. Gesichtspunkte für die Anlage von Füllörtern bei Gefäßförderung. — 232. Füllortförderung. — 233. Fülltaschen. — 234. Verhütung der Staubentwicklung. — 235. Anordnung der Füllanlage. — 236. Bedienungseinrichtungen und Verriegelungen.

f) Die Hängebank 470
237. Die Hängebank. Allgemeines. — 238. Die maschinellen Einrichtungen der Hängebank. — 239. Beispiel für eine Hochhängebank mit Wagenumlauf. — 240. Die Rasenhängebank.

D. Weitere Teile der Fördereinrichtungen 473

a) Die Fördermaschinen 473
241. Die Entwicklung der Fördermaschinen. — 242. Vergleich zwischen Elektrizität und Dampf als Antriebskraft von Fördermaschinen.

b) Die Förderseile 477
243. Allgemeines über die Herstellung der Drahtseile. Werkstoffe. — 244. Flachseile (Bandseile). — 245. Rundseile. Allgemeines über den Aufbau. — 246. Verschlossene Seile. — 247. Rundlitzenseile. — 248. Flach- und dreikantlitzige Seile. — 249. Berechnung von Förderseilen. — 250. Das Auflegen der Förderseile. — 251. Unterseile. — 252. Das Anhängen der Unterseile. — 253. Prüfung und Überwachung. — 254. Die Bruchgefahr bei Förder- und Unterseilen. — 255. Leistung und Kosten von Förderseilen.

c) Die Verbindung zwischen dem Seil und dem Fördergutträger 490
256. Allgemeines. — 257. Der gewöhnliche Kauscheneinband. — 258. Die Befestigung des Unterseiles. — 259. Das Zwischengeschirr.

d) Die Führung der Fördergutträger 494
260. Führungsmittel am Fördergutträger. — 261. Anordnung der Führungen im Schacht. — 262. Ausführung der Schachtführungen im einzelnen. Holzführungen. — 263. Stählerne Führungen. — 264. Seilführungen.

e) Die Fördergerüste und Seilscheiben 500
265. Fördergerüste. — 266. Stahl-Fördergerüste. — 267. Stahlbeton-Fördergerüste. — 268. Fördertürme. — 269. Seilscheiben.

f) Die Signaleinrichtungen 507
270. Allgemeines über den Signaldienst. — 271. Der Schachthammer. — 272. Elektrische Signalvorrichtungen. — 273. Fertig-Signaleinrichtungen.

E. Der Förderseilantrieb 511

a) Die Trommel- und Bobinenförderung 511
274. Zylindrische Trommeln. — 275. Konische Trommeln. — 276. Bobinen.

b) Die Treibscheiben- (Koepe-) Förderung 515
277. Das Wesen der Treibscheibenförderung. — 278. Die Reibkraft der Treibscheibe. — 279. Ausführung der Treibscheiben. — 280. Anwendungsgebiet der Treibscheibenförderung.

F. Die Sicherheitsvorrichtungen bei der Schachtförderung . . 520
281. Unfallmöglichkeiten.

a) Die Fangvorrichtungen für Förderkörbe 520
282. Bedeutung der Fangvorrichtungen. — 283. Bauarten.

b) Vorrichtungen gegen das Übertreiben. 521
284. Teufenzeiger und Geschwindigkeitsmesser. — 285. Fahrtregler für Fördermaschinen. — 286. Verdickte oder gegeneinander geneigte Spurlatten. — 287. Prellträger und Fangstützen. — 288. Fördermaschinen-Sperreinrichtungen.

Seite

Vierter Abschnitt.

Grubenwetterung.

I. Einleitende Bemerkungen 526

1. Begriffsbestimmungen. — 2. Zweck der Grubenwetterung. — 3. Luftbedarf für die Atmung. — 4. Auftreten und Beseitigung nicht atembarer Gase in den Grubenwettern. — 5. Wetterbedarf.

II. Die Grubenwetter 528

A. Die atmosphärische Luft und ihre Bestandteile . . . 528

6. Allgemeines. — 7. Sauerstoff. — 8. Stickstoff. — 9. Wasserdampf. Allgemeines. — 10. Messung der relativen Luftfeuchte. — 11. Relative Feuchte des Wetterstromes in der Grube. — 12. Wirkungen der verschiedenen relativen Feuchte. — 13. Austrocknung des Grubengebäudes. — 14. Kohlensäure. Allgemeines. — 15. Kohlensäure-Bildung durch Einwirkung des Luftsauerstoffes. — 16. Ausströmung der Kohlensäure aus dem Gebirge. — 17. Kohlensäure-Bildung bei der Explosion von Sprengstoffen. — 18. Kohlensäure-Bildung durch gelegentliche Ursachen. — 19. Gefährdung des Betriebes durch langsam sich entwickelnde Kohlensäure. — 20. Kohlensäure-Gasausbrüche. — 21. Die Bekämpfung der Ausbruchgefahr.

B. Sonstige, gelegentlich in Grubenwettern auftretende Gase . 535

22. Kohlenoxyd. Allgemeines. Entstehung. — 23. Giftigkeit des Kohlenoxyds. — 24. Schwefelwasserstoff. — 25. Wassersstoff.

C. Das Methan 538

a) Das Auftreten von Grubengas 538

26. Allgemeines. — 27. Entstehung des Grubengases. — 28. Vorkommen des Grubengases. — 29. Grad der Grubengasführung. — 30. Das Gas in der Kohle. — 31. Das Gas im Gestein. — 32. Der Gasdruck in der Kohle und im Nebengestein. — 33. Ausgasung des Gesteins. — 34. Ausgasung unter Abbauwirkung. Grundausgasung, Zusatzausgasung. — 35. Ausgasung in Grubenbauen der Aus- und Vorrichtung. — 36. Höhe der Ausgasung. — 37. Einfluß von Luftdruckschwankungen auf die Methanausgasung. — 38. Plötzliche starke Vermehrung der Ausgasung. — 39. Gasausbrüche. — 40. Gasentwicklung aus bereits gewonnener Kohle. — 41. Verhalten des Grubengases nach der Ausströmung.

b) Bekämpfung des Grubengases 553

42. Allgemeines. — 43. Einfluß der Abbauführung und des Abbauverfahrens auf die Ausgasung. — 45. Maßnahmen zur Begegnung der Gefahr der Gasausbrüche. — 46. Die Methanabsaugung. Allgemeines. — 47. Die einzelnen Verfahren der Grubengasabsaugung. — 48. Die Grubengasabsaugung aus Bohrlöchern. — 49. Anordnung der Bohrlöcher. — 50. Herstellung, Verrohrung und Abdichtung der Bohrlöcher. — 51. Saugzug. — 52. Grubengasabsaugung aus Entgasungsstrecken im Hangenden des gebauten Flözes (Hirschbach-Verfahren). — 53. Die Grubengasabsaugung aus Gaskammern. — 54. Abdämmung. — 55. Überwachung der Anlage. — 56. Vergleich der einzelnen Absaugeverfahren. — 57. Leitungen und Gebläse. — 58. Verwertung des abgesaugten Gases. — 59. Die Wirtschaftlichkeit der Grubengasabsaugung.

D. Die Schlagwetterexplosion 564

60. Der chemische Vorgang bei der Explosion. — 61. Grenzen der Explosionsfähigkeit. Gefährlichkeit nicht explosibler Gemische. — 62. Explosionstemperatur, Volumen und Druck der Explosionsgase. — 63. Explosionsgeschwindigkeit. — 64. Entzündung der Schlagwetter. — 65. Beschaffenheit der Explosionsschwaden. — 66. Entstehungsursachen der Schlagwetterexplosionen.

Seite

E. Mittel zur Erkennung der Schlagwetter 569

67. Analyse. — 68. Die Wetterlampe als Erkennungsmittel für Schlagwetter. — 69. Der RIKEN-Gasdetektor. — 70. Der MSA-Mathandetektor. — 71. Der Ultrarotabsorptionsschreiber.

F. Die physikalischen Verhältnisse der Grubenwetter . . . 574

72. Das Raumgewicht der Grubenwetter. — 73. Beeinflussung des Volumens der Grubenwetter durch den Grubenbetrieb. — 74. Die Bildung der Grubenwettertemperaturen. — 75. Die Verdichtungswärme. — 76. Der Einfluß des Wasserdampfes. — 77. Die Gebirgswärme. — 78. Kältemantel, Wärmemantel, Wärmeausgleichsmantel. — 79. Der Einfluß der Energiearten. — 80. Die Abkühlung der Förderkohle. — 81. Die Oxydationswärme. — 82. Die Einwirkungen im Verhältnis zueinander und sonstige Einflüsse. — 83. Die Wirkungen hoher Temperaturen auf den menschlichen Körper. — 84. Beeinflussung der Wettertemperatur durch die Wettermenge. — 85. Der Maßstab für die Kühlleistung der Luft. Das Feuchtkugelgerät. — 86. Die Effektivtemperatur und die Kühlwirkung der Wetter. — 87. Erkrankungen besonderer Art in warmen, trockenen Gruben. — 88. Die künstliche Kühlung der Grubenwetter durch Wasser und Druckluftmaschinen. — 89. Wetterkühlung durch über Tage aufgestellte Kühlmaschinen. — 90. Wetterkühlung durch unter Tage aufgestellte Kühlmaschinen. — 91. Beispiele von Wetterkühlanlagen.

III. Die Bewegung der Wetter 593

A. Der Wetterstrom und seine Überwachung 593

92. Das Wesen des Wetterstromes. — 93. Saugende und blasende Bewetterung. — 94. Aufsteigende und abfallende Bewetterung.

a) Die meßtechnische Überwachung der Wetterbewegung . 598

95. Statischer und dynamischer Druck. — 96. Aneroidbarometer. — 97. Das Mikrobarometer und der Mikrobarograf der Askaniawerke. — 98. Gewöhnliche Depressionsmesser. — 99. Askania-Minimeter. — 100. Betz-Manometer. — 101. Schlauchmessung. — 102. Schreibende Druckmesser. — 103. Die Rolle des geodätischen Höhenunterschiedes. — 104. Der Einfluß von Luftdruckschwankungen. — 105. Beispiel für Messung und Berechnung des Druckabfalls. — 106. Der Ausgangspunkt von Messungen im Grubengebäude. — 107. Messung der Wettermenge. — 108. Anemometer. — 109. Der *w*-Messer. — 110. Das Staurohr. — 111. Schreibende Mengenmesser.

b) Die rechnerische Erfassung der Wetterbewegung . . . 615

112. Die Berechnung des Druckabfalls. — 113. Der Reibungsbeiwert in Grubenbauen. — 114. Der Reibungsbeiwert in Lutten. — 115. Der Widerstandswert eines Wetterweges. — 116. Grundgesetze der Wetterstrom- und Druckverteilung. — 117. Gleichwertige (äquivalente) Grubenweite. — 118. Widerstandswert und Grubenweite. — 119. Die Kennlinie einer Grube und eines Wetterweges. — 120. Kennwerte der Grubenbewetterung.

c) Die Vorausbestimmung und Überwachung von Wetternetzen 627

121. Vorbemerkung.

1. Rechnerische Verfahren 628

122. Allgemeines. — 123. Beispiel 1. Die Bemessung eines Lüfters. — 124. Beispiel 2. — 125. Beispiel 3. — 126. Beispiel 4. — 127. Beispiel 5.

2. Elektrische Wettermodelle 635

128. Allgemeines. — 129. Einteilung der elektrischen Vergleichsverfahren. —

Seite

130. Beschreibung der elektrischen Vergleichsverfahren. — 131. Das elektrische Wettermodell der Zeche Lohberg. — 132. Das elektrische Wettermodell der Montanforschung GmbH. Düsseldorf.

B. Mittel zur Erzeugung der Wetterbewegung 641

a) Der natürliche Auftrieb 641

133. Ursachen des natürlichen Auftriebes. — 134. Wirkung des natürlichen Wetterzuges bei Stollengruben. — 135. Wirkungen des natürlichen Wetterzuges auf flache Gruben mit zwei Schächten in gleicher Höhenlage. — 136. Wirkung des natürlichen Wetterzuges auf tiefe Gruben. — 137. Feststellung der Stärke des natürlichen Wetterzuges. — 138. Rechnerische Betrachtung des natürlichen Wetterzuges. — 139. Ausnutzung des natürlichen Wetterzuges. — 140. Warme Rohrleitungen als Wetterbewegungsmittel.

b) Die künstliche Wetterbewegung mit Hilfe von Lüftern 646

141. Einleitende Bemerkungen.

1. Schraubenlüfter 647

142. Allgemeines. — 143. Gleichdruckschraubenlüfter. — 144. Überdruckschraubenlüfter.

2. Schleuderlüfter 651

145. Wirkungsweise der Schleuderlüfter. — 146. Lüfter der Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A.G.

3. Gesetzmäßige Beziehungen in der Wirkungsweise der Schrauben- und Schleuderlüfter 651

147. Kennlinie, Betriebspunkt und Betriebsbereich eines Lüfters. — 148. Wettermenge und Grubenweite. — 149. Durchgangsöffnung. — 150. Drehzahl, Wettermenge und Depression. — 151. Arbeitsleistung für die Wetterbewegung. — 152. Leistung und Grubenweite. — 153. Antrieb und Regelung der Lüfter.

4. Das Zusammenarbeiten zweier oder mehrerer Lüfter . . . 661

154. Nebeneinanderschaltung zweier Lüfter. — 155. Zwei Lüfter auf verschiedenen Wetterschächten derselben Grube. — 156. Hintereinander geschaltete Lüfter. Zubringerlüfter. — 157. Wetterumstellvorrichtungen.

C. Die Führung der Wetter durch die Schächte 665

158. Aufstellung des Lüfters unter oder über Tage. — 159. Schachtverschlüsse im allgemeinen. — 160. Schachtdeckelverschluß. — 161. Luftschleusenverschluß. — 162. Schachtwetterscheider. — 163. Lage des Wetterschachtes. — 164. Mittel gegen das Vereisen des einziehenden Schachtes. — 165. Die Ausführung von Wetterkanälen.

D. Die Verteilung der Wetter in den Grubenbauen 673

166. Bildung von Teilströmen. — 167. Die Regelung der Stärke der einzelnen Teilströme. — 168. Verstärkung zu schwacher Ströme. — 169. Schwächung zu starker Ströme. — 170. Wettertüren. — 171. Ausführung von Wettertüren. — 172. Bauarten. — 173. Drosseltüren. — 174. Weitere Wetterabschlüsse. — 175. Wetterdämme. — 176. Wetterkreuze. — 177. Wetterriß und Wetterstammbaum.

E. Die Bewetterung von Aus- und Vorrichtungsbauen und sonstiger Streckenbetriebe 680

178. Einleitung.

a) Die Sonderbewetterung 681

179. Vorbemerkung. — 180. Blasende und saugende Bewetterung. — 181. Blechlutten und Luttenverbindungen. — 182. Holzlutten. — 183. Flexible Lutten. — 184. Isolierlutten. — 185. Wetterverluste in Lutten. — 186. Die

Seite

Undichtigkeitskennziffer. — 187. Kennlinien der Lutten und des Lüfters. — 188. Elektrolüfter. — 189. Druckluftlüfter. — 190. Vergleich zwischen Druckluft- und Elektrolüftern. — 191. Strahldüsen. — 192. Die Verluste an nutzbarer Wettermenge und der Antrieb.

b) Der Begleitstreckenbetrieb 695

193. Wesen und Durchführung. — 194. Vor- und Nachteile.

c) Die Bewetterung von Strecken mittels Breitauffahren und Wetterröschen 695

195. Breitauffahren und Wetterröschen.

d) Die Bewetterung von Strecken mittels Wetterscheider 696

196. Bedeutung und Anwendbarkeit der Wetterscheider.

Fünfter Abschnitt.

Kohlenstaub und Gesteinstaub.

Entstehung, Gefährlichkeit und Bekämpfung.

A. Einleitende Bemerkungen 697

1. Der Kohlenstaub. — 2. Der Gesteinstaub.

B. Die Gefährdung durch Staub 698

a) Die Explosionsgefährdung durch Staub 698

3. Die Kohlenstaubexplosion. — 4. Die Gefährlichkeit verschiedener Kohlenstaubsorten. — 5. Erscheinungen bei der Kohlenstaubexplosion. — 6. Die Häufigkeit des Auftretens von Kohlenstaubexplosionen.

b) Die Staublungenerkrankungen 701

7. Entstehungsursache der Staublungenerkrankungen. — 8. Die schädigende Wirkung der im Bergbau auftretenden Flugstaubgemische.

C. Die Messung von Flugstaub in den Wettern. 702

9. Einleitende Bemerkungen. — 10. Ausführungsformen von Staubmeßgeräten. — 11. Die im Bergbau angewandten Staubmeßverfahren. — 12. Die Beurteilung der Staubmeßergebnisse.

D. Die Bekämpfung des Flugstaubes 706

13. Einleitende Bemerkungen.

a) Maßnahmen zur Vernichtung des Staubes. 707

14. Die Kohlenstoßtränkung. — 15. Die Vernichtung des Bohrstaubes.

b) Maßnahmen zur Niederschlagung des Flugstaubes . . 710

16. Wasserbrausen und Wasserdüsen. — 17. Die Staubbekämpfung bei der Gewinnungsarbeit. — 18. Die Staubbekämpfung bei der Versatzarbeit. — 19. Die Niederschlagung des Staubes bei der Schießarbeit. — 20. Sonstige Maßnahmen zur Staubniederschlagung.

c) Maßnahmen zum Schutz der Lungen gegen Staub . . 713

21. Staubmasken, Schlauchatmungsgeräte, Staubflockung.

E. Die Bekämpfung der Gefahr abgelagerten Kohlenstaubes . 714

22. Einleitende Bemerkungen. — 23. Die sichernde Wirkung des Gesteinstaubes und die an seine Beschaffenheit zu stellenden Anforderungen. — 24. Die Streuung. — 25. Die Gesteinstaubsperren. — 26. Die Salzverfahren. — 27. Die Überwachung der Belegschaft.

Seite

Sechster Abschnitt.

Das Geleucht des Bergmannes 720

1. Allgemeines.

A. Das tragbare Geleucht 721

a) Offene Lampen 721

2. Azetylenlampen.

b) Benzinwetterlampen 722

3. Geschichtliches. — 4. Einrichtung der Benzinwetterlampe. — 5. Der Drahtkorb. — 6. Innere Zündvorrichtung. — 7. Besondere Lampenformen. — 8. Schlagwettersicherheit der Wetterlampen.

c) Elektrische Leuchten 725

9. Vorbemerkung. — 10. Die Akkumulatoren. — 11. Glühbirnen und Leuchtstoffröhren. — 12. Elektrische Mannschaftshandleuchten. — 13. Elektrische Kopf- oder Mützenleuchten. — 14. Elektrische Handleuchten für Aufsichtspersonen. — 15. Beamtenverbundleuchte. — 16. Starklichtleuchten für Sonderzwecke. — 17. Lampenstube und Lampenbewirtschaftung.

B. Ortsfeste Beleuchtung 733

18. Allgemeines.

a) Magnetelektrisch gespeiste Beleuchtung 734

19. Magnetelektrische Druckluftleuchten. — 20. Der Druckluft-Turbogenerator der Firma Düsterloh. — 21. Lokomotivbeleuchtung.

b) Netzgespeiste Beleuchtung 736

22. Vorbemerkung. — 23. Die Beleuchtung von Strecken und Kammern. — 24. Die Abbaubeleuchtung.

Namen- und Sachverzeichnis 741

Einleitung.

1. — Begriff des Bergbaus. Der Bergbau hat die Aufgabe, der Menschheit die von ihr benötigten mineralischen Rohstoffe zur Verfügung zu stellen, d. h., sie in dem zugänglichen Teil der Erdkruste aufzusuchen und zu gewinnen. An Menge und Wert der jährlichen Förderung stehen heute Erdöl und Kohle an erster Stelle. Es folgen die Eisenerze und dann die Erze der Nichteisenmetalle. Weiterhin ist der Bergbau auf Steinsalz und Kalisalze sowie der Bergbau auf sonstige Nichterze zu erwähnen, zu denen auch die Steine und Erden gezählt werden können. Nach der deutschen Gesetzgebung pflegt allerdings nur die unterirdische Gewinnung von Steinen und Erden, wie z. B. von Marmor, Gips, Dachschiefer, Basalt und Ton zum Bergbau gerechnet zu werden. Im weiteren Sinne des Begriffs gehören jedoch auch die Steinbrüche zum Bergbau, deren Technik sich von der Technik des Tagebaus auf Erze grundsätzlich nicht unterscheidet.

2. — Begriff und Einteilung der Bergbaukunde. Die Bergbaukunde ist der Inbegriff aller wissenschaftlichen Gesetze und Regeln für die technisch und sicherheitlich beste und wirtschaftlich zweckmäßigste Ausführung der Arbeiten, die zur bergmännischen Gewinnung nutzbarer Mineralien erforderlich sind. Noch etwa bis zur vergangenen Jahrhundertwende war die Bergtechnik rein empirisch. Seither ist es möglich gewesen, ihr durch sorgfältige Auswertung von Betriebserfahrungen und von planmäßigen Beobachtungen, durch das Experiment sowie durch Messen und Rechnen eine immer breitere wissenschaftliche Grundlage zu geben. An deren Ausweitung wird ständig gearbeitet, denn es ist notwendig, die bergbaulichen Betriebsvorgänge immer besser zu beherrschen und sie noch genauer planen und in ihrem Ablauf voraussagen zu können. Ein unmeßbarer Rest wird aber wohl stets bleiben. Der Tätigkeitsbereich des Bergbaus ist das „Gebirge" mit den ihm innewohnenden Naturkräften, deren Äußerungen den Bergmann immer wieder vor neue Rätsel stellen.

Die Bergbaukunde läßt sich in folgende 12 Hauptabschnitte einteilen:

1. Schürf- und Bohrarbeiten; — 2. Gewinnungsarbeiten; — 3. Förderung und Fahrung; — 4. Grubenbewetterung; — 5. Kohlenstaub und Gesteinstaub; — 6. Beleuchtung; — 7. Schachtabteufen; — 8. Ausrichtung und Vorrichtung; — 9. Grubenausbau; — 10. Abbau; — 11. Wasserhaltung; — 12. Grubenrettungswesen.

Von diesen Abschnitten werden die unter 1.—6. genannten im ersten Bande und die übrigen im zweiten Bande dieses Lehrbuches behandelt.

Erster Abschnitt.

Schürf- und Bohrarbeiten.

I. Schürfen.

a) Geologische Untersuchungen.

3. — Kurzer Überblick. Geologische Untersuchungen haben allen Schürfarbeiten vorauszugehen und sie zu begleiten. Sie haben den Zweck, aus den an die Erdoberfläche tretenden Gesteinen die Zusammensetzung und den Bau der obersten Erdkruste zu erkennen und auf das Vorhandensein von Lagerstätten, d. h. von natürlichen Anhäufungen nutzbarer Mineralien, zu schließen. Weiterhin muß eine aufgefundene Lagerstätte in dem ihr eigenen geologischen Verband und ihrer Bildungsgeschichte (Position und Genesis) sowie nach ihrer Form und ihrem Inhalt erfaßt und erkannt werden.

Je mehr Aufschlüsse es gibt, d. h. an je mehr Stellen die Gesteine der festen Erdkruste bloßgelegt und sichtbar sind, um so eher führen geologische Untersuchungen zum Ziel. Es ist dies insbesondere in gebirgigen Gegenden der Fall, dort also, wo die Erdkruste durch Täler angeschnitten ist. Es ist daher auch erklärlich, daß der Bergbau in Gebirgen seinen Ausgang genommen hat und aus diesem Zusammenhang heraus seinen Namen erhielt. Von den verschiedenen Bergbauzweigen spielt sich der Erzbergbau auch heute noch in der ganzen Welt zumeist in bergigen Gebieten ab, während der Steinkohlenbergbau in vielen Ländern schon weit in die Ebene vorgedrungen ist. Das gleiche trifft für den Salzbergbau und in besonderem Maße für den Erdölbergbau zu. Bei den Steinen und Erden liegt das Schwergewicht nicht in der Ebene, sondern im hügeligen oder bergigen Gelände.

Geologische Untersuchungen von sedimentären Lagerstätten wie *Stein- und Braunkohlenvorkommen* sowie von manchen Eisenerz- und Manganlagern gestalten sich im allgemeinen einfacher als von den meisten Erz- und sonstigen Lagerstätten. Die Ausbildung jener Vorkommen pflegt nicht nur regelmäßiger nach Form und Inhalt zu sein, sie sind auch an bestimmte Formationen der Erdrinde gebunden. Handelt es sich beispielsweise, wie zumeist in Europa, um karbonische Kohlenflöze, so sind Untersuchungen in Gegenden, in denen das Devon oder Eruptivgesteine die Tagesoberfläche bilden, zwecklos. Überhaupt scheiden Eruptivgesteine für alle Lagerstätten sedimentären und organischen Ursprungs aus. Ebenso hat es in Südamerika und in Japan keinen Sinn, in paläozoischen oder mesozoischen Schichten

zu suchen, da bauwürdige Steinkohle in diesen Gebieten der Erde dem Tertiär angehört. Umgekehrt scheiden auch solche Gebiete aus, in denen zwar höchstwahrscheinlich die gesuchten Lagerstätten vorhanden sind, aber ein zu mächtiges Deckgebirge über ihnen liegt, wie das z. B. bei den Steinkohlenvorkommen in der Münsterschen Tiefebene der Fall ist.

Der *Erzbergmann* ist nicht von vornherein auf ein so enges Gebiet beschränkt, weshalb auch überraschende Erschürfungen von Erzlagerstätten sehr häufig vorkommen. Jedoch gibt es auch für ihn „erzhöffige" Gebiete, die von vornherein zu Schürfarbeiten anlocken. Das sind Gegenden mit stark gefaltetem und gestörtem Schichtenbau, mit alten und jungen Massengesteinen, Vulkanausbrüchen, heißen Quellen u. dgl., da in allen solchen Gebieten die Wahrscheinlichkeit der *Entstehung* sowohl wie der *Ausfüllung* von Spalten und sonstigen Hohlräumen besonders groß ist, auch an den Berührungsflächen von Massen- und Schichtgesteinen (Kontaktzonen) vielfach Erzlagerstätten auftreten. Im übrigen ist besonders das Kalkgebirge, das sehr zur Spalten- und Höhlenbildung mit nachfolgender Ausfüllung dieser Hohlräume durch nutzbare Lagerstätten neigt, genauerer Erforschung wert. Manche Erze pflegen nur innerhalb oder in der Nähe bestimmter Eruptivgesteine aufzutreten, z. B. Uranpecherz, Zinnstein und Wolframit in Verbindung mit sauren, Chromit und Nickelmagnetkiesvorkommen in Verbindung mit basischen Eruptivgesteinen.

In vielen Fällen geben auch noch *besondere Anzeichen* Fingerzeige. Die Lagerstätten können, wenn ihre Mineralfüllung wenig witterungsbeständig ist, als *Vertiefungen*, im entgegengesetzten Falle als *Erhöhungen* auffallen; letzteres ist namentlich der Fall bei Gängen mit quarzhaltiger Gangmasse, die sich häufig als „Klippen" oder „Gangmauern" von dem umgebenden Gestein abheben. Ferner kann das Ausgehende der Lagerstätten durch Färbungen („Schweife" oder „Blumen") an der Erdoberfläche bemerkbar werden. Weitere Anzeichen sind: Solquellen, die auf Salzschichten hindeuten, Naphthaquellen und Erdgasausbrüche, die auf Erdöllagerstätten im Untergrunde schließen lassen; auch kann aus dem Auftreten von Salzlagern auf Erdöl in der Nachbarschaft geschlossen werden, da beide Arten von Lagerstätten erfahrungsgemäß häufig zusammen vorkommen. Im Goldbergbau ist das Vorkommen von „Seifengold" in Flüssen oder früheren Flußbetten ein Hinweis auf den Gehalt an „Berggold" in den Gegenden, aus denen die Flüsse kommen.

b) Geophysikalische Untersuchungen.

4. — Allgemeines. Unter geophysikalischen Untersuchungen versteht man die Ausführung und geologische Deutung gewisser physikalischer Messungen mit dem Zweck, Bau und Zusammensetzung des Untergrundes zu erforschen. Empfindliche Instrumente verschiedener Art werden dazu benutzt. Die wichtigsten geophysikalischen Verfahren beruhen auf der Messung von Unterschieden 1. des Magnetismus; — 2. der Schwere; — 3. der Elastizität und — 4. der elektrischen Leitfähigkeit. Daneben kommen noch Messungen von Unterschieden in der Temperatur und der Radioaktivität der Gebirgsschichten in Betracht. Dementsprechend werden die Verfahren wie folgt bezeichnet:

1. Magnetische Verfahren; — 2. Gravimetrische Verfahren; — 3. Elektrische Verfahren; — 4. Seismische Verfahren; außerdem geothermische und radioaktive Verfahren.

Die beiden ersten Verfahren — das magnetische und das gravimetrische — hängen von natürlich vorhandenen Kräftefeldern innerhalb der Erdkruste ab, die seismischen und elektrischen Verfahren dagegen im wesentlichen von künstlich hervorgerufenen Kraftfeldern.

Den gravimetrischen sowie den magnetischen und elektrischen Verfahren ist gemeinsam, daß die gemessenen Kräfte sich mit dem Quadrat der Entfernung ändern und die nachstehend wiedergegebenen Gesetzmäßigkeiten Gültigkeit haben:

1. Masse und Entfernung rufen den größten Teil der Wirkung hervor. Je größer die Masse, desto größer die Wirkung. Je größer die Entfernung, um so kleiner die Wirkung.

2. Alle Körper haben eine Wirkung. Die Wirkung kann jedoch sehr gering werden, wenn der Körper sehr klein oder sehr weit entfernt ist.

3. Die Form des Körpers verändert die Wirkung nur wenig.

Ein Unterschied im Verhalten der von den drei Verfahren gemessenen Kräfte besteht darin, daß es sich bei der Schwerkraft stets um eine anziehende Kraft handelt, während die magnetischen und elektrischen Kräfte anziehend und abstoßend sein können.

Bei allen drei Verfahren ist es für die Auswertung der Meßergebnisse von Bedeutung, das Ausmaß der Änderung der Meßwerte kennenzulernen. Es ist daher im allgemeinen notwendig, die Messungen auf verhältnismäßig große Entfernungen voneinander auszudehnen. Diese Entfernungen müssen um so größer sein, je zahlreicher die in einem Gebiet vorhandenen Anomalien sind, da die Wirkungen der einen Anomalie durch diejenigen benachbarter verdunkelt werden. Mit Hilfe des seismischen Verfahrens ist es dagegen theoretisch möglich, schon zu genauen Aussagen auf Grund weniger nahe beieinander gelegener Beobachtungspunkte zu kommen.

Geophysikalische Untersuchungen setzen das Vorhandensein topographischer Karten voraus. Sie können nach den gewöhnlichen Verfahren der Erdvermessung oder auf Grund von Luftaufnahmen hergestellt sein. Wenn die Gegend unzugänglich ist und außerdem kennzeichnende Landmarken fehlen, wie dies in ausgedehnten Sumpf- und Urwaldgegenden und über dem Wasser in Küsten und Seengebieten der Fall sein kann, sind elektronische Ortungsverfahren, zu denen auch Radar gehört, anwendbar.

5. — Die magnetischen Verfahren. Unsere Erde kann als ein großer, unregelmäßiger Magnet aufgefaßt werden. Beim magnetischen Verfahren kommt es darauf an, örtliche Unregelmäßigkeiten des erdmagnetischen Feldes festzustellen und auszuwerten. Das Verfahren ist am besten dort anwendbar, wo starke Unterschiede in den magnetischen Eigenschaften der den Untergrund zusammensetzenden Gesteine vorhanden sind. Sehr magnetisch pflegen Magnetit- und Magnetkieslagerstätten zu sein. Das gleiche trifft für einige Eruptivgesteine zu, wenn sie größere Mengen Magnetit enthalten. Auch Sandsteine und Sande können reich an diesem Mineral sein. Andrerseits pflegen z. B. Salzlager besonders geringe magnetische Wir-

kungen aufzuweisen und können gerade deshalb durch magnetische Messungen aufgefunden werden.

Das für diese Messungen gebräuchlichste Instrument ist das *Magnetometer* oder Variometer, und zwar wird meist das Vertikalmagnetometer benutzt. Es besitzt einen um eine söhlige Achse beweglichen, sehr empfindlichen Magneten und gestattet, die senkrechte, durch die magnetischen Kräfte des Untergrundes bewirkte Ablenkung zu messen. Zu diesem Zweck wird das Instrument an der Beobachtungsstation genau justiert und so aufgestellt, daß die vertikale Ebene, in der die Nadel frei schwingen kann, senkrecht zur magnetischen Nord-Süd-Linie gerichtet ist. Bei ersten Aufklärungsuntersuchungen können die einzelnen Beobachtungsstationen 1—5 km voneinander entfernt sein, und es ist möglich, 20—30 Stationen täglich zu messen. Bei genaueren Untersuchungen muß ein engeres Netz von Beobachtungen gewählt werden. — Die Einheit der Messung beim magnetischen Verfahren ist 1 Gamma = 1/100000 Gauß.

In Abb. 1 sind die ausgezogenen Linien Isoanomalien der Vertikalintensität des Magnetismus. Die schraffierten Flächen geben einen Magnetitkörper wieder, der durch die magnetischen Messungen nachgewiesen werden konnte. Abb. 1 veranschaulicht, wie aus dem verschiedenen Verlauf der Ablenkungen nicht nur auf das Vorhandensein, sondern auch auf das Einfallen einer eisenhaltigen Schicht geschlossen werden kann. Die senkrechte Ablenkung ändert sich nur in ihrer Stärke, die waagerechte Ablenkung ändert mit dem Hinweggehen über die Lagerstätte außerdem ihre Richtung.

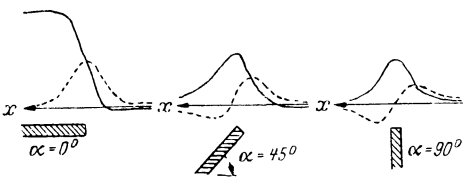


Abb. 1. Seigere (——) und söhlige (- - - - -) Ablenkung einer Magnetnadel über Eisenerzlagerstätten verschiedenen Einfallens. Nach HAALCK.

Magnetische Messungen können auch vom Flugzeug aus durchgeführt werden, was für schwer zugängliche Gebiete von Bedeutung ist, aber auch sonstige Vorteile mit sich bringt. Das Verfahren ist schneller und ermöglicht eine ununterbrochene Messung der magnetischen Abweichungen, im Gegensatz zu den obenerwähnten Punkt- (Station-) Messungen.

Um die magnetischen Einflüsse des Flugzeuges auszuschalten, wird das Magnetometer an das Ende eines etwa 30 m langen Kabels befestigt, wobei die Messungen automatisch und laufend während des Fluges aufgezeichnet werden. Es werden parallele Linien beflogen, die meist 1,5 km voneinander entfernt sind. Das Flugzeug fliegt in einer möglichst gleichbleibenden Höhe, und zwar genügen in der Regel 300 m, von der jeweiligen Erdoberfläche gemessen, um störende Einflüsse, die von Eisenbahnen, Überlandleitungen usw. ausgehen können, auszuschalten. Luftaufnahmen des überflogenen Geländes und laufende Höhenmessungen gehen den magnetischen Messungen parallel.

6. — Schwerkraftmessungen. Bei den Schwerkraftmessungen geht man von dem NEWTONschen Anziehungsgesetz aus, nach dem die Anziehung zwischen zwei Massenteilchen in umgekehrtem Verhältnis zu dem Quadrat der Entfernung ab- und zunimmt. Da es sich um äußerst kleine Kräfte

handelt, wird bei der *Drehwaage* die Verdrehung eines feinen Platin-Iridium- oder Quarzfadens als Maß für die Anziehung benutzt und mit Hilfe eines Spiegels gemessen, dessen Bewegungen durch ein kleines Fernrohr beobachtet oder unmittelbar photographisch festgehalten werden. Die grundsätzliche Bauart einer solchen Vorrichtung in der Ausführung der Askaniawerke in Berlin-Friedenau zeigt Abb. 2, in der a den (Z-förmig gebogenen) Waagebalken der Drehwaage, $b_1 b_2$ Goldgewichte von je etwa 30 g, c das Spiegelchen und d den Aufhängefaden bezeichnen.

Gemessen werden nur die söhligen Teilkräfte der Massenanziehung, d. h. Dichteunterschiede in der Horizontalen. Da bei Annäherung an schwerere Einlagerungen im Untergrunde die beiden Gewichte entsprechend ihren verschiedenen Entfernungen von diesen Stellen verschieden stark angezogen werden, ergibt sich eine gewisse Drehung des Waagebalkens und eine entsprechende Verdrehung des Fadens, die abgelesen oder photographisch aufgezeichnet wird. Bei jeder Aufstellung muß in fünf gleichmäßig auf einem Kreis verteilten Stellungen des Waagebalkens beobachtet werden, um aus den gemessenen Verdrehungen den „Gradienten", d. h. Richtung und Größe der Zunahme der Schwerkraft, und den „Krümmungswert" berechnen zu können. Nach der rechnerischen Auswertung müssen noch die Einwirkungen von Erhebungen und Vertiefungen der Erdoberfläche auf die Drehwaage, unter Umständen bis auf etwa 30—40 km, berücksichtigt werden. Während die Drehwaage den Gradienten, d. h. das Ausmaß der Änderung der Schwerkraft mißt, stellt eine andere Gruppe von Instrumenten, die *Gravimeter*, sehr kleine Unterschiede in der Größe der Schwerkraft fest. Die Maßeinheit ist hierbei das Milligal, der tausendste Teil eines Gal, der Einheit der Erdbeschleunigung (1 cm/sek²). Es treten Abweichungen von den normalen Schwerewerten von 50—60 Milligal auf. Schon Unterschiede von wenigen hundertstel Milligal können von den Gravimetern festgestellt werden.

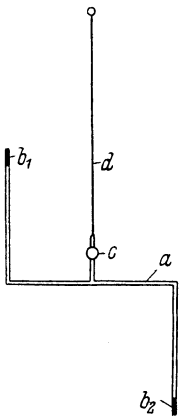


Abb. 2. Grundgedanke der Drehwaage.

Die Mehrzahl der Gravimeter besteht aus einem Federsystem, das von einer Masse belastet wird und sich je nach dem jeweiligen Betrag der Schwereintensität streckt oder zusammenzieht. Die Lageveränderung der Masse wird auf Meßeinrichtungen übertragen; sie ist ein unmittelbares Maß für die Schwereintensität.

Die in letzter Zeit noch wesentlich verbesserten Gravimeter sind verhältnismäßig einfach und handlich. Ihre Hauptvorteile bestehen darin, daß mit ihnen schneller und billiger gearbeitet werden kann, und daß sie gegen Erhebungen und Vertiefungen der Erdoberfläche weniger empfindlich sind als Drehwaagen. Auch sind sie für Messungen unter Wasser geeignet.

Ein Beispiel für die Ergebnisse von Schweremessungen gibt Abb. 3, in der die Gradienten, durch Pfeillinien angedeutet, nach ihrer Richtung und Größe verzeichnet sind. Es handelt sich um einen flachen Sattel, der aus spezifisch schweren Gesteinsarten besteht und an dessen Kuppe sich ein

Erdöllager gebildet hat. Die Gradienten zeigen deutlich auf die Sattelkuppe hin. Das Beispiel ist auch dadurch bemerkenswert, daß es in die Art der anzustellenden Schlußfolgerungen einen Einblick gewährt. Das Erdöl, das der Gegenstand der Untersuchung ist, wird nicht unmittelbar gefunden, sondern durch die Erwägung, daß Sattelwölbungen — wie sie in diesem Falle mit der Drehwaage aufgesucht werden können — ölführend zu sein pflegen.

Umgekehrt sind z. B. Salzstöcke („Salzdome") an ihrem etwas geringeren spezifischen Gewicht zu erkennen, das sich durch eine von ihnen nach außen weisende Richtung der Gradienten bemerkbar macht.

7. — Elektrische Verfahren. Die geoelektrischen Verfahren beruhen auf der Messung der verschiedenen Leitfähigkeit der Gesteine für den elektrischen Strom. Man unterscheidet mehrere Verfahren. Bei der Eigenpotentialmethode werden die Spannungsfelder der in vielen Gesteinen fließenden natürlichen Erdströme gemessen. Häufig sind diese Ströme auf die Trennung der positiven und negativen Ionen infolge chemischer Umsetzung von Erzen in der Oxydationszone zurückzuführen. Durch die Spannungsverteilung kann auf die Lage des Erzkörpers geschlossen werden. Es werden Linien gleichen Potentials gemessen und so die Anomalien begrenzt.

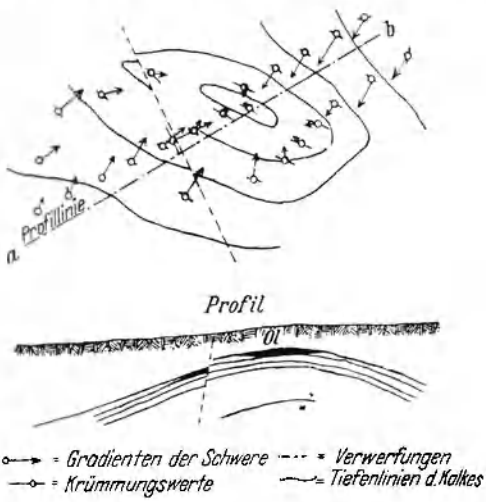


Abb. 3. Ergebnis von Schweremessungen der Seismos G. m. b. H. über einem flachen Sattel.

Bei den meisten geoelektrischen Verfahren werden im Untergrund durch Stromzuführung künstliche elektrische Kraftfelder erzeugt, die gemessen werden. Hierbei kann man sich der unmittelbaren oder der mittelbaren Messung bedienen. Das *unmittelbare* Meßverfahren beruht darauf, daß die verschiedenen Schichten des Untergrundes je nach ihrer verschiedenen elektrischen Leitfähigkeit den mit Hilfe leitender Stäbe in die Erde gesandten Strömen einen verschiedenen Widerstand entgegensetzen. Wird eine Lagerstätte, die sich durch besonders große oder durch besonders geringe Leitfähigkeit auszeichnet, von den Stromlinien getroffen, so bewirkt sie eine Verzerrung dieser Kraftlinien (Vordergrund der Abb. 4). Rechtwinklig zu diesen Kraftlinien verlaufen die Linien gleicher Spannung („Äquipotentiallinien"). Man kann nun durch planmäßiges Absuchen des Geländes jeweils die Punkte feststellen, zwischen denen ein Spannungsmesser keinen Ausschlag ergibt oder ein eingeschaltetes Telephon keinen Ton hören läßt, und erhält so die Äquipotentiallinien.

Bei den *mittelbaren* Meßverfahren wird die Richtung, Phasenverschie-

bung und Intensität des magnetischen Feldes gemessen, das gleichzeitig mit dem elektrischen Kraftfeld im Erdboden entsteht.

Bei dem heute meist angewandten Induktionsverfahren wird eine nichtgeerdete, stromdurchflossene, ausgedehnte Drahtschleife um das Untersuchungsgebiet gelegt und dadurch in der Lagerstätte ein sekundäres Feld induziert, das dann in der vorher beschriebenen Weise gemessen wird. Ein weiteres geoelektrisches Verfahren, das gelegentlich angewendet wird, beruht darauf, elektrische Wellen zu messen, die an Schichten mit abweichenden Dielektrizitätskonstanten gebrochen werden.

Eine besondere Stellung innerhalb der geoelektrischen Verfahren nimmt bei Bohrlochuntersuchungen das von SCHLUMBERGER ein. Hierbei werden durch Messung die scheinbaren spezifischen Widerstände der durchbohrten Gebirgsschichten bestimmt und graphisch aufgenommen. Der scheinbare spezifische Widerstand ist abhängig vom Porenvolumen und dem Poreninhalt der Schichten. Die Erzeugung des elektrischen Feldes im Bohrloch

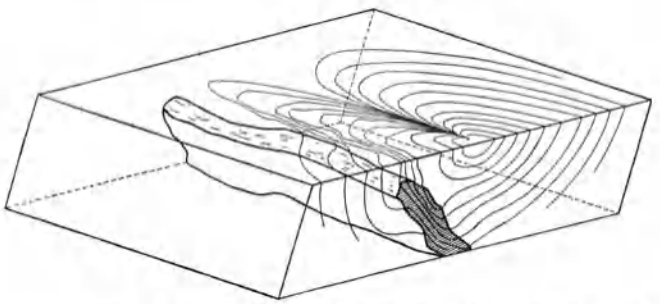


Abb. 4. Elektrisches Kraftfeld und seine Störung durch eine Erzlagerstätte.

erfolgt durch zwei Elektroden, die in das Bohrloch eingeführt werden. Die Stromlinien verteilen sich in Bohrspülung und Gebirge. Die je nach dem Widerstand der Gebirgsschichten auftretende Potentialverteilung wird an zwei Sonden gemessen. Widerstandsänderungen, also Schichtenwechsel, bewirken Sprünge in der Potentialverteilung und zeigen so die Schichtgrenzen an. Die Messungen nach dem SCHLUMBERGER-Verfahren sind nur im unverrohrten Bohrloch möglich.

Das *Microlog* dient zum Nachweis poröser und gleichzeitig durchlässiger Schichten. Nach dem SCHLUMBERGER-Prinzip werden Strom- und Meßelektroden in das Bohrloch eingeführt. Durch einen sehr kleinen Elektrodenabstand wird der Widerstand der Spültrübe und des abgesetzten Filtrats bestimmt. Auf Grund der Ergebnisse ist die Porosität des Gebirges zu berechnen.

In verrohrten Bohrlöchern werden in steigendem Maße *radioaktive* Untersuchungen durchgeführt. Das Wesen dieses Verfahrens beruht darauf, daß alle Mineralien in geringen Spuren radioaktive Substanzen enthalten, die Gammastrahlen aussenden. Auf Grund ihrer sehr starken Durchdringungsfähigkeit können sie daher auch in verrohrten Bohrungen registriert werden. Als Anzeigeinstrument dient das bekannte GEIGER-MÜLLER-Zählrohr. Neben ölführenden Sanden, Erzen und Salzen war es mit Hilfe des

radioaktiven Verfahrens möglich, Kohlenflöze festzustellen. Die Gammastrahlenkurve ist eine wertvolle Ergänzung der SCHLUMBERGERschen Widerstandsmessungen.

Zur Markierung von Schichten, die wiedergefunden werden sollen, benutzt man radioaktiv präparierte Kugeln, die in die jeweiligen Schichten eingeschossen werden. Sie sind später mit Hilfe von Gamma-Sonden leicht aufzufinden.

8. — Seismische Verfahren. Das seismische Meßverfahren ist aus Beobachtungen hervorgegangen, die man im ersten Weltkriege über die Fortpflanzung von Bodenerschütterungen durch Geschützfeuer gemacht hat, und ist von MINTROP weiter entwickelt und von der von ihm gegründeten Gesellschaft „Seismos G.m.b.H." in Hannover praktisch nutzbar gemacht worden. Es beruht auf der verschiedenen Fortpflanzungsgeschwindigkeit der Erschütterungswellen in verschiedenartigen Gebirgsschichten. Diese durch Sprengungen im Erdboden erzeugten Erschütterungswellen

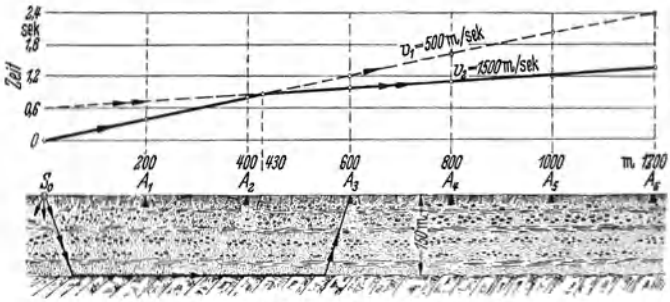


Abb. 5. Das Refraktionsverfahren und seine Auswertung.

breiten sich strahlenförmig nach allen Seiten aus. Sie werden an den Schichtgrenzen teils gebrochen, teils nach oben zurückgeworfen. Auf der Brechung der Strahlen beruht das seismische Refraktionsverfahren, auf dem Rückwurf der Wellen das Reflexionsverfahren. Man mißt die Laufzeiten der Erschütterungswellen in verschiedenen Entfernungen von der Sprengstelle mit Seismographen.

Das *Refraktionsverfahren* wird durch Abb. 5 erläutert. Ist das Gebirge im Untergrunde gleichartig, so nimmt die Laufzeit der Erschütterungswellen entsprechend der Entfernung ganz regelmäßig zu. Mehrere auf einem Schaubild aufgetragene Zeitbeobachtungen ergeben also eine Gerade, deren Neigung zur Waagerechten von der Fortpflanzungsgeschwindigkeit der Wellen oder, anders ausgedrückt, von der Art des Gebirges abhängt. Anders wird das Bild, wenn im Untergrunde eine härtere, elastische Gebirgsschicht mit größerer Fortpflanzungsgeschwindigkeit der Wellen folgt. Zwar kommen, solange die Entfernung noch gering ist, die oberflächlichen, mit geringerer Geschwindigkeit laufenden Wellen zuerst an. Von einer gewissen Entfernung ab gleicht aber die höhere Fortpflanzungsgeschwindigkeit der in die tiefere Schicht eingedrungenen und von dort nach oben ausgestrahlten Wellen die größere Entfernung aus, so daß nun diese Wellen eher eintreffen. Die steilere Laufzeitgerade der ersten Welle geht an diesem Punkte (d. h.

bei 430 m, Abb. 5) mit einem Knick in die Laufzeitgerade der tieferen Schicht über. Die Entfernung des Knickes von dem Anfangspunkte hängt außer von der Geschwindigkeit noch von der Tiefenlage der Schichtgrenze ab.

Beim *Reflexionsverfahren* (Abb. 6)[1] kommt es darauf an, die von der tieferen Schicht zurückgeworfenen Wellen von den oberflächlich gelaufenen getrennt zu beobachten, wie die in der Abb. 6 wiedergegebenen Seismogramme zeigen. Die Tiefenlage dieser Schicht ergibt sich in diesem Fall aus der aufgezeichneten Laufzeit und der Fortpflanzungsgeschwindigkeit in der obersten Schicht. Die Sprengungen erfolgen von der Sohle von Flachbohrungen a aus, um Oberflächenschäden und störende Oberflächenwellen zu vermeiden. Die Wellen werden von elektrischen Seismographen b_1—b_6 aufgezeichnet. Die auf die Deckschicht I auftreffenden und in dieser fortgeleiteten Wellen c_1—c_6 treffen eher ein als die von der Oberfläche der festen Schicht III zurückgeworfenen Wellen d_1—d_6; anderseits unterscheiden sich die Laufzeiten der letzteren Wellen sehr viel weniger voneinander als die der ersteren, so daß die Zeitpunkte für die Aufzeichnungen e_1—e_6 der Deckschichtwellen und f_1—f_6 der reflektierten Wellen sich mit zunehmender Entfernung des Beobachtungspunktes vom Sprengpunkt mehr und mehr einander nähern.

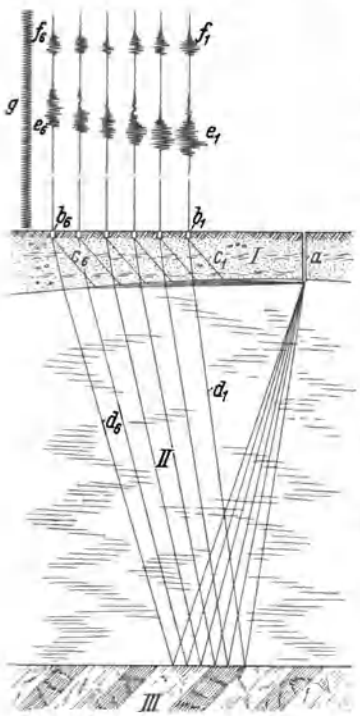


Abb. 6. Das Reflexionsverfahren und seine Auswertung.

Das Reflexionsverfahren gestattet, mit geringeren Sprengstoffmengen (im allgemeinen etwa 20—200 g für jede Sprengung) auszukommen als das Refraktionsverfahren. Vor diesem hat es überdies neben einer großen Tiefenreichweite voraus, daß die Aufzeichnungen punktweise erfolgen und so ein wesentlich genaueres Bild der „abgetasteten" Grenzfläche liefern. Sie eignet sich daher besonders für genaue Einzeluntersuchungen.

Die seismischen Aufschlußverfahren liefern die besten Ergebnisse in Gegenden mit scharf unterschiedenen Gebirgsschichten, z. B. dort, wo über älterem Gebirge junge, noch unverfestigte Schichten anstehen. Doch können auch in festem Gebirge Schichten, die sich durch besonders große Elastizität auszeichnen, z. B. Kalksteinbänke, Basaltgänge u. dgl., festgestellt werden. Besondere Erfolge sind mit dem Verfahren in der Nord-

[1] Näheres s. Fr. Trappe: Die Anwendung des seismischen Reflexionsverfahrens im Kohlenbergbau. Glückauf 1935 S. 577; — ferner A. Lückerodt: Erfolgreiche Anwendung des seismischen Reflexionsverfahrens im Ruhrbergbau. Glückauf 1936 S. 236.

deutschen Tiefebene, in Texas und Mexiko erzielt worden, wo man viele Salzstöcke („Salzdome"), in deren Nachbarschaft Erdöl aufzutreten pflegt, damit aufgefunden hat. Auch für Zwecke des Steinkohlenbergbaues konnten sie mit großem Vorteil angewandt werden.

9. — Rückblick auf die geophysikalischen Verfahren. Die Anwendung der geophysikalischen Bodenforschung hat beachtenswerte Erfolge zu verzeichnen. So wird z. B. heute keine Erdölbohrung mehr niedergebracht, ohne daß ihr geophysikalische Untersuchungen vorausgegangen sind. Sie machen bergmännische Untersuchungsarbeiten nicht überflüssig, da sie in der Regel die Lagerstätten nicht unmittelbar nachweisen können, gestatten aber Bohrungen, Schächte oder sonstige bergmännische Arbeiten an den günstigsten Punkten anzusetzen. Gleichwohl bleiben noch große Schwierigkeiten, die hauptsächlich darauf beruhen, daß die Deutung der Beobachtungsergebnisse sehr unsicher sein kann. Nicht nur Lagerstätten mit wasserführenden Schichten oder Gebirgsklüften können verwechselt werden, auch die Gestalt und Tiefenlage der Lagerstätten, ihr Einfallen und ihre wechselnde Mächtigkeit und Mineralführung liefern die mannigfachsten Bilder. Auch die Oberflächengestaltung kann störend einwirken. Unter schwierigeren Verhältnissen empfiehlt sich daher die Verbindung mehrerer Verfahren, um die Unsicherheiten des einen durch das andere ausgleichen zu können.

So eignen sich gravimetrische und seismische Verfahren besonders für die Untersuchung sedimentärer Lagerstätten, während für magmatische Lagerstätten elektrische und magnetische Verfahren bevorzugt werden. Das schließt nicht aus, daß sich die einzelnen Verfahren in ihren Anwendungsmöglichkeiten überschneiden können. Die Gravimetrie wird bisweilen auch zur Ergänzung magnetischer Messungen herangezogen. Gravimetrische Messungen setzen ein sehr flaches Relief voraus, da sich größere Oberflächenerhebungen wegen der Empfindlichkeit der Gravimeter oder der Drehwaage störend bemerkbar machen. Zur genauen Bestimmung der Anomalie ist eine Abmessung des Erzkörpers von mindestens 100 m erforderlich, um den Dichteunterschied zwischen Erz und Nebengestein genügend genau zu erfassen. Zur Feststellung oberflächennaher Lagerstätten wird die Drehwaage gegenüber dem Gravimeter bevorzugt. Bei ungestörten, flach liegenden Flözen, die sich über große Flächen erstrecken, versagt die Gravimetrie, da keine Dichteunterschiede auftreten.

Mit magnetischen Verfahren können im allgemeinen nur magnetische Erzlagerstätten angesprochen werden. Magnetitführendes Nebengestein kann jedoch ebenfalls indirekt Aufschluß über eine Lagerstätte geben. Auf diese Weise wurde durch Feststellung eines magnetithaltigen Quarzitschiefers, der als Leitschicht eines Goldquarzkonglomerates bekannt war, ein großes Goldfeld in Südafrika durch KRAHMANN erschlossen. Ein ähnlicher Fall ist aus Jugoslawien bekannt, wo eine Blei-Zink-Lagerstätte, die normalerweise nicht mit magnetischen Methoden anzusprechen ist, durch eine magnetithaltige Leitschicht aufgefunden werden konnte.

Die geoelektrischen Verfahren werden häufig angewandt, sind jedoch mit zahlreichen Fehlern behaftet. Die Geoelektrik krankt daran, daß für die Gesteine keine absoluten spezifischen Widerstände bekannt sind. Schiefe-

rung, Durchfeuchtung, Porenvolumen oder Salzgehalt der porenfüllenden Flüssigkeit haben großen Einfluß auf die Leitfähigkeit eines Gesteins. Die Tiefenwirkung der geoelektrischen Verfahren reicht oft nur bis 50 m, selten bis 200 m.

Die größte Anwendung haben bisher die Schweremessungen und die seismischen Verfahren gefunden, da sie die verläßlichsten Ergebnisse erbrachten.

c) Bergmännische Schürf- und Untersuchungsarbeiten.

10. — Allgemeines. Unter Schürfen versteht man das Aufsuchen von Lagerstätten durch übertägige Arbeiten wie Schürfgräben oder Schürflöcher, durch untertägige Arbeiten wie Schürfschächte, Schürfstollen oder -strecken sowie durch Flach- und Tiefbohrungen. Bei guten Ergebnissen schließen sich die Untersuchungs- und Aufschlußarbeiten durch Bohrungen oder bergmännische Arbeiten an. Andererseits gehen ihnen geologische Untersuchungen, die soweit als irgend möglich durch geophysikalische Verfahren ergänzt werden sollten, voraus.

Es ist bemerkenswert, daß die meisten Lagerstätten, auf denen Bergbau umgeht, seit vielen Jahrzehnten, seit Jahrhunderten, ja zuweilen seit Jahrtausenden bekannt sind, wenn auch nicht in ihrer bis heute erkannten Ausdehnung, so doch in ihrem Vorhandensein überhaupt. Spuren alten Bergbaus sind in den meisten Bergbaugebieten anzutreffen. Für den späteren Bergmann waren und sind sie wertvolle Hinweise. In vielen Fällen hat der Zufall oder der durch keine Fehlschläge zu entmutigende Unternehmergeist und der insbesondere den Erzbergmann kennzeichnende Optimismus zur Auffindung bedeutender Vorkommen geführt. Eine wesentliche Ausdehnung unserer Kenntnis vom Vorhandensein nutzbarer Mineralien, insbesondere von Erdöl- und von Erzlagerstätten, ist der angewandten Geophysik zu verdanken.

11. — Schürfgräben, Schürfstollen und -schächte. Übertägige Schürfarbeiten sind billiger und schneller durchzuführen als untertägige Arbeiten. Sie sind überall dort am Platze, wo die vermutete Lagerstätte nur von einer dünnen und lockeren Überlagerung bedeckt ist.

Als wirtschaftliche Grenzteufe von Schürfgräben kann 2 m angenommen werden. Sie werden so schmal wie möglich und in der Regel senkrecht zu dem vermuteten Streichen der Lagerstätte angelegt. Nur wenn das Streichen unbekannt ist, sollte man den Schürfgräben verschiedene Richtungen geben. Auch gegeneinander versetzte, kürzere Gräben sind häufig zweckmäßiger als wenige sehr lange Gräben. An einem Berghang werden die Gräben zweckmäßig an ihrem unteren Ende begonnen und nach oben verlängert. Die Kosten der mit Hacke und Schaufel herzustellenden Schürfgräben können auf der Grundlage einer Leistung von durchschnittlich 4 m^3 je M. u. Sch. errechnet werden.

Schürfschächte können durch lockere Schichten bis zu einer Teufe von 30 m, in festem Gebirge auch bis zu größerer Teufe niedergebracht werden. Bei lockeren Schichten von mehr als 10—15 m Mächtigkeit und ganz allgemein bei Vorhandensein von Wasser führen allerdings Schürfbohrungen im allgemeinen besser zum Ziel.

Kleine Schürf- oder Versuchsschächte durch lockeres Gebirge haben runden, elliptischen oder rechteckigen Querschnitt und einen Durchmesser von 1,2 m × 1,2 m oder 1,2 × 1,5 m. Runde Schächte sind vorzuziehen, da rechteckige Schächte einen größeren Ausbruch erfordern und weniger gut stehen. Anderseits sind rechteckige Schächte leichter auszubauen. Für umfangreiche Schürfarbeiten, zumal bei größerer Überdeckung der Lagerstätte, empfehlen sich außer Bohrungen Stollen und Schächte sowie von ihnen ausgehende Strecken. Deren Querschnitt wird man zur Niedrighaltung der Kosten so gering wie möglich wählen, solange es sich nur um Schürf- oder sich daran anschließende Untersuchungsarbeiten handelt. Anderseits können technische Mittel, wie Lademaschinen, die den Vortrieb beschleunigen und verbilligen, einen Mindestquerschnitt bedingen.

12. — Bergmännische Untersuchungsarbeiten. Während die Schürfarbeiten das Vorhandensein einer Lagerstätte und in großen Zügen auch schon ihre Ausdehnung festzustellen gestatten, ist es Aufgabe der eigentlichen Untersuchungs- und Aufschlußarbeiten, Menge und Gehalt des Vorkommens aufzuklären, und zwar so weit, daß ein Entschluß darüber möglich ist, ob das Vorkommen als abbauwürdig betrachtet werden kann oder nicht und welche Betriebsgröße angemessen, d. h. für welche jährliche Förderung das Bergwerk zweckmäßig zu entwickeln ist. Die in diesem Zusammenhang anzustellenden Vorarbeiten, Überlegungen und Berechnungen gehören zu den verantwortungsvollsten, die ein Bergmann anzustellen hat. Hierbei hat er lagerstättenkundliche, technische und wirtschaftliche Gesichtspunkte der verschiedensten Art zu berücksichtigen. Jedenfalls sollten endgültige Anlagen unter oder über Tage erst erstellt werden, wenn Menge und Gehalt des Vorkommens ausreichend bekannt sind.

Eine feste Grenze zwischen Schürf- und Untersuchungs- oder Aufschlußarbeiten gibt es nicht. Wichtig ist es jedoch, daß man sich in den verschiedenen Stadien dieser Arbeiten immer wieder erneut darüber klar wird, ob eine Fortsetzung der Arbeiten gerechtfertigt ist oder nicht. Sie sind gerechtfertigt, wenn ihr Risiko ein vernünftiges ist, d. h., wenn es dem in dem betreffenden Bergbauzweig üblichen Risiko entspricht. Im allgemeinen ist das bergmännische Risiko größer als das Risiko anderer Industriezweige. Hierauf begründet sich der Risikozuschlag bei Feststellung der angemessenen Verzinsung des im Bergbau angelegten Kapitals.

Die Art der Untersuchungsarbeiten richtet sich nach der Form, ihr Umfang nach der Größe und der Regelmäßigkeit oder Unregelmäßigkeit der Lagerstätte. Wenig mächtige Gänge werden durch Stollen, Schächte und von ihnen ausgehende Strecken untersucht. Stollen sind billiger als Schächte, da bei ihnen die Wasserhaltung und Förderung ohne oder mit geringeren maschinellen Hilfsmitteln möglich ist. Man zieht sie daher in gebirgigen Gegenden vor. Im Streichen eines Ganges aufgefahrene Stollen verfolgen den Gang auf ihrer ganzen Erstreckung und sind daher querschlägigen überlegen. Das gleiche gilt für einen Vergleich zwischen im Einfallen auf einem Gang hergestellten, also tonnlägigen Schächten einerseits und seigeren Schächten andererseits.

Bohrungen eignen sich vorzüglich für die Untersuchung von sedimentären Lagerstätten, insbesondere von Stein-, Braunkohlen- und Salzvor-

kommen. Auch lagerartige Erzvorkommen und umfangreiche Erzkörper eignen sich für die Untersuchung durch Bohrungen. Für Erdöl, Sole, Wasser u. dgl. stellen Bohrungen überhaupt das einzige in Betracht kommende Mittel dar. Seifenlagerstätten von Zinn, Gold, Platin werden auch meist durch Bohrungen untersucht. Nur bei Abwesenheit von Wasser und ausreichender Standfestigkeit der aus Sand, Kies und Ton zusammengesetzten Schichten rechtfertigen sich Schächte, die den Vorteil aufweisen, daß sie eine genauere Probenahme ermöglichen.

Die Kosten von Untersuchungsarbeiten schwanken innerhalb sehr weiter Grenzen. Bei kleinen Vorkommen und sehr günstigen Verhältnissen können wenige Zehntausend DM genügen. Im allgemeinen sind jedoch mehrere hunderttausend bis zu mehreren Millionen DM erforderlich. Entsprechend schwankt die von den Untersuchungsarbeiten beanspruchte Zeit zwischen Monaten und Jahren.

d) Lagerstättenvorrat und Gehalt.

13. — Allgemeines. Alle Untersuchungsarbeiten gipfeln schließlich — außer in der Aufklärung der Tektonik, der Teufe, der Form der Lagerstätte usw. — in der Feststellung von Menge und Gehalt. Gehalt bedeutet bei Erzlagerstätten der Gehalt (in %, oder bei Halbedel- und Edelmetallen in g/t) an nutzbaren Metallen, bei Kohlenflözen Art und Güte der Kohle nach Wärmeeinheiten je kg, flüchtigen Bestandteilen, Verkokbarkeit, Aschegehalt, Ascheschmelzpunkt, Schwefelgehalt usw. Bei Erzen ist außer auf den nutzbaren Metallgehalt auch auf für den jeweiligen Hüttenprozeß schädliche Bestandteile sowie auf die Gangart zu achten.

14. — Der Lagerstättenvorrat. Die Vorratsmenge ist durch Multiplikation der feststellbaren Lagerstättenfläche mit der durchschnittlichen Mächtigkeit sowie mit der Wichte des Vorkommens zu errechnen, wobei entsprechende Abzüge für Abbauverluste sowie für Aufbereitungs- und Waschverluste gemacht werden müssen. Die Abbauverluste betragen vielfach nur 5—10%, können aber auch bis auf 50% und mehr steigen. Sie hängen einmal von der Lagerstätte ab und werden dann durch Vertaubungen, Verschmälerungen oder durch Störungszonen verursacht, oder vom Abbauverfahren. Abbauverfahren, bei denen Bergfesten stehengelassen werden müssen (z. B. Steinkohle in USA, Salz- und Kalibergbau, Erzbergbau z. T.), bringen hohe Verluste mit sich. Eine weitere Ursache von Abbauverlusten sind Sicherheitspfeiler, die zum Schutz der Tagesoberfläche oder zum Schutz von Grubenbauen (Schachtsicherheits-, Markscheidesicherheits-, Mergelsicherheitspfeiler u. dgl.) nicht abgebaut werden können.

Die Aufbereitungsverluste schwanken je nach dem Grade der Verwachsung, der Feinheit und dem Gehalt des Roherzes sowie je nach dem Aufbereitungsverfahren zwischen 10 und 30%. Die Wasch- und Klaubeverluste des Kohlenbergbaus geben den Gewichtsunterschied zwischen der Rohförderung und der verwertbaren Förderung an. Sie betrugen 1954 im westdeutschen Steinkohlenbergbau im Durchschnitt 24% der Rohförderung (1936: 14%) und schwankten etwa zwischen 10 und 40%.

Bei der Angabe des Lagerstättenvorrats ist stets eine Unterteilung nach dem Grade der Sicherheit des Nachweises der betreffenden Vorratsmengen zu machen. Es ist leicht einzusehen, daß die Vorratsberechnung eines Vorkommens, von dem nur — wenn auch zahlreiche — Ausbisse bekannt sind, mit einer wesentlich größeren Unsicherheit behaftet ist, als eines Vorkommens, das durch bergmännische Arbeiten, wie Schächte und Strecken, oder durch Bohrungen aufgeschlossen oder erkundet ist. Auch ist die Sicherheit der Aussage von dem Umfang der Arbeiten und der Zahl der Bohrungen abhängig, sowie von der Regelmäßigkeit der Lagerstättenausbildung und von unserer Kenntnis benachbarter, ähnlicher Vorkommen. So können z. B. über ein nur durch wenige Ausbisse festgestelltes Steinkohlenflöz sicherere Aussagen gemacht werden als über einen im gleichen Ausmaß nachgewiesenen

Erzgang, da Kohlenflöze weniger unregelmäßig ausgebildet zu sein pflegen als Erzgänge. Es ist weiterhin verständlich, daß nur wenige in der Nähe der Schachtzone des Ruhrgebiets niedergebrachte Bohrungen viel weitgehendere Schlüsse zulassen als die gleiche Anzahl von Bohrungen in einem bisher unbekannten Gebiet.

Aber auch bei den Erzlagerstätten bestehen mannigfache Unterschiede. So sind z. B. Eisenerzvorkommen schneller zu beurteilen als Metallerzvorkommen und unter diesen die Lagerstätten der Buntmetallerze schneller als die der selteneren und daher teureren Metalle. Es hängt dies damit zusammen, daß Eisenerzvorkommen eines größeren und daher im allgemeinen leichter nachweisbaren Umfangs für ihre Bauwürdigkeit bedürfen als Metallerzlagerstätten, ein Umfang der in jedem Fall um so größer sein muß, je unerschlossener das Gebiet des Vorkommens ist und je weiter entfernt es vom Verbraucher liegt.

Weitverbreitet ist die Unterteilung in sicher, wahrscheinlich und möglich vorhandene Vorräte. Diese Unterteilung ist jedoch wertlos, ja gefährlich, wenn nicht klar definiert ist, was unter diesen Begriffen verstanden werden soll. Bei Erzgängen und ähnlichen Vorkommen ist es daher klarer, die Unterteilung je nach dem Ausmaß der Vorrichtung vorzunehmen. Es sind demnach zu unterscheiden: 1. fertig vorgerichtete Erzmengen, also Gangteile, die an allen vier Seiten umfahren sind: oben und unten durch Strecken und an beiden Seiten durch Überbrüche. 2. In Vorrichtung begriffene Gangteile, wobei nach dem Grade der Sicherheit zu unterscheiden ist zwischen Gangteilen, die a) an drei Seiten umfahren sind, b) die an zwei Seiten umfahren sind und c) die nur an einer Seite aufgeschlossen sind. 3. Noch nicht aufgeschlossene, aber auf Grund der Lagerstättennatur zu erwartende Erzmengen.

Bei lediglich durch Bohrungen nachgewiesenen Erzvorkommen sind die erwähnten Begriffe nicht brauchbar. Hier muß sinngemäß vorgegangen und je nach der Art der Lagerstätte und der Zahl der Bohrungen, d. h. der Engmaschigkeit des Bohrlochnetzes in den einzelnen Teilen des Vorkommens eine Unterscheidung getroffen werden. Bei der Untersuchung solcher Lagerstätten ist es wichtig, die Bohrlöcher in regelmäßigen Abständen anzuordnen. Diese werden zunächst groß gewählt und später verringert. Die Auswertung der Bohrergebnisse für die Zwecke der Vorratsberechnung geschieht am besten durch Dreieckbildung zwischen den Bohrungen.

Im Ruhrgebiet pflegt man die Vorräte der Schachtzone von denen der Bohrlochzone und der sich daran anschließenden, durch Bohrungen noch nicht oder kaum erkundeten unaufgeschlossenen Zone zu trennen. Außerdem wird ein Unterschied nach der Teufe gemacht, und zwar bei 1200 m, wobei der Grad der Sicherheit der Aussage über die oberhalb 1200 m Teufe gelegenen Kohlenvorräte größer ist als für die tiefer gelegenen Mengen. Aber auch oberhalb 1200 m Teufe ist zwischen solchen Vorräten zu unterscheiden, die oberhalb der Fördersohle und bis etwa 100 m darunter liegen und denjenigen Kohlenmengen, die sich zwischen dieser Grenze und der Teufe von 1200 m befinden. Ein weiterer Gesichtspunkt wird in die Kohlenvorratsberechnung durch den Begriff der Bauwürdigkeit hineingetragen. Bauwürdig ist eine Lagerstätte, wenn ihr Abbau wirtschaftlich möglich ist, d. h. wenn sich das betriebsgebundene Kapital angemessen verzinst. Eine angemessene Verzinsung liegt dann vor, wenn der Gewinn dem landesüblichen Zinssatz, vermehrt um eine besondere bergmännische Risikoprämie, entspricht. So wird zwischen sicher bauwürdigen und bedingt bauwürdigen Flözen und Flözteilen unterschieden. Unter bedingt bauwürdigen Flözen sind insbesondere Flöze geringer Mächtigkeit oder unreine Flöze zu verstehen. Je nach der Marktlage und nach dem Stande der Technik rücken sie in den Bereich der Bauwürdigkeit oder fallen aus diesem Bereich wieder hinaus. Für die Bauwürdigkeit unreiner Flöze ist es von wesentlichem Einfluß, ob eine Verwertungsmöglichkeit unreiner Kohle in nahegelegenen Kraftwerken vorhanden ist oder nicht.

15. — Feststellung des Gehaltes. Gehalt und Güte des Lagerstätteninhalts werden durch Probenahme ermittelt. Auf Gängen und ähnlichen Lagerstätten wird die *Schlitzprobe* am meisten angewandt. Bei ihr werden an der begradigten und gereinigten Streckenfirste (wegen Verschmutzung selten an der Sohle) oder an den Stößen von Überbrüchen oder im Abbau senkrecht zum Streichen vom Hangenden zum Liegenden verlaufende Schlitze hergestellt. Tiefe und Breite der

Schlitze richten sich nach der Härte der Lagerstättenfüllung. Ist sie gering, so genügen flache, schmale Schlitze. Ist sie groß, sind tiefere und breitere Schlitze notwendig, um eine richtige Durchschnittsprobe über die gesamte Mächtigkeit zu erhalten. Meist genügt es, wenn die Schlitze 10—15 cm breit und 5—8 cm tief werden. Der Abstand der Schlitze ist von der Vererzung abhängig. Ist sie einigermaßen regelmäßig, so genügen Abstände von 10—20 m und mehr, während bei großer Unregelmäßigkeit die Abstände auf 4—5 m verkürzt werden müssen. Ein einmal für richtig erkannter Abstand muß genau eingehalten werden. Zur Herstellung der Schlitze dienen Handfäustel sowie Spitz- und Breitmeißel. Sorgfältig muß darauf geachtet werden, daß die Schlitze in ihrer ganzen Länge die gleichen Abmessungen erhalten, und daß das gewonnene Gut (die Probe) vollständig aufgefangen wird, sei es in einer Holzkiste (Sprengstoffkiste) oder auf einem auf der Sohle ausgebreiteten Segeltuch. Die Probe wird alsdann numeriert, eingesackt, geviertelt und analysiert. Das Vierteln kann dem Chemiker überlassen bleiben, wenn sich das chemische Laboratorium in der Nähe befindet. Es muß vom Probenehmer durchgeführt werden, wenn die Proben verschickt werden müssen und es daher notwendig ist, vorher ihr Gewicht zu verringern. Wenn 10—20 Proben täglich genommen worden sind, hat der Probenehmer gute Arbeit geleistet. Die Bemusterung einer Lagerstätte oder Grube kann je nach dem Umfang ihres Aufschlusses Tage oder viele Wochen dauern.

Andere Probenahmeverfahren sind die *Schuß-* und die *Sackprobe.* Sie sind im allgemeinen wenig brauchbar und nur bei sehr regelmäßiger Vererzung zur Erlangung eines allgemeinen Überblickes zu rechtfertigen. Bei der Schußprobe wird das von einer Stelle hereingeschossene Haufwerk als Probe betrachtet. Bei der noch ungenaueren Sackprobe werden an beliebigen Stellen einzelne Stücke abgeschlagen und zu einer Probe vereinigt.

Günstiger ist die *Bohrmehlprobe* zu beurteilen. Sie eignet sich zur Untersuchung der Streckenstöße, also des Hangenden und Liegenden, falls deren Vererzung vermutet wird, die Strecken also nicht die gesamte Lagerstättenmächtigkeit bloßgelegt haben und querschlägige Auslenkungen nicht vorhanden sind oder nicht genügen. Wichtig ist es hierbei allerdings, daß Hartmetallschneiden verwandt werden, um die Abnahme des Bohrlochdurchmessers möglichst zu vermeiden. Auch muß nach Möglichkeit trocken gebohrt werden.

Ausgezeichnete Ergebnisse liefert die *Bohrkernprobe.* Das Abbohren einer Lagerstätte zum Zwecke der Bemusterung kommt für größere Erzlagerstättenkörper sowie für Braunkohlen- und Salzvorkommen, zur Gewinnung eines Überblicks auch für Steinkohlenlagerstätten in Betracht. Ausschlaggebend ist hierbei die Kernfähigkeit und somit das Kernausbringen. Liegt es unter 80%, so sind die Ergebnisse nur mit großer Vorsicht zu verwerten, da u. U. taube oder gut vererzte Stellen nicht kernfähig sind. In solchen Fällen ist statt der Diamantbohrung nach dem Craeliusprinzip (s. S. 59) das pennsylvanische Bohren zu empfehlen.

Auch zur Bemusterung von Steinkohlenflözen[1] wird die Schlitzprobe angewandt. Der 20—30 cm breite und gleichmäßig tiefe Schlitz wird mittels Abbauhammer, Hacke oder auch Druckluftsäge an dem begradigten Stoß zweckmäßig am Liegenden beginnend senkrecht zum Einfallen hergestellt. Die Proben sollten in fest verschlossene Probegefäße gefüllt und bald in möglichst frischem Zustand untersucht werden. Eine besonders gute Probenahme gestattet die *Säulenprobe,* bei der mittels Druckluftsäge eine Kohlensäule von etwa 25×25 cm Querschnitt aus dem Flöz herausgearbeitet wird. Es ist dies nur bei fester Kohle möglich. Auch dann zerbricht die Säule in einzelne Stücke, die mit laufenden Nummern bezeichnet werden müssen. Die Förderwagenprobe, bei der während einer oder mehreren Schichten jeder 10. oder 20. Wagen herausgezogen wird, eignet sich für erschöpfende rohstoffliche und verwendungstechnische Untersuchungen. Befindet sich das Flöz noch nicht im Abbau, so tritt an Stelle der Förderwagenprobe die *Blockprobe,* bei der ein Kohlenblock von 2—3 m Tiefe und Breite hereingewonnen wird.

[1] Abramski, C.: Probenahme im Steinkohlenflöz, Bergfreiheit 1953 Nr. 11; — ferner „Richtlinien und Vorschläge zur Anlegung des Flöz-Archivs für den Steinkohlenbergbau." Essen: Glückauf-Verlag 1953.

Eine Probenahme aus der Bohrlochwand erfolgt durch das *Kernschießgerät.* Es besteht aus mehreren mit Explosivstoffen gefüllten Kernrohren, die in das Bohrloch eingeführt und an bestimmten Stellen zur Entzündung gebracht werden. Die Kernrohre werden in die Bohrlochwand geschleudert und füllen sich mit Gestein. Durch Haltedrähte erfolgt das Ziehen der Proben.

16. — Errechnung des Durchschnittgehaltes. An die Probenahme und die chemische Analyse der Proben schließt sich die Errechnung des Durchschnittgehaltes der aufgeschlossenen und bemusterten Teile der Lagerstätte an. Das Ziel der Probenahme ist, eine möglichst genaue Aussage über den Gehalt und damit über den Wert der feststellbaren Vorräte zu machen. Hierbei werden die Vorräte nach dem Sicherheitsgrad ihres Vorhandenseins unterteilt und außerdem zweckmäßig eine weitere Unterteilung der aufgeschlossenen Vorräte in einzelne Bauabschnitte vorgenommen.

Eine Errechnung des Durchschnittgehaltes eines Gangteils oder des Teiles einer anderen Lagerstättenart ist nur unter Berücksichtigung der Mächtigkeit möglich, über welche jede einzelne Probe gezogen worden ist. Es ist leicht einzusehen, daß eine Probe mit einem Analysenergebnis von z. B. 5% Kupfer, die bei einer Gangmächtigkeit von 1 m genommen worden ist, ein anderes „Gewicht" besitzt, als bei einer Gangmächtigkeit von nur 20 cm. Die Analysenergebnisse müssen also mit der ihnen zugeordneten Mächtigkeit „gewogen" werden. Es geschieht dies nach folgendem Beispiel:

Probenummer	Mächtigkeit cm	Analysenergebnis % Cu	cm · %
1	110	5,5	605
2	85	3,2	272
3	60	2,8	168
4	90	4,8	432
5	95	5,1	475
6	160	3,6	576
	600	24,0	2528

Es errechnet sich also ein Durchschnittsgehalt von 2528 : 600 = 4,2% Kupfer bei einer Durchschnittsmächtigkeit von 1 m, während das arithmetische Mittel nur $\frac{24}{6}$ = 4,0% ergeben würde. Der tatsächliche Gehalt des später hereingewonnenen Erzes wird von diesem Wert allerdings abweichen, da die Gangmächtigkeit stellenweise auf 60 cm absinkt und hier eine Abbauweite von etwa 90 cm hergestellt werden muß. Die Probe 3 muß also mit 90 cm und einem infolge der Verdünnung mit Nebengestein verringerten Gehalt von 1,9% in die Rechnung eingehen, so daß das spätere Haufwerk einen Durchschnittsgehalt von nur rd. 4% aufweisen wird.

Abweichungen von dem Ergebnis der Bemusterung können beim späteren Abbau auch dadurch eintreten, daß bei engen Gängen noch mehr Nebengestein mitgenommen wird oder nachkommt, als veranschlagt. Oder es mußte Erztrümern, in die sich der Gang aufgespaltet hatte, nachgegangen werden. Schließlich kann auch außergewöhnlich hohen oder auch niedrigen Analysenergebnissen eine unrichtige Deutung gegeben worden sein. Diese Punkte können hier ebenso wie die gesamten in diesem Zusammenhang behandelten Fragengebiete nur angedeutet werden. Im übrigen sei auf das einschlägige Schrifttum verwiesen[1].

[1] Rickard, T. A.: The sampling and estimation of ore in a mine. New York and London 1904; R. Peele: Mining Engineers Handbook, Mc Graw Hill 1948; H. Jahns: Der Einfluß des größten Stücks bei der Probeviertelung und der in den Geräten zurückbleibenden Reste auf die Genauigkeit der Probenahme. Glückauf 1952, S. 684; H. Fritzsche: Die Bemusterung der Blei-Zink-Lagerstätte Maubacher Bleiberg usw. Erzmetall 1953 S. 289.

17. — Berechnung des Wertes von 1 t Roherz in der Grube. Um eine Aussage über die Abbauwürdigkeit eines nutzbaren Mineralvorkommens machen zu können, ist die Kenntnis des betriebsnotwendigen Kapitals für Anlage und Betrieb des Bergwerks erforderlich und außerdem die Kenntnis des Gewinns. Erst wenn dieser so hoch ist, daß er eine angemessene Verzinsung des betriebsnotwendigen Kapitals ermöglicht, kann die Bauwürdigkeit bejaht werden. Der Gewinn oder Verlust ergibt sich aus dem Unterschied zwischen Ertrag und Aufwand.

Der Ertrag eines geplanten Erzbergwerks z. B. kann auf der Grundlage des Wertes von 1 t Roherz und der Multiplikation dieses Wertes mit der Fördermenge je Tag, Monat oder Jahr errechnet werden.

Der Wert von 1 t Roherz ist von einer Reihe von Faktoren abhängig. An der Spitze stehen Metallgehalt und Metallpreis. Da aber in der Regel das Roherz aufbereitet werden muß, kann der tatsächliche und durch die Probenahme gefundene Metallinhalt einer Tonne nicht in die Rechnung eingesetzt werden, sondern nur das um die Aufbereitungsverluste verminderte Metallausbringen. Aber auch der unter Berücksichtigung dieser Verluste errechnete Wert entspricht noch nicht der Summe, die der Käufer zu zahlen bereit ist. Der Käufer ist ein Erzhändler oder eine Metallhütte, die sich in mehr oder weniger großer Entfernung vom Bergwerk befindet, und zu der das Konzentrat verschickt werden muß. Es sind also noch Transport- und Verpackungskosten sowie vor allem die Verhüttungskosten abzuziehen und außerdem einige sonstige Kosten, wie für Versicherung, Umladung, für Verluste und Provisionen.

Diese Zusammenhänge seien an dem Beispiel der Berechnung des Wertes von 1 t Kupfererz näher erläutert:

Die Rechnung geht von dem Konzentrat aus, das die Aufbereitung der Grube herstellt. Es möge 26,3% also 263 kg Kupfer enthalten. Diese Menge wird allerdings nicht voll bezahlt, da Metallverluste bei der Verhüttung auftreten. Sie seien im vorliegenden Beispiel zu 1,3% angenommen. Es werden also nur 250 kg Kupfer je t Konzentrat bewertet. Bei einem Preis von 285 DM/100 kg Kupfer ergibt sich somit ein Bruttowert des Konzentrats von $2{,}5 \times 285$ DM = 712,50 DM. Hierbei ist ein möglicher Gehalt an Gold, der ab 2 g/t bezahlt wird und ein Gehalt an Silber, der ab 100 g/t bewertet wird, nicht berücksichtigt. Sind für die Verhüttung schädliche Beimengungen vorhanden — bei Kupfererzen vor allem Wismut, Arsen, Antimon und Zinn — so werden Strafabzüge gemacht. Sie seien hier aber ebenfalls nicht in Rechnung gestellt.

Die Verhüttungskosten richten sich nach dem Kupfergehalt und pflegen bei reichen Konzentraten niedriger zu sein als bei armen. Im vorliegenden Fall seien 200 DM/t Konzentrat zugrunde gelegt. Sonstige Kosten je t Konzentrat treten auf für Verpackung, Verladung, Fracht, Versicherung, Verluste und Spesen. Sie seien insgesamt zu 60 DM angenommen.

Die Hütten- und sonstigen Kosten belaufen sich im vorliegenden Beispiel also auf 260 DM. Um diese Summe muß der vorher errechnete Bruttowert von 1 t Konzentrat vermindert werden, so daß sich deren Nettowert zu 712,50 DM — 260 DM = 452,50 DM ergibt. Da in 1 t Konzentrat 250 kg Kupfer enthalten sind, stellt sich der Wert von 1 kg Kupfer zu 452,50 DM : 250 = 1,80 DM.

Dieser Wert je kg Kupfer kann benutzt werden, um den Wert je t anstehenden Roherzes einer Lagerstätte oder Grube zu berechnen. Als Beispiel sei angenommen, daß die Probenahme und die anschließende Analyse einen Kupfergehalt von 3%, also von 30 kg Kupfer je t festgestellt habe. Weiterhin sei angenommen, daß das Metallausbringen der Aufbereitung 80% betrage, also von den 30 kg nur 24 kg nutzbar gemacht werden und 6 kg verlorengehen. Der Wert von 1 t 3%igen Kupfererzes beläuft sich also auf $24 \times 1{,}80$ DM = 43,20 DM. Entsprechend errechnet sich bei gleichen Aufbereitungsverlusten der Wert von 1 t 2%igen Erzes zu 28,80 DM und von 1 t 4%igen Erzes zu 57,60 DM. Metallpreise pflegen starken Schwankungen unterworfen zu sein. Steigt der Kupferpreis, so erhöhen sich die errechneten Werte, sinkt er, so erniedrigen sie sich.

Liegen die Gesamtaufwendungen je t Roherz unterhalb dieser Summen, so ergibt sich ein Gewinn, liegen sie darüber, ein Verlust. Als Anhalt möge dienen, daß je nach Gang- oder Lagermächtigkeit und der sonstigen Untertagebedingungen je t Roherz die bergmännischen Kosten etwa zwischen 10 und 20 DM liegen, die

Kosten für Aufbereitung zu 5—7 DM und die allgemeinen Kosten zu 2—4 DM angenommen werden können.

18. — Berechnung des Wertes von 1 t Steinkohle. Während man im Erzbergbau der Berechnung eine Tonne Rohförderung (Roherz) zugrunde legen kann, ist dieser Weg bei der Steinkohle nicht gangbar. Es ist vielmehr üblich, den Wert einer Tonne verwertbarer Förderung festzustellen. Dieser ist zunächst von der Kohlenart und vom Sortenanfall abhängig[1]. Bei gleichem Sortenanfall wird der Erlös von 1 t Anthrazit z. B. wegen der unterschiedlichen Nußkohlenpreise anders sein als von 1 t Fettkohle. Der Sortenanfall hängt weitgehend von der Festigkeit der Kohle und damit in gewissem Sinne von der Kohlenart ab.

Weiter ist der Bergegehalt der Rohförderung von Bedeutung, da der Anteil der verwertbaren Förderung an der Rohförderung bei sinkendem Bergegehalt steigt. FLEHMIG hat gezeigt, daß der Einfluß des Sortenanfalls hinter dem des Bergegehaltes zurücktritt. Bei einem abweichenden Sortenanfall zwischen Nuß-, Stück- und Feinkohle um jeweils 10% ist bei den Eß-, Gas-, Gasflamm- und Fettkohlen praktisch kein Erlösunterschied festzustellen. Dagegen wirkt eine Veränderung des Bergegehaltes in der Rohförderung proportional auf den Erlös ein. Auch andere Faktoren, wie die Art der Lagerung, die tektonische Beanspruchung, die petrographische Zusammensetzung, das Gewinnungsverfahren und die Art der Fördermittel spielen eine Rolle. Außerdem können größere Sorten gebrochen werden, wenn dadurch ein höherer Ertrag zu erwarten ist. Weiterhin ist die Verteilung der Berge im Flöz von Bedeutung, nämlich ob sie als Bergestreifen oder mit der Kohle fein verwachsen auftreten.

An Hand von zwei Beispielen soll der Wert einer Tonne Fettkohle und einer Tonne Anthrazit ermittelt werden. Der Berechnung muß ein angenommener oder aus der Erfahrung bekannter Sortenanfall zugrunde gelegt werden, der auf die Tonne verwertbare Förderung bezogen wird. Der Anteil der einzelnen Sorten multipliziert mit dem jeweiligen Preis ergibt den Erlösanteil dieser Sorte am Gesamterlös der Tonne verwertbarer Förderung gemäß der folgenden Zusammenstellung.

	Fettkohle			Anthrazit		
	Anfall %	Preis DM/t	Erlös DM/t	Anfall %	Preis DM/t	Erlös DM/t
Förderkohle	0,51	36,80	0,19	0,02	36,80	0,01
Stücke und Knabbeln	11,26	50,60	5,70	0,13	81,90	0,11
Nuß I	2,30	50,60	1,16	7,35	81,90	6,02
Nuß II	4,08	51,10	2,08	8,13	86,50	7,03
Nuß III	5,28	52,00	2,75	8,22	89,20	7,33
Nuß IV	6,47	52,00	3,36	10,72	54,30	5,82
Nuß V	0,66	50,60	0,33	7,26	51,50	3,74
Feinkohle	62,45	47,80	29,85	47,81	44,20	21,14
Staubkohle	1,94	34,00	0,66	2,94	34,00	1,00
Mittelgut	3,40	27,04	1,64	5,23	27,04	2,52
Sonstige	1,65	36,80	0,61	2,19	36,80	0,81
Summe	100,00		48,33			55,53

Aus der Lage der Gesamtselbstkosten zum Wert für Fettkohle in Höhe von 48,33 DM/t v. F. und für Anthrazit in Höhe von 55,53 DM/t v. F. ergibt sich dann der Gewinn oder der Verlust.

II. Flach- und Tiefbohrung.

19. — Überblick. Tiefbohrungen werden in den weitaus meisten Fällen von der Tagesoberfläche aus niedergebracht. Erreichen sie nur eine mäßige

[1] FLEHMIG, S.: Die Wirtschaftlichkeit des Abbaus von Steinkohlenflözen und ihre Überwachung; Glückauf 1953 S. 683.

Teufe, so bezeichnet man sie als Flachbohrungen. Der Erdölbergmann pflegt diesen Begriff für Bohrungen unter rd. 500 m und der Brunnenbauer für Bohrungen von weniger als 100—200 m Teufe anzuwenden. In zunehmendem Maße werden Flachbohrungen, seltener Tiefbohrungen, auch von unter Tage aus hergestellt. Die Mehrzahl der Löcher wird senkrecht nach unten angesetzt. Sie können aber auch einen waagerechten oder schräg nach unten oder nach oben gerichteten Verlauf haben. Die für Tiefbohrungen geeigneten Verfahren können auch für Flachbohrungen angewandt werden. Für Flachbohrungen sind jedoch auch besondere Verfahren entwickelt worden. Für Untertagebohrungen eignen sich nur wenige der Übertagebohrverfahren, und es ist zugleich verständlich, daß sich auch Verfahren entwickelt haben, die nur für den Untertagebetrieb geeignet sind.

20. — Wesen und Zweck der bergmännischen Flach- und Tiefbohrung. Die Zwecke der bergmännischen Flach- und Tiefbohrung sind mannigfaltiger Art. So unterscheidet man:

Bohrungen für die Aufsuchung von Lagerstätten (Schürfbohrungen);
Bohrungen zur Untersuchung von Lagerstätten;
Bohrungen zur Erforschung des Deckgebirges;
Bohrungen zur Gewinnung nutzbarer Mineralien in flüssigem oder gasförmigem Zustand. Hier spielt Erdöl die Hauptrolle. Daneben sind zu erwähnen Bohrungen auf Erdgas, Wasser, Heilquellen, Sole, Kohlensäure (Methan u. dgl.);
Hilfsbohrungen bei bergmännischen Arbeiten.

Für Schürfzwecke hat die Tiefbohrung ihre Hauptbedeutung zur Aufsuchung von Erdöl sowie für flöz- und lagerartige Vorkommen, also für den Steinkohlen-, Braunkohlen- und Salzbergbau. Aber auch für die Auffindung mächtiger Gänge und sonstiger größerer Erzvorkommen hat sie, begünstigt durch die Fortschritte der geophysikalischen Bodenforschung, ständig an Bedeutung gewonnen. Auch bedient sich der Erzbergmann mit Erfolg der Flachbohrung in solchen Fällen, in denen unter einem Deckgebirge von geringer Mächtigkeit die Fortsetzung von bereits untertägig aufgeschlossenen Lagerstätten festgestellt werden soll. Außerdem können Lagerstätten durch unter Tage angesetzte söhlige Bohrungen aufgesucht oder verfolgt werden, was erheblich rascher geht und sehr viel billiger ist als das Treiben von Strecken. An das Auffinden von Lagerstätten schließt sich ihre nähere Untersuchung an, d. h. die Feststellung ihrer Form und ihres Inhalts nach Menge und Art. Erst wenn hierbei befriedigende Ergebnisse erzielt worden sind, rechtfertigen sich endgültige Aus- und Vorrichtungsarbeiten für die Vorbereitung des Abbaus. Bohrungen sind im allgemeinen zur Untersuchung der gleichen Lagerstätten geeignet, die auch durch Bohrungen aufgefunden werden können. Insbesondere trifft dieses für Kohlen- und Salzvorkommen zu sowie für größere Erzkörper. Beim Erdöl dagegen schließen sich an die Schürfbohrungen in der Regel gleich die Gewinnungsbohrungen an. Die Aufklärung der Schichtenfolge und das Auffinden von Störungen sind bei der Untersuchung von Lagerstätten ebenfalls wichtige Aufgaben. In besonderen Fällen können sie auch von unter Tage aus an Stelle von Strecken durch söhlige oder schräge Bohrungen gelöst werden.

Eine besondere Bedeutung haben Bohrungen zur Erforschung des Deckgebirges. Die Kenntnis seiner Mächtigkeit und Zusammensetzung sind vor Inangriffnahme des Schachtabteufens im Stein- und Braunkohlentiefbau, im Salzbergbau und für den Tagebau auf Braunkohle und Erz unerläßlich. Aber auch für die Feststellung der Deckgebirgsgrenze, z. B. zwecks Festlegung des Deckgebirgssicherheitspfeilers in Steinkohlengruben, sind Bohrungen von Bedeutung. Je nach Mächtigkeit und Art des Deckgebirges kann es zweckmäßig sein, sie von über Tage oder von der oberen Sohle aus herzustellen.

Bei den Bohrungen zur Gewinnung nutzbarer Mineralien haben die auf Methan im Untertagebetrieb verschiedener Steinkohlengruben eine große Bedeutung erlangt. Der Abbau mancher Gruben- und Flözteile wird u. U. erst durch eine Absaugung von Methan möglich, da andernfalls der CH_4-Gehalt der Wetter das sicherheitlich zulässige Maß überschreiten würde. Außerdem ist die wirtschaftliche Verwertbarkeit des abgesaugten Methans hervorzuheben.

Damit fallen die Bohrungen zur Methanabsaugung zum Teil in das Gebiet der Hilfsbohrungen bei bergmännischen Arbeiten. An weiteren Hilfsbohrungen sind zu nennen: Bohrlöcher beim Schachtabteufen zur Bildung einer Frostmauer im schwimmenden Gebirge (Gefrierverfahren) oder zum Einpressen von Zement in klüftiges Gebirge (Zementierverfahren) oder zur Abführung des Wassers während des Abteufens nach unten hin in Unterfahrungsquerschläge u. dgl., um sie von einer bereits vorhandenen Wasserhaltung heben zu lassen.

Durch Verwendung von Bohrlöchern bis zu 310 mm Durchmesser an Stelle von Einbrüchen in Gesteinsstreckenvortrieben kann eine erhebliche Herabsetzung der Auffahrungskosten und der Auffahrungsdauer eintreten. So konnte auf diese Weise die Auffahrzeit einer Strecke um rd. $^1/_3$ verkürzt und die Kosten um rd. 60 DM/m gesenkt werden[1].

Beim Auffahren von Strecken und Querschlägen, die auf Ansammlungen von Wasser und schädlichen Gasen stoßen könnten, empfiehlt sich das Herstellen von etwa 3—6 m langen Bohrlöchern in Auffahrrichtung, um vor Überraschungen gesichert zu sein. Ferner ist es in Überhauen, die in Flözen hergestellt werden, und in Aufbrüchen, die eine Sohle oder Zwischensohle mit der nächst höheren verbinden sollen, häufig erwünscht und in letzteren sogar bergpolizeilich vorgeschrieben, vorher nach oben hin vorzubohren, um eine vorläufige Wetterverbindung zu schaffen, oder um das Vorbohrloch später als Einbruch beim Schießen zu benutzen[2].

Schließlich ist die Herstellung von Flachbohrlöchern zu erwähnen zwecks Aufnahme der Sprengladung im Erztagebau und in den Steinbruchbetrieben der Kalk- und Zementindustrie[3].

---

[1] Steiner: Großlochbohren beim Auffahren von Gesteinsstrecken. Glückauf 1952 S. 987.

[2] Krause, E.: Neuzeitliche Gesichtspunkte beim Auffahren von steilen Hochbrüchen in harten Gesteinen. Erzmetall 1954 S. 99.

[3] Glatzel: Gegenwärtiger Stand der Gewinnungsverfahren einiger größerer Kalksteinbrüche. Erzmetall 1953 S. 1; — ferner: B. Vogel: Der steirische Erzberg. Glückauf 1953 S. 937.

Je nach den genannten Zwecken sind die Bohreinrichtungen verschieden. Handelt es sich um Schürfbohrungen, bei denen im Wettbewerb mit anderen Schürfern gebohrt werden muß, so wird man in erster Linie Wert legen auf rasches Niederbringen der Bohrlöcher ohne Rücksicht auf die Kosten. Bei Bohrungen zur Untersuchung von Lagerungsverhältnissen kommt es auf möglichst genaue Feststellung der Beschaffenheit und Mächtigkeit der durchbohrten Schichten bei mäßigen Kosten an. Bohrlöcher zur Mineralgewinnung müssen vor allem genügende Weite erhalten und gegen Verunreinigungen durch Gebirgswasser u. dgl. möglichst gut gesichert werden. Bei Bohrlöchern für das Gefrierverfahren ist die möglichst lotrechte Herstellung von größter Bedeutung usw.

21. — Einteilung. Beim Herstellen von Flach- und Tiefbohrlöchern kann man verschiedene Arten unterscheiden, je nachdem drehend, schlagend oder stoßend, mit zeitweiliger oder ununterbrochener Schlamm- („Schmand-") Förderung, auf mäßige oder große Teufe und unter oder über Tage gearbeitet wird.

Bei fast allen heute verwandten Bohrverfahren muß die Bewegung dem auf der Bohrlochsohle arbeitenden Bohrer vom Stand des Bohrantriebs außerhalb des Bohrlochs übertragen werden. Allen diesen Bohrverfahren gemeinsam ist infolgedessen das Vorhandensein einer Verbindung zwischen Antrieb und Bohrer. Eine Ausnahme hiervon bilden nur schlagend wirkende Aufbruchbohrmaschinen und Turbinenantriebe für drehendes Bohren (s. Ziff. 26 u. 51), die dann jedoch eine Verbindung zwischen Antrieb im Bohrloch und dem Bohrrahmen oder Bohrturm außerhalb des Bohrloches aufweisen müssen. Die Verbindung zwischen Antrieb und Bohrer kann in einem Seil oder in einem Gestänge bestehen. Das Gestänge ist in der Regel aus Stahl, in seinem Querschnitt entweder hohl oder voll und in seiner Form entweder rund oder rechteckig. Von der Verschiedenheit dieser Verbindung hängt auch die Art der Bohrschmandförderung ab: sie kann im Wechselspiel mit der eigentlichen Bohrarbeit erfolgen und durch besondere Geräte geschehen. Oder die Förderung der losgelösten Gebirgsteilchen wird während des Bohrens durch einen Spülstrom vorgenommen, für den als Weg das Hohlgestänge und der Raum zwischen Gestänge und Bohrlochwand zur Verfügung stehen.

Auf Grund dieser angedeuteten Verschiedenheiten unterscheidet man Handbohren und maschinelles Bohren, Bohren am Seil und am Gestänge, Trockenbohren und Spülbohren. Wesentlicher für die Einteilung der Bohrverfahren ist jedoch die Art der Arbeitsweise des Bohrers. Diese kann stoßend, schlagend oder drehend erfolgen, wobei mit der drehenden Arbeitsweise entweder Bohrkerngewinnung verbunden ist oder nicht. Unter günstigen Verhältnissen (weiches oder dünnbankiges Gestein) ist aber auch bei stoßendem Bohren Kerngewinnung möglich.

Aus dem bisher Gesagten ergibt sich somit die auf der nächsten Seite wiedergegebene Einteilung der Bohrverfahren.

Vor der Beschreibung der einzelnen Bohrverfahren seien zunächst einige Einrichtungen geschildert, die allen oder mehreren Bohrverfahren gemeinsam sind, wie Antrieb und Mittel zur Förderung des losgelösten Gebirges.

Einteilung der Bohrverfahren.

	Unter Tage anwendbare Bohrverfahren.	Unter und über Tage anwendbare Bohrverfahren.	Über Tage anwendbare Bohrverfahren	
			Flachbohrung	Flach- und Tiefbohrung
Stoßendes Bohren.			Stoßendes Bohren am steifen Gestänge von Hand.	a) Gestängebohren: 1. Freifallbohren, 2. Schnellschlagbohren; b) Seilbohren.
Schlagendes Bohren.	Schlagendes Bohren nach dem Prinzip des Bohrhammers.		Schlagendes Bohren nach dem Prinzip des Bohrhammers.	
Drehendes Bohren.	Drehbohren a) nach dem Prinzip von CRAELIUS; b) mit besonderer Vorschubwinde.	a) Drehbohren nach dem Prinzip von CRAELIUS; b) Drehbohren nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschinen: 1. mit besonderem Vorschubmotor, 2. mit Differentialvorschub.	a) Drehbohren von Hand ohne Spülung; b) Drehbohren mit Stahlvollbohrern und Spülung; c) Saugbohrverfahren und Lufthebeverfahren.	a) Vollbohrung nach dem Rotary-Verfahren; b) Kernbohrung nach dem Rotary- und dem CRAELIUS-Verfahren.

22. — Der Antrieb. Während der Antrieb von Hand beim Durchbohren milder Schichten bis etwa 100 m Teufe früher eine nicht zu unterschätzende Rolle gespielt hat, kommt er heute höchstens noch für Bodenuntersuchungen sowie für das Abbohren von Zinn-, Gold- und Platinseifen (Schürfbohrungen bis 30 oder 50 m je nach Bohrlochdurchmesser) in Frage. Bei der eigentlichen Flach- und Tiefbohrung dagegen und beim Durchbohren harter Schichten beherrscht heute der maschinelle Antrieb das Feld und zwar in Form von Elektro-, Verbrennungs- und Druckluftmotoren. Der früher viel verwendete Dampfantrieb ist durch den Diesel- und Elektroantrieb überholt, so daß er in Deutschland nicht mehr zu finden ist.

Der Elektromotor empfiehlt sich durch seine Einfachheit und Betriebssicherheit, durch sein geringes Gewicht, das mit einfachen Gründungsanlagen auszukommen gestattet, sowie durch seine einfache Wartung und bequeme Kraftzuführung. Der ihm früher anhaftende Nachteil der geringen Anpassungsfähigkeit an die wechselnden Bedingungen des Bohrbetriebs ist durch die weitgehende Regelungsfähigkeit der neuzeitlichen Motoren über-

wunden worden. Andererseits kommt allerdings die Verwendung von Elektromotoren nur dort in Betracht, wo elektrische Kraft vorhanden ist; doch verfügen heute manche Ölgebiete bereits über eigene elektrische Zentralen, so daß die Kraftverteilung auf die in geringen Entfernungen voneinander liegenden Bohrlöcher keine besonderen Schwierigkeiten macht.

Der Verbrennungsmotor (Gas- oder Dieselmotor) zeichnet sich dadurch aus, daß er weder einer Kesselanlage noch einer Zentrale bedarf und bei Erdölbohrungen den in Gestalt von Erdgas oder Erdöl vorhandenen Brennstoff ohne weiteres mit gutem Wirkungsgrade auszunutzen gestattet. Auch spielt die Frage der Wasserversorgung keine Rolle. Er hat sich daher in wachsendem Maße eingeführt, um so mehr, als sich seine Regelfähigkeit durch Einschaltung elastischer Zwischenglieder wesentlich verbessert hat.

Als Beispiel eines solchen elastischen Zwischengliedes zwischen Motor und Bohrkran sei auf die Strömungsgetriebe hingewiesen, wie sie von den Firmen Haniel & Lueg, Düsseldorf-Grafenberg, und dem Eisenwerk Wülfel, Hannover-Wülfel, in gemeinsamer Arbeit entwickelt wurden[1]. Sie ermöglichen eine feinfühlige genaue Regelung vom Stillstand bis auf eine vorgesehene Höchstdrehzahl, gestatten eine stoßfreie Mitnahme der Last und können als hydraulische, dem Verschleiß nicht unterliegende Bremse beim Ein- und Ausbau schwerer Gestänge- und Futterrohrlasten benutzt werden. Bohranlagen mit Strömungsgetrieben besitzen eine dem Dampfbetrieb für Bohranlagen ähnliche Charakteristik.

Die Entwicklung der Verbrennungsmotore zu Diesel-Gas-Maschinen nach dem Zündstrahlverfahren trug weiter dazu bei, den Verbrennungsmotor im Bohrbetrieb, insbesondere bei Erdöl- und Gasbohrungen, stärkere Verbreitung zu verschaffen. Diese Motorart erlaubt ohne Umbau durch wenige Handgriffe vom Dieselöl zu Gas als Brennstoff überzugehen, wobei die Zündung des Gases durch Einspritzen einer geringen Menge Dieselöl (10—15% der ursprünglichen Menge) vor sich geht. Die Motorleistung ändert sich bei Übergang auf Gasbetrieb nicht, während auf Dieselbetrieb umgebaute Ottomotoren einen Leistungsabfall von 25—30% aufweisen.

Der Druckluftmotor kommt in erster Linie nur für Bohrarbeiten unter Tage in Frage, wenn elektrischer Antrieb aus Sicherheitsgründen (Schlagwettergefahr) nicht statthaft oder wenn für einen Elektromotor kein Anschluß vorhanden ist. Der Vorteil dieser Antriebsart ist in dem elastischen, sich den jeweiligen Gebirgsverhältnissen anpassenden Bohren zu sehen, weshalb einige Bohrvorrichtungen auch über Tage Druckluftantrieb aufweisen. Als Nachteil sind die höheren Betriebskosten zu nennen, die auf die geringe Energieausnutzung und die dadurch bedingten hohen Druckluftkosten zurückzuführen sind.

23. — Die Förderung des losgelösten Gesteins. Für die Förderung des losgelösten Gesteins stehen drei Möglichkeiten zur Verfügung. Es kann einmal in dem Bohrer selbst Aufnahme finden und mit diesem zutage gezogen werden. Dieses ist der Fall beim Bohren von Hand mit dem Spiralbohrer, der Schappe, der Schlammbüchse oder der Sandpumpe (s. Abb. 7 bis 9) oder beim Drehkernbohren, soweit ein Bohrkern sich bildet. Oder

[1] Besigk: Neuerungen im Bohrgerätebau. Bohrtechnikerzeitung Nr. 11 1938.

aber das losgebohrte Gestein wird mit einem besonderen Schlammlöffel entfernt, der in das Bohrloch eingelassen wird, nachdem der Bohrer gezogen ist. Es ist dieses beim Trockenbohren der Fall. Bohr- und Förderarbeit wechseln also miteinander ab. Ein solcher Schlammlöffel — so genannt, weil das Bohrmaterial stets durch Zusatz von etwas Wasser in eine Art Schlamm verwandelt werden muß, um im Löffel selbst Aufnahme zu finden — ist im wesentlichen ein zylindrisches Gefäß mit einem aus einer Klappe oder Kugel bestehenden Bodenventil (Abb. 9).

Abb. 7. Spiralbohrer.

Bei den meist angewandten Spülbohrverfahren geschieht schließlich die Heraufförderung des abgebohrten Gebirges durch einen von einer Pumpe bewegten Wasserstrom. Hierbei sind je nach der Bohrlochtiefe Drucke von 10, 20, beim Rotarybohren bis 50 at und mehr zu überwinden. In besonderen Behältern (Gruben) wird das Wasser jeweils geklärt und gelangt dann wieder in den Umlauf. Als Spülmittel kann auch Druckluft Verwendung finden, jedoch beschränkte sich ihre Anwendung in der Hauptsache auf einige Fälle der Flachbohrung. Neuerdings ist jedoch die Spülung mit Luft oder Gas mit Erfolg auch bei der Tiefbohrung nach dem Rotary-Verfahren[1] angewandt worden, wodurch die Bohrleistung gesteigert werden konnte.

Abb. 8. Offene Schappe.

Je nach dem Weg des Spülstroms im Bohrloch ist zwischen unmittelbarer und mittelbarer Spülung zu unterscheiden. In der Regel wird die *unmittelbare* Spülung angewandt. Bei dieser wird der Spülwasserstrom innerhalb des Bohrgestänges abwärts und dementsprechend der Schlammstrom zwischen diesem und der Bohrlochwandung aufwärts geführt. Bei der *mittelbaren* Spülung, die insbesondere in festem, kluftfreien Gebirge, aber auch in lockeren, kiesigen Schichten beim Brunnenbau angewandt werden kann, ist der Weg umgekehrt. Sie hat den Vorteil, daß der Schlammstrom innerhalb des engen Gestänges eine höhere Steiggeschwindigkeit erreicht, infolgedessen größere Stücke gefördert werden können. Außerdem kommt das abgebohrte Gebirge in einer wesentlich geringeren Zeit als bei der unmittelbaren Spülung über Tage an (4—5 min aus 1000 m Tiefe). Die Überwachung der durchbohrten Schichten kann also genauer sein. Bei der mittelbaren Spülung ist weiter je nach der Wirkungsweise der Pumpen zu unterscheiden zwischen *Gegenstromverfahren* und *Saugbohrverfahren*. Beim Gegenstromverfahren wird die Spülflüssigkeit in den Raum zwischen Gestänge und Bohrlochwand hineingedrückt, beim Saugbohrverfahren dagegen durch das Gestänge gesaugt. Hier ist auch das *Lufthebeverfahren* zu nennen, das ähnlich wie die Mam-

Abb. 9. Schlammbüchse.

[1] KÜHNE: Erhöhung der Bohrleistung beim Fortfallen der Spülungssäule im Bohrloch usw. Bohrtechnik u. Brunnenbau 1953 S. 7; — s. a. daselbst S. 22: Bohren mit komprimierter Luft statt Spülung senkt Unkosten.

mutpumpe (s. Band II) oder das Honigmann-Schachtbohrverfahren (Band II) arbeitet, indem man Druckluft im Gestänge austreten läßt. Dadurch wird das Gewicht der Spülsäule im Gestänge gegenüber demjenigen außerhalb des Gestänges verringert und ein Spülstrom von großer Geschwindigkeit erzeugt.

Sind die zu durchbohrenden Schichten wenig standfest und neigen sie zu Nachfall, so wird statt Wasser Dickspülung benutzt, d. h. dem Wasser wird fein gemahlener, kolloidale Bestandteile enthaltender Ton (Bentonit) beigemischt und eine Wichte der Spülung von 1,2—1,5 erreicht. Die im Bohrloch vorhandene Schlammwassersäule erhält dadurch einen entsprechenden Überdruck gegenüber der bis zum Grundwasserspiegel reichenden äußeren Wassersäule und verhütet so ein Zubruchgehen der Bohrlochstöße. Man kann auf diese Weise Hunderte von Metern in Schwimmsand u. dgl. ohne Nachsenkung der Verrohrung bohren.

Um ihre Aufgabe besonders bei der Rotary-Bohrung erfüllen zu können, muß die Tontrübe einen *thixotropen Charakter* haben: solange die Trübe in Bewegung ist, muß sie flüssig sein und sich pumpen lassen, andererseits aber auch genügend viskos, um die Gesteinsstücke an die Oberfläche zu tragen. Kommt die Tontrübe jedoch zur Ruhe, so muß sie zu einem Gel erstarren, das ein Absinken der Gesteinsteile auf die Bohrlochsohle und damit ein Einzementieren des Bohrers verhindert. Andererseits darf die Zähigkeit, welche die thixotrope Trübe entwickelt, nicht so groß sein, daß die Wiederaufnahme der Spülung über Gebühr erschwert wird. Die thixotrope Eigenschaft der Spültrübe ist auch insofern wichtig, als sie beim Durchbohren von Poren, Rissen oder Klüften eine Abdichtung bewirkt. Denn sowie die Trübe in den Hohlräumen zur Ruhe kommt, erstarrt sie gelartig. Eine Steigerung dieser thixotropen Eigenschaft der Trübe läßt sich u. a. durch Zusatz von Gerbstoffen erzielen[1].

Beim Bohren auf Erdöl ist zur Einwirkung gegen hohe Gasdrücke häufig eine noch höhere Wichte der Dickspülung notwendig. Dem Wasser wird dann außer Ton fein gemahlener Schwerspat oder Hämatit zugesetzt.

Im Salz muß eine auflösende Wirkung des Spülstroms verhindert werden. Dieses geschieht durch Verwendung von gesättigter Sole an Stelle von Wasser. Außerdem ist zu beachten, daß bei Tonspülung im Salz die Gefahr der Tonausflockung besteht und das Bohrzeug fest wird. Eine wiederholte Auffrischung der Tontrübe ist daher notwendig.

Das Spülbohren bietet gegenüber dem Trockenbohren mehrere entscheidende Vorteile, weshalb es auch in der Mehrzahl der Fälle angewandt wird. Der Spülstrom hält die Bohrlochsohle sauber, wodurch sich die Wirkung des Bohrmeißels erhöht. Zweitens wird eine Unterbrechung der Bohrarbeit durch das Schlammfördern vermieden, und drittens vermindert es die Notwendigkeit der Bohrlochverkleidung. Diesen Vorteilen steht aber auch ein Nachteil gegenüber. Das Spülbohren, insbesondere bei Verwendung von Dickspülung, erschwert mit Ausnahme bei der Kernbohrung das rasche und sichere Erkennen der durchbohrten Schichten. Das „elektrische Kernen" nach dem Verfahren der Gesellschaft für nautische und tiefbohr-

[1] White, T.: Die Wirkung von Gerbstoffen auf die physikalischen Eigenschaften von Tonen. Ber. d. deutschen keramischen Gesellschaft e. V. 1952 S. 302.

technische Instrumente in Kiel und nach SCHLUMBERGER hat jedoch diesen Nachteil zum mindesten für Erdölbohrungen und für Bohrungen im Braunkohlenbergbau[1] weitgehend gemildert.

Schließlich sei erwähnt, daß das Spülbohren in stark wasserabziehendem Gebirge wegen der dann eintretenden großen Wasserverluste nur anwendbar ist, wenn für genügende Wasserzufuhr gesorgt werden kann (vgl. Ziff. 42).

A. Unter Tage anwendbare Bohrverfahren.

24. — Gemeinsame Grundzüge solcher Bohrmaschinen. Da es sich im allgemeinen nur um Flachbohrungen handelt und die Gestängelast daher von geringer Bedeutung ist, genügt ein einfaches Bock- oder Rahmengestell für die Verlagerung der ganzen Bohreinrichtung. Ein gewisser Raum zum Gestängefördern ist notwendig, damit man nicht zur Verwendung sehr kleiner Gestängestücke und demgemäß zum häufigen Unterbrechen der Bohrarbeit gezwungen ist. Doch muß man sich im allgemeinen mit geringeren Gestängelängen notgedrungen begnügen, zumal auch die Handhabung längerer und schwerer Gestängestücke hier Schwierigkeiten macht. Es herrschen demnach Stücklängen von 1—3 m vor.

Abb. 10. Stufenspiralkrone der Firma Wallram, Essen.

Eine Verrohrung erübrigt sich im allgemeinen, weil einmal die Bohrlöcher in der Regel nicht tief sind, in festem Gestein verlaufen und vielfach nicht lange offen zu bleiben brauchen. Bei aufwärts gerichteten Löchern ist das Loch in der Regel durch eine Stopfbüchse verschlossen, um die Trübe seitlich abführen zu können. Einige Bohrmaschinen sind jedoch so gebaut, daß man auf einen derartigen Verschluß verzichten und die Spültrübe über die Maschine ablaufen lassen kann. Dadurch werden Verstopfungen des seitlichen Abflusses und der Stopfbüchse vermieden.

Da die Gestängelast nur bei abwärts gerichteten Bohrungen auf die Bohrkrone wirkt, muß für eine Vorrichtung gesorgt werden, die mit regelbarem Druck das Anpressen des Gestänges sowie dessen Nachschieben gemäß dem Fortschreiten der Bohrarbeit ermöglicht. Bei abwärts gerichteten Bohrungen von größerer Tiefe muß diese Vorrichtung auch, ähnlich wie bei der Tiefbohrung, eine teilweise Entlastung der Bohrkrone vom Gestängedruck gestatten. Der Vorschub erfolgt mechanisch durch einen besonderen Vorschubmotor (s. Ziff. 33 u. 34), durch unterschiedliche Drehzahl von Trieb- und Vorschubhülse (Differentialvorschub) (Ziff. 35) oder hydraulisch, indem ein mit dem Gestänge gekuppelter Kolben Öldruck von der einen oder anderen Seite erhält (s. Ziff. 32).

Die Bohrlochdurchmesser schwanken im allgemeinen zwischen 40 und 360 mm, können in der Kohle auch bis zu 420 mm steigen. Als Bohrkronen finden Zweiflügelkronen, Dreiflügelkronen, Stufenspiralkronen (Wallram)

[1] HERBOLD, W.: Erfahrungen mit neuzeitlichen Bohrgeräten und -verfahren im Braunkohlenbergbau. Braunkohle 1953 S. 430.

(Abb. 10) und Tannenbaumkronen (Nüsse & Gräfer) (Abb. 11) Verwendung. Außer diesen Vollbohrkronen sind auch Kernbohrkronen der verschiedenen Firmen in Gebrauch.

Um das zeitraubende Gestängeziehen möglichst einzuschränken, geht man beim Herstellen von Bohrlöchern zwischen zwei Sohlen oder Teilsohlen häufig so vor, daß man das Bohrloch von unten nach oben zunächst mit einem kleineren als dem Enddurchmesser herstellt. Ist das Bohrloch durchschlägig, so wird dort eine Krone etwas größeren Durchmessers so auf das Gestänge geschraubt, daß die Bohrschneiden nach unten zeigen. Dann wird das Bohrloch von oben nach unten aufgebohrt, wobei das Gestänge laufend gezogen wird. Beim dritten Bohrdurchgang wird wieder von unten gebohrt usf., bis der gewünschte Enddurchmesser erreicht ist. Für diese Art des Bohrens eignet sich besonders die Tannenbaumkrone der Firma Nüsse & Gräfer (Abb. 11), bei der je nach dem Bohrlochdurchmesser die entsprechenden „Tannenbaumzweige" hinzugenommen werden. Es sind Abstufungen von etwa 115, 195, 280 und 360 mm Durchmesser gebräuchlich.

Abb. 11. Tannenbaumkrone der Firma Nüsse u. Gräfer, Sprockhövel i. W.

Die zum Vorbohren gegen Wasser- und Wetteransammlung dienenden Bohreinrichtungen müssen, da beim Anbohren solcher Ansammlungen vielfach mit starkem Gegendruck zu rechnen ist, gegen das gewaltsame Hervorbrechen des Wassers oder der Gase und gegen das Herausschleudern des Bohrers beim Anbohren der Hohlräume gesichert werden. Außerdem ist für die Möglichkeit des dauernden Verschlusses des Bohrloches im Falle zu starker Wasseransammlungen oder Gasentwicklung zu sorgen. Zu diesem Zweck wird zunächst ein „Standrohr" in das Gebirge einzementiert, durch welches das Bohrgestänge hindurchgeführt wird. Den erforderlichen Widerstand erzielt man entweder (gemäß Abb. 12) durch Keilwirkung mittels einer konischen Erweiterung k des Standrohres in Verbindung mit einem konisch nach innen sich erweiternden Hohlraum b für die Aufnahme des Zementpfropfens oder (Abb. 13) durch angegossene Außenrippen, mit denen das Rohr im Zement festgehalten wird. Bei Spülbohrungen, wie sie in beiden Abbildungen gedacht sind, muß außerdem ein Stutzen für das zurückfließende Spülwasser vorgesehen sein (in Abb. 12 durch den Hahn h verschließbar). In Abb. 12 bezeichnet s den Absperrschieber oder das Absperrventil und g das Bohr-

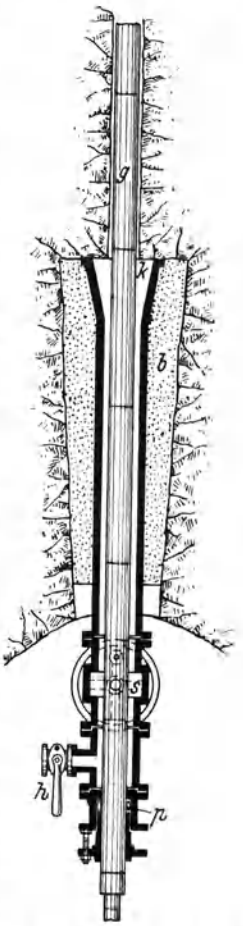


Abb. 12. Auf Keilwirkung beruhendes Standrohr.

gestänge, außerdem *p* die Stopfbüchse mit der Ausfüllung durch den Kautschukschlauch, der durch den Wasserdruck kräftig gegen das Gestänge gepreßt wird und dessen Herausschleudern verhütet.

Der Antrieb für Bohrmaschinen, die sich nur unter Tage verwenden lassen, erfolgt beim schlagenden Bohren nach dem Prinzip des Bohrhammers (Ziff. 26) und beim drehenden Bohren nach dem Prinzip von CRAELIUS. *Das Prinzip von* CRAELIUS *ist dadurch gekennzeichnet, daß die drehende Bewegung durch eine horizontale Antriebswelle über ein Getriebe, Kegelräder und Drehkopf auf die in jede Richtung gegenüber der Waagerechten schwenkbare Bohrspindel übertragen wird* (Ziff. 27 u. f.).

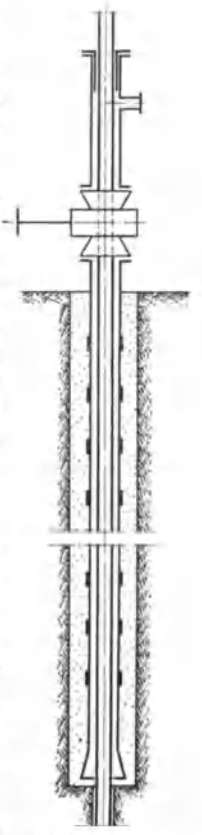


Abb. 13. Standrohr mit Außenrippen.

25. — Die Ablenkung söhliger und schräger Bohrungen. Söhlig- und Schrägbohrungen können nicht geradlinig verlaufen, da eine gewisse Durchbiegung des Bohrgestänges nicht zu vermeiden ist. Diese verschärft sich außerdem noch dadurch, daß die Bohrkrone in ihrem unteren Teil mit stärkerem Druck auf dem Gebirge liegt und daher nach unten mehr arbeitet als nach oben, zumal auch die Spülung unten kräftiger als oben wirkt. Besonders bei söhligen und schräg aufwärts angesetzten Bohrlöchern macht ein solcher bogenförmiger Verlauf der Bohrung sich bemerkbar, so daß in ihnen Senkungen der Bohrkrone um 40 m und mehr bei 500 m langen Bohrlöchern nicht selten sind. Andererseits können auch flachgeneigte härtere Gebirgsschichten (z. B. Anhydrit im Salzbergbau) oder flache Klüfte mit harter Ausfüllungsmasse die Bohrkrone nach oben ablenken, wodurch Knicke im Bohrloch entstehen.

Um die Durchbiegung des Gestänges in möglichst engen Grenzen und damit die Bohrlochablenkung so gering wie möglich zu halten, empfiehlt sich das Einbringen von Gestängeführungen (Abb. 14) in Abständen von 3—5 m. Sie ruhen bei größeren Bohrlochdurchmessern auf Führungslagern und gleiten so im Bohrloch ohne sich beim Bohren zu drehen (*c*). Bei kleineren Durchmessern sind die Führungen fest am Gestänge angebracht (*a* und *b*).

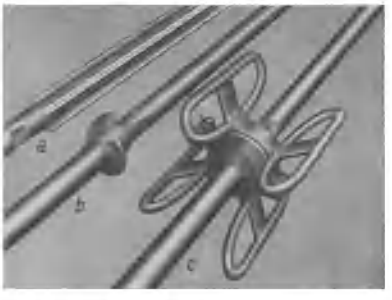


Abb. 14. Verschiedene Gestängeführungen.

Löcher bis zu 80—120 m Länge wird man häufig von unten nach oben herstellen, weil sich hierbei die Entfernung des Bohrmehls einfach gestaltet. Von Nachteil ist jedoch, daß neben dem Bohrdruck auch das Gestängegewicht die Bohrmaschine belastet. Bei längeren, von unten nach oben getriebenen Löchern wächst

schnell die Gefahr des Verlaufens, d. h. einer seitlichen Ablenkung aus der beabsichtigten Bohrlochrichtung. Diese Gefahr wird um so größer, je größer der Winkel ist, unter dem das Bohrloch Schichten verschiedener Härte durchbrechen muß. Das Durchbohren von Störungen sowie des „alten Mannes" gefährdet den Bohrerfolg beim Bohren in jeder Richtung. Bei regelmäßigem Gebirge und größeren Bohrlängen treten beim Bohren von oben nach unten im allgemeinen sehr geringe Abweichungen (unter 1%) auf.

a) Schlagendes Bohren.

26. — Aufbruchbohrmaschine der Firma Hüppe, Remscheid. Diese früher häufig benutzte Maschine ist in Anlehnung an die Arbeitsweise der Bohrhämmer ausgestaltet worden. Ihr Merkmal ist, daß der bis 320 mm breite Bohrmeißel an seiner Arbeitsfläche den gleichen Durchmesser hat wie die federnde Abstützung, in der der Bohrhammer angebracht ist. Dadurch kann dieser dem Tieferwerden des Loches ununterbrochen folgen. Der Bohrhammer wird von einem Hohlgestänge getragen, das gleichzeitig zum Zuführen der Druckluft benutzt wird.

b) Drehendes Bohren.

1. Nach dem Prinzip von Craelius.

27. — Die Großlochbohrmaschine der Firma Korfmann, Witten. Der Aufbau dieser nach dem Prinzip von CRAELIUS arbeitenden Großlochbohrmaschine ist aus Abb. 15 ersichtlich. Auf einem Grundrahmen sind ein 20-PS-Druckluft- oder Elektromotor *a*, Getriebe *b* und der in seinem Fußpunkt schwenkbare Bohrgestängeführungsrahmen *c* montiert. Der Führungsrahmen *c* wird durch Stützbügel *d* in der gewünschten Neigung gehalten. Der Antrieb der Bohrspindel erfolgt mit 40, 75 oder 100 Umdrehungen je Minute vom Getriebegehäuse *b* über eine Kupplungswelle *e* (in der Abbildung zum Teil verdeckt durch die Rollenketten), eine Sechskantgetriebewelle *f* sowie einen Kegel- und Schneckentrieb im Bohrspindelgehäuse *g*. Der Vorschub wird durch je zwei Rollenketten h_1 und h_2 vom Getriebe *b* auf das Bohrspindelgehäuse *g* übertragen, welches auf Flachführungen im Bohrgestängeführungsrahmen *c* gleitet. Das Gestänge besteht aus 1,5 m langen miteinander verschraubbaren Rohren von 44- 114 mm Durchmesser.

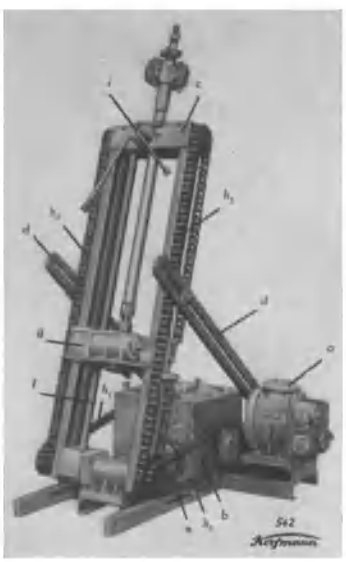


Abb. 15. Großlochbohrmaschine der Firma Korfmann, Witten.

2. Mit besonderer Vorschubwinde.

28. — Bohrwolf der Firma Bade & Co. Der Bohrwolf der Firma Bade & Co, Lehrte (Hann.), gestattet das Herstellen von senkrechten oder schrägen Verbindungslöchern von etwa 1000–1500 mm Durchmesser bis zu etwa 200 m Länge zwischen zwei Sohlen unter Tage. Er findet zur Herstellung von Rollöchern besonders im Kali- und Salzbergbau Anwendung, kann aber auch zur Herstellung von Einbrüchen bei nachfolgender Querschnittsvergrößerung dienen. Im Erzbergbau ist das Gerät ebenfalls mit Erfolg eingesetzt worden[1].

Abb. 16. Bohrwolf der Firma Bade u. Co., Lehrte/ Hannover.

Die Maschine besteht aus der Bohrwinde und dem Bohrwolf (Abb. 16). Die Bohrwinde ist auf einem Schlittenrahmen aufgebaut und enthält einen Elektromotor von 17 kW, eine Seilwinde und ein stufenlos regelbares Getriebe, um einen beliebig einstellbaren Vorschub beim Bohren zu ermöglichen. Der etwa 2,5 m hohe Bohrwolf besteht aus einem elektrischen Antriebsmotor von 60 kW, drei planetenartig um die Hauptachse des Bohrwolfes rotierenden Schräm- oder Rollenkronen, einem Getriebe für diese drei Bohrkronen und einer Führungsvorrichtung mit zwei Führungsfräsern. Die Stromzufuhr erfolgt mittels Kabel von der unteren Sohle her.

Die Bohrwinde und der Bohrwolf sind durch ein drallarmes Drahtseil von 35 mm ⌀ verbunden. Um diese Verbindung herstellen zu können, muß zunächst ein Vorbohrloch mit einem Durchmesser von etwa 160 mm mit einer gewöhnlichen Bohrmaschine (s. Ziff. 32—34) in der gewünschten Richtung gebohrt werden. Dann wird die Bohrwinde auf der oberen Sohle, der Bohrwolf auf der unteren Sohle in einer Startvorrichtung aufgestellt. Die Startvorrichtung ist ein Gestell aus U- und Winkeleisen, mit dessen Hilfe der Bohrwolf in die gleiche Richtung gebracht werden kann, die das Vorbohrloch aufweist. Außerdem gibt die Startvorrichtung dem Bohrwolf beim Ansetzen der Bohrung eine Führung, bis die Führungsfräser eingeschnitten sind und die Führungsleisten dem Bohrwolf festen Halt bieten. Nach Herablassen des Bohrseiles durch das vorgebohrte Loch und nach dessen Anschlagen an den Bohrwolf kann mit dem Bohren begonnen werden. Der Seilzug beträgt bis zu 10 t bei Vorschubgeschwindigkeiten am Bohrwolf von 25—100 mm in der Minute. Die Fördergeschwindigkeit beläuft sich auf etwa 5 m/min. Abb. 17 zeigt die Schnittbahnen der Schrämkronen des Bohrwolfes.

Unterhalb des Bohrloches wird, sobald der Bohrwolf im Loch verschwunden ist, die Startvorrichtung abgebaut und nunmehr entweder eine Schurre oder ein Trichter angebracht, der das Bohrklein auf ein Fördermittel austrägt.

Das Auswechseln stumpfer Bohrschneiden geht so vor sich, daß der

[1] Versuch mit einer Großlochbohrmaschine zum Auffahren von Strecken (Lochdurchmesser 1,5 m) im Eisenerzbergbau. Erzmetall 1954 S. 127.

Bohrwolf heruntergelassen wird und entweder jede Rolle oder jeder Schrämmeißel einzeln ausgewechselt werden kann.

Abb. 17. Schnittbahnen der Schrämkronen des Bohrwolfes.

Die Bohrwinde mit Seil und Rahmen wiegt etwa 9000 kg, der Bohrwolf etwa 4500 kg. Eine derartige Anlage kostet rd. 100000 DM. Als Kosten je Bohrmeter Rolloch kann man im Salz einen Betrag von etwa 40—50 DM annehmen.

29. — Das Ring-Schrämgerät der Salzgitter-Maschinen A.G.[1] Dieses Gerät dient dem gleichen Zweck wie der in der vorigen Ziffer behandelte Bohrwolf. Auch bei diesem Gerät ist ein Vorbohrloch, und zwar von etwa 300 mm Durchmesser notwendig, in dem ein Führungsrohr am Gestänge einer auf der oberen Sohle aufgestellten Drehbohrmaschine befestigt ist (Abb. 18). Mit dem Führungsrohr fest verbunden ist ein Tragring von bis zu 1000 mm Durchmesser, auf dem der Schrämring drehbar verlagert ist. Der Schrämring wird über seinen am Umfang befindlichen Zahnkranz über ein Ritzel am Führungsrohr und über das Gestänge von der Drehbohrmaschine angetrieben. Auf diese Weise legt der mit Schrämwerkzeugen besetzte Schrämring einen zylindrischen Kern frei, der durch den Schrämring hindurchwächst und durch sein Eigengewicht bei einer beliebigen Länge abreißt.

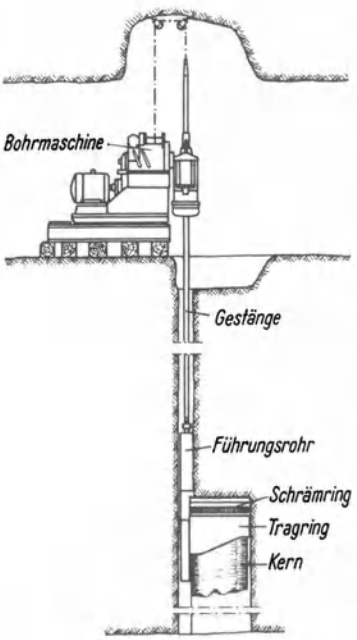


Abb. 18. Ringschrämgerät der Salzgitter-Maschinen A. G.

30. — Leistungen und Kosten von Untertagebohrungen. Die Leistungen und Kosten hängen von der Gebirgsbeschaffenheit, vom Durchmesser und von der Teufe der Bohrlöcher ab. Der Kraftbedarf beläuft sich auf etwa 5 bis 22 PS.

Beim schlagenden Bohren kann man mit Leistungen je Schicht von 2—3 m im Tonschiefer, von 1,2—2 m in Sandschiefer und von 0,8—1,2 m im Sandstein rechnen.

---

[1] Tröskен, K.: Der Stand des drehenden Großlochbohrens im Ruhrbergbau unter Tage. Glückauf 1954 S. 1094.

Für das heute allgemein angewandte drehende Bohren sind für mittlere Durchmesser und Teufen (70—100 m) in einer Schicht Bohrfortschritte von 10—15 m im Schiefer, 2—10 m im Sandschiefer, 1—7 m im Sandstein und bis zu 1 m in sehr hartem Sandstein erzielbar[1]. Mit wachsender Teufe nehmen die Leistungen bei schrägen Bohrlöchern wegen der schwierigeren Gestängeförderung rascher ab als in senkrechten Löchern.

Die Kosten sind bei der Schräg- und Senkrechtbohrung auf 60—80 DM/Bohrmeter, bei der Söhligbohrung auf etwa 10—30 DM/Bohrmeter[2] zu veranschlagen.

Längen von 500—600 m sind bei söhlig gerichteten Bohrlöchern häufig erzielt worden; vereinzelt hat man sogar bis auf mehr als 1000 m Länge gebohrt.

B. Unter und über Tage anwendbare Bohrverfahren.

31. — Allgemeines. Ein Großteil der hier zu besprechenden Maschinen war zunächst nur für den Untertagebetrieb vorgesehen, hat jedoch in zunehmendem Maße Eingang auch in den übertägigen Bohrbetrieb gefunden und wird z. T. auch für Tiefbohrungen benutzt. Die hier zu nennenden Maschinen arbeiten ausschließlich drehend, und zwar entweder nach dem bereits genannten Prinzip von CRAELIUS (Ziff. 24) oder nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschine (vgl. S. 121), bei der der Bohrmotor in Richtung des Bohrloches zeigt. Hier läßt sich wieder je nach der Art des Vorschubes eine Zweiteilung vornehmen. Die eine Maschinenart besitzt einen gesonderten Vorschubmotor (z. B. Abb. 21), während bei der anderen Art der Vorschub durch einen Drehzahlunterschied zwischen Trieb- und Vorschubhülse hervorgerufen wird *(Differentialvorschub)* (S. 38). Bei den Maschinen nach dem CRAELIUS-Prinzip erfolgt der Vorschub hydraulisch oder mechanisch durch Rollenkette oder durch Differentialvorschub. Derartige CRAELIUS-Maschinen werden von den Firmen Bade & Co., Hannover, Korfmann GmbH., Witten, Salzgitter-Maschinen AG., Salzgitter, Schwedische Diamant-Tiefbohr AG., Stockholm, und Wirth & Co, Erkelenz, gebaut. Bei den Maschinen mit gesondertem Vorschubmotor erfolgt die Vor- oder Rückwärtsbewegung des Bohrgestänges durch Ritzel und Zahnstange oder durch Spindel und Mutter. Diese Maschinen werden von den Firmen Nüsse & Gräfer, Hausherr und Söhne, beide Sprockhövel, und Korfmann GmbH., Witten, gebaut. Bohrmaschinen mit Differentialvorschub baut die Schwedische Diamant-Tiefbohr AG, Stockholm.

Das in den Ziff. 24 und 25 allgemein über die unter Tage verwendbaren Bohrvorrichtungen sowie über die Leistungen und Kosten (Ziff. 30) Gesagte gilt sinngemäß auch für die im folgenden zu beschreibenden Maschinen, wenn sie unter Tage gebraucht werden.

Bei Bohrungen von über Tage aus werden die nach dem Prinzip von CRAELIUS arbeitenden Bohrmaschinen mit einem Dreibock oder Bohr-

[1] Die hier angegebenen Zahlen gelten auch für die im Abschnitt B genannten Maschinen, wenn sie unter Tage eingesetzt werden.

[2] STEINER: Großlochbohren beim Auffahren von Gesteinsstrecken. Glückauf 1952 S. 987.

turm (s. Ziff. 36) verbunden, um das Ein- und Ausfahren des Gestänges zu beschleunigen. Die Zahnstangen- und Spindelbohrmaschinen werden lediglich an einem besonderen Gestell schwenkbar oder starr befestigt. Um den Bohrandruck zu erhöhen, können Gewichte auf den Rahmen der Bohreinrichtung aufgelegt werden. Das ist beim Bohren unter Tage nicht erforderlich, da hier die Bohrmaschinen gegen die Streckenfirste oder die Stöße verbolzt sind. Zwar beschränken sich die Bohrungen auf mäßige Teufen, doch sind schon Teufen bis zu 1000 m und mehr erreicht worden.

1. Drehbohren nach dem Prinzip von Craelius.

32. — Bohrmaschine der Firma Wirth & Co. Eine Ausführung der Firma Wirth & Co., Erkelenz, ist in Abb. 19 dargestellt.

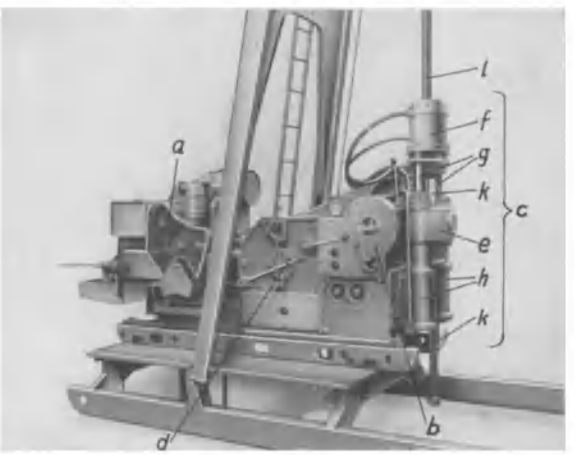


Abb. 19. Bohrmaschine der Firma Wirth u. Co., Erkelenz.

Die Maschine ist auf einem Grundrahmen, unter den zur Förderung in den Grubenbauen Radsätze geschoben werden können, aufgebaut und besteht aus einem 22-PS-Antriebsmotor *a*, Getriebekasten *b*, der eigentlichen Bohreinrichtung *c* und dem Windwerk *d*. Die Kraftübertragung vom Motor auf das Getriebe erfolgt durch Keilriemen, vom Getriebe auf das Windwerk durch eine Gallsche Kette und durch eine Reibungskupplung. Die drehende Bewegung der in der senkrechten Ebene schwenkbaren Bohrspindel *k* (80—385 U/min) wird vom Getriebe her über Kegelräder erzeugt, die im mittleren Teil der eigentlichen Bohrvorrichtung *e* liegen. Die hohle Bohrspindel dient zur Aufnahme des Gestänges *l* und ist bis in den Maschinenkopf *f* verlängert. Dort wird das Gestänge von Klemmbacken gefaßt, die mit der Bohrspindel fest verbunden sind und hydraulisch gespannt und gelöst werden. Auf diese Weise wird die Drehbewegung der Spindel auf das Gestänge übertragen. Gleichzeitig dienen die Klemmbacken zur Übertragung des Vorschubes auf das Gestänge. Die beiden Kolbenstangen *g* tragen oben den Maschinenkopf und unten die beiden festsitzenden Kolben, mit deren Hilfe sie in den Zylindern *h* gleiten. Durch Öldruck von der einen oder

anderen Seite wird der Vorschubdruck erzeugt und über Kolbenstangen, Maschinenkopf und Klemmbacken an das Gestänge weitergeleitet. Mit Hilfe dieser Vorrichtung kann auch das Gestängegewicht ausgeglichen werden. Es lassen sich Bohrdrücke bis zu 5 t erzielen. Ist bei einer abwärts gerichteten Bohrung die Bohrspindel mit 700 mm Hub abgebohrt, so werden die Klemmbacken im Maschinenkopf hydraulisch gelöst, die Spindel wird in die Ausgangsstellung zurückgefahren, die Klemmbacken werden wieder an das Gestänge gepreßt und mit dem Bohren kann fortgefahren werden.

Die 1,5—3 m langen, außen glatten Gestängerohre von 51—70 mm Durchmesser werden von der Maschinenkopfseite her nachgeführt. Das Anschrauben der Gestängerohre erfolgt ebenso wie das Abschrauben maschinell mit Hilfe der Bohrspindel durch Rechts- oder Linkslauf.

Bei nach oben gerichteten Bohrungen ist eine besondere Haltevorrichtung erforderlich (Abb. 20, c), die das Gestänge während des Zurückfahrens der Spindel durch Klemmbacken hält.

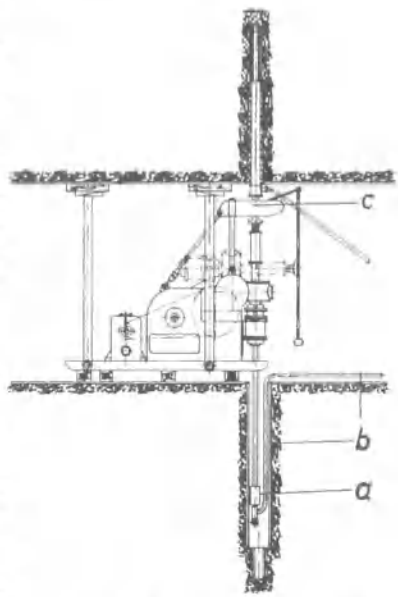


Abb. 20. Wirthsche Bohrmaschine beim Bohren eines Loches nach oben.

Um von den 1,5 oder 3 m langen Gestängerohren unter Tage Gebrauch machen zu können, muß bei der Abwärtsbohrung ein kleiner Aufbruch hergestellt werden, der 2,5 m über die mindestens 2,5 m hohe Strecke reichen muß. In diesem Aufbruch wird eine Seilrolle angebracht, über die das Windwerkseil zum Ein- und Ausbau des Gestänges geführt wird. Bei der Aufwärtsbohrung muß dagegen zunächst ein etwa 3 m tiefes Bohrloch von 250 mm Durchmesser im Liegenden hergestellt werden, und zwar zur Aufnahme des von unten nachzuführenden Gestänges, wie es Abb. 20 verdeutlicht. Da sich der Spülkopf *a* am Ende des Gestänges befindet, wird er also mit einem Teil des Spülschlauches *b* in dieses Bohrloch eingelassen.

Mit dieser Art Bohrmaschinen lassen sich bei entsprechend kräftiger Bauart Bohrteufen von 1000 m und mehr, auch als Kernbohrung (s. Ziff. 55 u. f.), erzielen. Bei unter Tage angesetzten, aufwärts gerichteten Bohrungen ist die erreichbare Teufe geringer, da der Bohrdruck gegen die Gestängelast ausgeübt werden muß. Mit den gebräuchlichen Maschinen können 100–200 m lange Bohrlöcher hergestellt werden. Diese Art Maschinen sind sowohl für Hartmetall- als auch für Diamantbohrwerkzeuge gleich gut geeignet.

2. Drehbohren nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschine.

α) Mit besonderem Vorschubmotor.

33. — Bohrmaschine der Firma Nüsse & Gräfer, Sprockhövel. Die Bauweise der Zahnstangenbohrmaschine „Fortschritt P IV/6" ergibt sich aus Abb. 21. Auf dem 3 m langen Rahmen gleitet der Bohrschlitten mit einem umsteuerbaren 6-PS-Druckluft-Geradzahnmotor mit zwei Stufen für 140/240 U/min. Dem Vorschub dient ein 2-PS-Geradzahnmotor, der auf dem Bohrschlitten befestigt ist und seine Bewegung über ein Ritzel auf eine Zahnstange überträgt. Mit Hilfe dieser Vorschubeinrichtung wird ein regelbarer Bohrandruck bis zu 4 t erzielt.

Neben dieser Bauart ist noch eine andere Maschine in Gebrauch, die sich hauptsächlich durch stärkere Bohr- und Vorschubmotore und durch eine zweite Vorschubzahnstange von der vorbeschriebenen unterscheidet.

Mit diesen Maschinen lassen sich Teufen von 100—200 m erreichen.

Abb. 21. Bohrmaschine der Firma Nüsse u. Gräfer, Sprockhövel.

Beim Herstellen von schräg nach oben oder unten gerichteten Bohrlöchern muß der Grundrahmen auf ein Gestell mit entsprechender Schräge angebracht werden.

Das Gestänge besteht aus 1,5—1,7 m langen, außen glatten Rohren mit eingeschweißten Nippeln. Der Gestängedurchmesser ist abhängig vom Bohrlochdurchmesser sowie von dem zu übertragenden Drehmoment und schwankt zwischen 33,5 und 159 mm.

Der Einbau eines neuen Gestängerohres geht wie folgt vor sich: Ist das letzte Gestängerohr abgebohrt, so wird die an der Vorderseite der Bohrmaschine angebrachte Halteklaue mit der Schlüsselfläche des letzten Gestängerohres zum Eingriff gebracht. Das Gestänge im Bohrloch ist damit gegen Verdrehen gesichert. Dann wird der Bohrmotor umgesteuert und dadurch die Verschraubung zwischen Getriebe und Gestänge gelöst, der Bohrschlitten zurückgefahren, ein neues Gestängerohr eingesetzt, mit Hilfe des Bohrmotors durch erneutes Umsteuern festgeschraubt und die Halteklaue gelöst. Damit ist die Bohrmaschine wieder arbeitsfähig und mit dem Bohren kann fortgefahren werden.

Zum Ausbau des Gestänges wird die Verbindung zwischen Getriebe und Gestänge, wie oben beschrieben, gelöst, jedoch nicht ganz abgeschraubt, der Bohrschlitten mit dem Gestänge zurückgefahren, die Halteklaue in die Schlüsselfläche des vorletzten Gestängerohres eingerückt und die gelöste

Verbindung zwischen Getriebe und Gestänge durch eine Doppelmutter überbrückt. Diese greift in die Schlüsselfläche des letzten Gestängerohres und in eine entsprechende Fläche des Getriebeabtriebes ein. Mit Hilfe des Bohrmotors läßt sich das Gestängerohr abschrauben, der Bohrschlitten zur Aufnahme des Gestänges wird vorgefahren, und das Spiel wiederholt sich, bis das gesamte Gestänge gezogen ist.

34. — Bohrmaschine der Firma Hausherr & Söhne. Die Bohrmaschine der Firma Hausherr & Söhne, Sprockhövel, (Abb. 22) beruht auf dem im vorigen Abschnitt beschriebenen Prinzip. Deshalb gilt das über den Ein- und Ausbau des Gestänges Gesagte sinngemäß ebenso wie die in der vorigen Ziffer enthaltenen allgemeinen Darlegungen. Bei dieser Maschine ruht der Bohrmotor (Druckluft-Drehkolbenmotor von 9 PS) auf einem Führungsschlitten und wird durch eine Vorschubspindel vor- oder

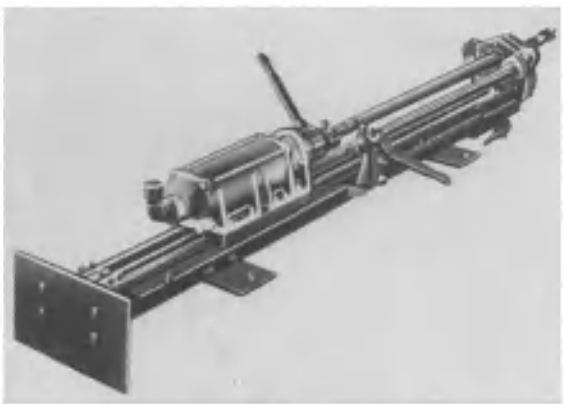


Abb. 22. Bohrmaschine der Firma Hausherr u. Söhne, Sprockhövel.

zurückbewegt. Die Spindel wird durch einen luftumsteuerbaren 4-PS-Drehkolbenmotor, der am Kopf des Führungsschlittens angebaut ist, in Drehung versetzt. Zum Zurückholen des Gestänges ist der Vorschubmotor mit einem Schnellgang ausgerüstet, um unnötigen Zeitverlust beim Ziehen des Gestänges zu vermeiden. Im Gegensatz zu der in Ziff. 33 beschriebenen Bohrmaschine erfolgt bei dieser das Lösen der Gestängerohre durch eine Knarre von Hand. Diese wird eingeschwenkt und läßt ein Zahnrad in die hierfür vorgesehenen Einfräsungen am Gestänge eingreifen.

β) Drehbohren nach dem Prinzip der Handdrehbohrmaschine mit Differentialvorschub.

35. — Bohrmaschine der Schwedischen Diamant-Tiefbohr A.G. Abb. 23 zeigt einen Schnitt durch eine Bohrmaschine mit Differentialvorschub der Schwedischen Diamant-Tiefbohr A.G.[1], Stockholm, mit der Bohrlöcher bis zu 100 m hergestellt werden können. Die Bohrmaschine wird von einem

[1] Diese von der genannten Firma als Craelius-Kernbohrmaschinen bezeichneten Bohrgeräte haben mit dem weiter oben genannten Prinzip von CRAELIUS nur den Namen gemeinsam.

Drehkolbenmotor angetrieben. Auf die Bohrspindel wird die Drehbewegung über ein Zahnradpaar und eine Triebhülse übertragen, die mit einem Keil in eine Längsnut der Spindel eingreift. Durch Auswechseln des Zahnradpaares kann eine Drehzahl der Bohrspindel zwischen 450 und 2500 U/min je nach Größe der Maschine ermöglicht werden. Ein auf der Triebhülse angebrachtes Zahnrad treibt über eine Welle die Vorschubhülse, durch deren Drehzahl die Vorschubgeschwindigkeit und damit der Bohrdruck geregelt werden können. Man bedient sich dazu eines aus einer Lamellenkupplung bestehenden Vorschubreglers, der durch ein Handrad betätigt wird. Werden die Lamellen durch Drehung des Handrades zusammengepreßt, so erfolgt

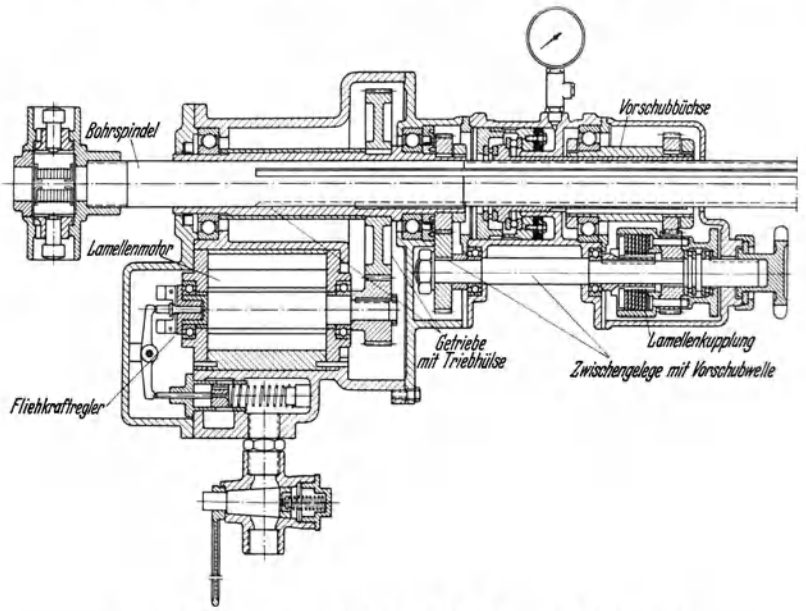


Abb. 23. Bohrmaschine der Schwedischen Diamant-Tiefbohr A. G.

ein Vorschub der Spindel entsprechend der unterschiedlichen Drehzahl von Triebhülse und Vorschubmutter. Bei Drehung des Handrades über die neutrale Lage, in der kein Vorschub erfolgt, hinaus, wird die Vorschubhülse gebremst und die Bohrspindel zurückgeführt. Der Bohrspindelhub beträgt 400 mm.

Zur Bohrarbeit wird die Maschine an eine einfache oder eine doppelte Spannsäule so festgeklemmt, daß die Bohrspindel in Richtung des gewünschten Bohrloches zeigt. Über der Bohrmaschine wird ein Gestängeheber befestigt, der aus einem Zylinder besteht, in dem eine Kolbenstange bis zu 1000 mm vor- und zurückbewegt werden kann. Der Gestängeheber dient zum Ausziehen und Einfahren des Gestänges unter Zuhilfenahme eines Rohrhebeschlüssels, der an das Gestänge angeschlagen wird.

Steht Spülwasser mit genügendem Druck aus dem Grubennetz nicht zur Verfügung, so findet eine doppeltwirkende, druckluftbetriebene Spülpumpe Verwendung, die die notwendige Spülmenge (10—30 l/min) bei

einem Höchstdruck von 10 atü fördert. Der Spülkopf befindet sich am Ende der Bohrspindel auf dem letzten Gestängerohr.

Der Bohrlochdurchmesser kann 36 oder 46 mm, auf kurze Längen auch 56 mm betragen.

Sehr gute Erfahrungen hat man mit diesen Maschinen bei Kernbohrungen[1] meist in Verbindung mit Diamantkronen gemacht, weshalb sie auch als Craelius-Kernbohrmaschinen[2] bezeichnet werden. Zu diesen Maschinen gehören verschiedene Rohrgarnituren. Zunächst ist das Kernrohr (vgl. Ziff. 58) zu nennen, das 500—3000 mm lang ist und einen 2 mm geringeren äußeren Durchmesser als die Bohrkrone aufweist. An das Kernrohr schließen sich Verlängerungsrohre von 750—3000 mm Länge an, die den gleichen Durchmesser wie das Kernrohr aufweisen, um unnötige Schwingungen des Bohrgestänges im Bohrloch zu vermeiden. Die letzten Meter der Rohrtour bestehen aus Gestängerohren mit einem Durchmesser von 33,5 mm. Diese Rohre werden durch die Bohrspindel hindurch geführt und in ihr festgeklemmt.

C. Über Tage anwendbare Bohrverfahren.

36. — Bohrtürme. Allen über Tage anzuwendenden Verfahren ist — mit Ausnahme der schon in Ziff. 33 und 34 besprochenen Drehbohrmaschinen mit Spindel- oder Zahnstangenvorschub — ein Bohrturm gemeinsam. Für mäßige Teufen (bis zu 100 m) genügt ein einfacher, meist 4—10 m hoher, dreibeiniger Bock. Größere Teufen verlangen einen regelrechten Bohrturm aus Profilstahl oder Stahlrohren. Er muß um so höher und fester gebaut werden, je tiefer das Bohrloch werden soll. 30—60 m hohe Türme haben sich neuerdings insbesondere beim Rotary-Verfahren als notwendig erwiesen. Denn eine möglichst große Höhe des Turmes gestattet auch die Verwendung entsprechend langer Gestängestücke oder Stangenzüge (s. Ziff. 37) und damit eine wesentliche Beschleunigung des Gestängeaufholens und -einbauens. Andererseits bringen tiefe Bohrlöcher mit ihren großen Gestängelängen eine starke Belastung des Turmes. An Stelle des früher häufig verwendeten „Bohrschachtes", der gewissermaßen die untere Verlängerung des Bohrturms bildete, tritt heute ein 2—3 m hoher Unterbau, der als Arbeitsbühne dient und auf dem der Bohrturm errichtet ist. Der Raum unter der Arbeitsbühne dient bei Erdölbohrungen zur Unterbringung der Absperrvorrichtungen und bei anderen Bohrungen zum Absetzen der Futterrohre.

Außer zur Aufnahme der Antriebsvorrichtung dient der Turm noch zur Unterbringung des Förderwerks für das Einlassen und Ziehen des Bohrzeuges und der Verrohrung. Allerdings sind Bohr- und Förderwerk in vielen Fällen zu einem sogenannten Bohrkran vereinigt. Beim Trockenbohren ist meist noch eine Trommel für das Schlammlöffelseil vorgesehen und beim Spülbohren die dazugehörige Pumpenanlage.

---

[1] Pohl, W.: Diamant-Kernbohrungen mit Craelius-Maschinen X_4 und X_F im Grubenbetrieb der Zeche Auguste-Victoria, Marl-Hüls. Bergfreiheit 1953, Nr. 7, S. 1.

[2] Siehe Fußnote 1 S. 37.

Für Bohrungen bis etwa 800 m Teufe haben sich auch selbstfahrende oder fahrbare Bohranlagen[1] eingeführt. Sie vereinigen Bohrturm (Bohrmast), Bohrkran, Antriebsmotor und Pumpe (s. Abb. 24).

37. Das Gestänge. Beim Trockenbohren können schmiedeeiserne, volle Rund- oder Vierkantstangen von 20—40 mm Stärke benutzt werden, während das Spülbohren an die Verwendung von Hohlgestänge gebunden ist, das in der Regel aus nahtlos gezogenen Stahlrohren besteht. Die Stangenlänge beträgt im allgemeinen 6,5 oder 9 m. Von den erstgenannten Stangen bilden je 2 einen sogenannten Halbzug von rd. 13 m und zwei Halbzüge einen sogenannten Vollzug von rd. 26—27 m, zu dem auch 3 Stangen von je 9 m zusammengesetzt werden können. Je nach der Höhe des Bohrturms pflegt man einen Halbzug oder Vollzug zu fördern, um auf diese Weise die Zeit zum Einlassen und Herausheben des Bohrers so kurz wie möglich zu halten. Das Hohlgestänge wird in der Regel mit äußerem Durchmesser von 60—168 mm ($2^3/_8$—$6^5/_8$ Zoll) und mit Wandstärken von 7 11 mm hergestellt. Sein Gewicht beträgt 10—43 kg je lfd. m.

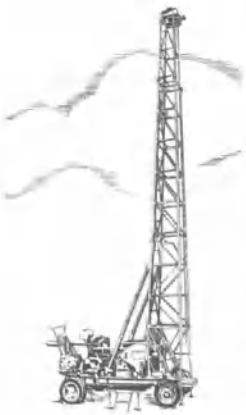


Abb. 24. Selbstfahrende Bohranlage.

Die Verbindung der Gestängestangen erfolgt meist durch unmittelbares Verschrauben, und zwar hat das Gewinde eine konische oder zylindrische Form, wenn nur stoßend gebohrt werden soll, während beim drehenden Bohren ein konisches Gewinde vorgezogen wird. In Abb. 25 sind 4 Verbindungen für Hohlgestänge wiedergegeben, und zwar werden die mit *a*, *c* und *d* bezeichneten Verbindungen für Schlag- und Kernbohrungen, *c* und *d* insbesondere auch beim Rotary-Bohren angewandt. Die Verbindung *b* wird dagegen fast ausschließlich für Kernbohrungen von kleinem Durchmesser benutzt.

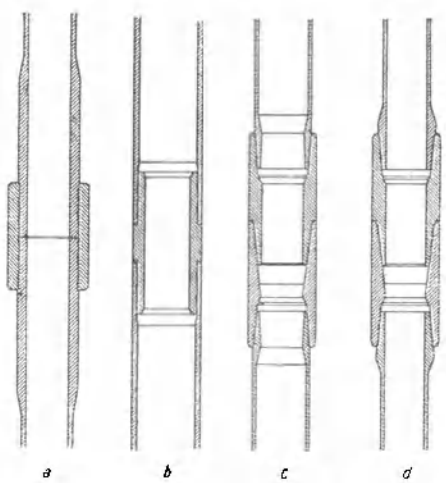


Abb. 25. Gestängeverbindungen. *a* Muffenverbinder; — *b* Nippelverbinder; — *c* Innen-Gestängeverbinder; — *d* Außen-Gestängeverbinder.

Beim Rotary-Bohren werden an Stelle der gewöhnlichen Verbindungen (Abb. 25 c und d) auch Reed- oder Hughes-Gestängeverbinder mit Vorteil verwandt. Sie sind dadurch gekennzeichnet,

[1] Vierling: Ortsbewegliche, klappbare Bohr- und Fördermaste. Erdöl u. Kohle 1951 S. 66.

daß sie sowohl auf das Gestängerohr aufgeschraubt als auch aufgeschrumpft sind, und zwar weist der Reed-Verbinder nur eine Schrumpffläche auf, während der Hughes-Verbinder oberhalb und unterhalb des Gewindes mit dem Gestängerohr verschrumpft ist. Dadurch ergibt sich eine gute Abdichtung und eine gute Sicherung gegen Verdrehen.

Eine andere Art der Verbindung ist der Vorschweißgestängeverbinder, der elektrisch stumpf an das Gestängerohr angeschweißt wird.

Die Einleitung des Spülstromes in das Bohrloch geschieht bei innerer Abwärtsspülung durch einen Drehkopf (Spülkopf), bei „Verkehrtspülung" durch eine Stopfbüchse. Im ersteren Falle wird die Druckwasserleitung an das Hohlgestänge so angeschlossen, daß dessen Drehung ermöglicht wird. Bei umgekehrter Spülung wird dagegen die Spülleitung mit der festen Verrohrung des Bohrloches verbunden.

Einen Spülkopf für große Teufen, wie er bei der Rotary-Bohrung (s. Ziff. 47 u. f.) verwandt wird, zeigt Abb. 26. Der Bügel *a* trägt die Vorrichtung mittels der Zapfen *b*. Die Gestängelast wird durch das Kegelrollenlager *c* aufgenommen, auf dem das Gestänge mittels des Bundes *d* ruht. Das Spülwasser tritt durch das in einer Stopfbüchse geführte Rohr *e* aus und wird durch den Stutzen *f* zugeleitet, der vermöge des Längskugellagers *g* von der Drehung des Gestänges freigehalten wird.

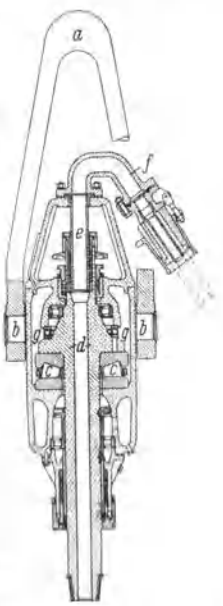


Abb. 26. Schwerer Spülkopf für Rotary-Bohrung.

a) Das Herstellen von Bohrlöchern für mäßige Teufen (Flachbohrung).

1. Stoßendes Bohren.

38. — Das stoßende Bohren am steifen Gestänge von Hand. In sandigem, wasserführenden Gebirge kann ohne Spülung bis zu mäßigen Teufen stoßend von Hand mittels der Schlammbüchse oder der Sandpumpe gebohrt werden. Erstere (Abb. 9) ist ein unten zugeschärfter und mit einer Bodenklappe *a* oder einer Kugel verschlossener Hohlzylinder aus Stahlblech, der durch Aufstauchen gefüllt und nach Füllung hochgezogen wird. Letztere, die am Seile hängt, ist außer mit dem Bodenventil mit einem Scheibenkolben ausgerüstet, der, durch Vermittlung eines gegabelten Bügels hochgezogen, den Behälter durch Ansaugen der losen Gebirgsmassen füllt, worauf dieser mit Hilfe eines Bügels, unter den der hochgezogene Gabelbügel faßt, zutage gezogen wird.

Wird Handbetrieb zu schwierig, kann das Bohren mit der Schlammbüchse auch maschinell durchgeführt werden, und zwar ohne oder mit Freifall. — Mit Spülung kann in milden Schichten stoßend von Hand auch auf größere Teufen (bis 100 m, ausnahmsweise 300 m) unter Anwendung von Meißeln und Beschränkung auf geringe Durchmesser gebohrt werden.

2. Schlagendes Bohren.

39. — Das schlagende Bohren mit Hilfe eines Druckluftbohrhammers. Im rheinischen Braunkohlenbergbau sind für geringe Teufen (bis etwa 35 m) Versuche mit einem dem Druckluftbohrhammer (s. S. 136) ähnlichen Schlaggerät gemacht worden[1]. Dieses Gerät wird ähnlich der Hüppeschen Aufbruchbohrmaschine (Ziff. 26) in das Bohrloch eingelassen. Wirtschaftlich soll dieses Verfahren dem Trockenbohren um etwa das Drei- bis Vierfache überlegen sein.

3. Drehendes Bohren.

40. — Das Drehbohren von Hand ohne Spülung. Es findet bei mildem Gebirge und bis zu geringen Teufen Anwendung. Das einfachste Bohrgezähe ist der Spiralbohrer. Der Tellerbohrer, dessen Spitze als Vorbohrer und Führung für die Nachschneiden dient, ist für Bohrlöcher von größerem Durchmesser bestimmt. Beide Bohrer dienen vielfach auch nur zur Auflockerung des Bodens, der dann mit der Schlammbüchse (Abb. 9) gehoben wird.

Ein viel verwendetes, auch für etwas größere Teufen brauchbares Bohrgezähe ist ferner die Schappe, von deren vielen Formen eine in Abb. 8 dargestellt ist. Sie eignet sich besonders für die Durchbohrung toniger Massen und besteht aus einem geschlossenen oder mehr oder weniger weit geschlitzten Hohlzylinder, der unten mit einer gewundenen Schneide („Schnecke") zum Eindringen in das Gebirge versehen ist, in seinem oberen Teil die erbohrten Massen aufnimmt und mit ihnen nach Füllung zutage gefördert wird. Die geschlossene Schappe ist für die Bohrarbeit in Sand, Feinkies u. dgl., die offene für das Bohren in lettigen und tonigen Schichten vorzuziehen.

Die Bohrarbeit mit Schappe und Schneckenbohrern ist wegen der Notwendigkeit, die Bohrwerkzeuge häufig aufzuholen, zeitraubend, ermöglicht aber die Gewinnung von Gebirgsproben. Sie wird deshalb auch bei Spülbohrungen vielfach nebenher und zusätzlich zur Prüfung und Durchbohrung besonders wichtiger Schichten angewandt.

Die Drehung des Bohrgezähes bewirkt man von Hand, und zwar durch Krückel, die bei Bohrungen von ganz geringer Tiefe den Kopf des Bohrers oder Gestänges bilden, in der Regel aber unterhalb des Antriebs durch Ösen im Gestänge gesteckt werden. Durch Verlängerung der Krückelarme (Aufstecken von Rohrstücken u. dgl.) kann das gleichzeitige Arbeiten mehrerer Leute ermöglicht werden.

Dieses Bohrverfahren wird häufig bei Schürfbohrungen in alluvialen Seifen auf Zinn, Platin, Gold u. a. angewandt, wobei besonders der Banka-Handdrehbohrer hervorzuheben ist[2]. Vorteile dieses Gerätes sind seine einfache und solide Bauart und die Möglichkeit, es in leicht zu transportierende Teile zerlegen zu können. Beim *Banka-Handdrehbohrer* sinkt die Ver-

[1] Herbold, W.: Erfahrungen mit neuzeitlichen Bohrgeräten und -verfahren im Braunkohlenbergbau. Braunkohle 1953 S. 430.

[2] Fraulob, K.: Vorkommen, Untersuchung und Bewertung alluvialer Zinnerzlagerstätten unter besonderer Berücksichtigung der malaiischen Halbinsel. Metall u. Erz 1934 S. 395.

rohrung gleichzeitig mit dem Bohrer ab. Die Hälfte der zum Bohren notwendigen Leute steht auf einer mit der Verrohrung verbundenen Plattform. Durch diese Belastung wird die Verrohrung in dem Maße, wie Material durch die Bohrung gezogen wird, gesenkt. Das Gerät wird von 8 Leuten bedient, die bei sachverständiger Aufsicht über keine Bohrerfahrung zu verfügen brauchen.

41. — Das Drehbohren mit Stahlvollbohrern und Spülung. Mit Stahlvollbohrern der verschiedensten Form kann in mildem Gebirge von Hand

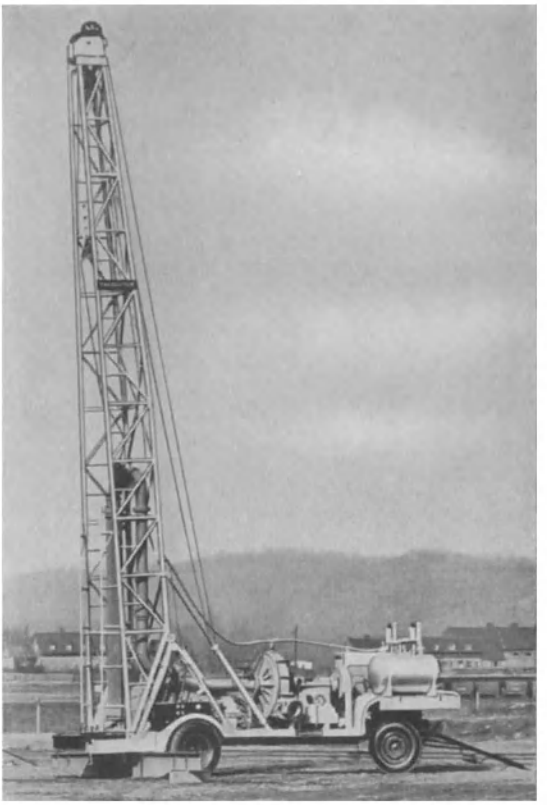


Abb. 27. Saugbohrgerät der Salzgitter Maschinen A.G.

bis auf einige hundert Meter gebohrt werden. Zahllose Wasserbohrungen, insbesondere in Ungarn und in Indonesien wurden nach diesem Verfahren hergestellt. Das Windwerk zum Ein- und Ausbau des Hohlgestänges sowie die Spülpumpe werden hierbei vielfach maschinell angetrieben.

42. — Das Saugbohrverfahren. Auf das Wesen des Saugbohrens wurde oben bereits hingewiesen (vgl. Ziff. 23). Ein Gerät, das nach diesem Verfahren arbeitet, wird z. B. von der Firma Salzgitter Maschinen A.G. als Saugbohrgerät herausgebracht (Abb. 27). Es handelt sich um ein fahrbares Bohrgerät für drehendes Bohren mit mittelbarer Spülung. Das Gerät eignet

sich für geringe Teufen (bis 300 m) und besonders für Brunnenbohrungen[1], da es große Bohrlochdurchmesser (bis 1000 mm) gestattet. Das Bemerkenswerte an diesem Gerät ist, daß die Bohrlochwand lediglich durch den hydrostatischen Druck der Wassersäule gehalten wird, weshalb das Bohrloch ständig mit Wasser gefüllt sein muß. Im allgemeinen arbeitet man ohne Spülungszusatz, fügt jedoch dem Spülwasser dann Ton zu, wenn der Wasserdruck in dem zu durchbohrenden Gebirge den hydrostatischen Druck der Wassersäule im Bohrloch übersteigt. Bei Trübeverlusten muß eine entsprechende Wassermenge nachgeführt werden, die nach bisherigen Erfahrungen im Kies bis zu 3,7 m³ je Minute betragen kann.

Als Vorteil ist auch zu werten, daß das Bohrgut nur soweit zerkleinert zu werden braucht, daß es im Gestänge gefördert werden kann. Der lichte Durchmesser des Gestänges beträgt 150 mm, neuerdings auch 200 mm, mit dem man Tiefen bis etwa 300 m erreichen kann. Es hat sich als zweckmäßig erwiesen, größere Gerölle durch einen Greifer zu entfernen und den Meißel nach Möglichkeit keine „Zerkleinerungs"-, sondern nur „Löscarbeit" verrichten zu lassen.

Abb. 28. Zublinrollenmeißel.

Als Antrieb dient ein Dieselmotor von 40 PS, der auch die Kreiselpumpe zur Förderung des Spülwassers und des Bohrschmandes, ferner eine Vakuumpumpe antreibt. Letztere dient zur Herstellung des Vakuums in der übertägigen Krümmerleitung vor Bohrbeginn.

Als Bohrkopf findet in kiesigen und sandigen Schichten ein Zublinrollenmeißel (Abb. 28), in tonigen Schichten ein dreiarmiger Flügelmeißel Verwendung. Der Zublinmeißel ist durch einen gekrümmten Rohrstutzen mit dem Gestänge verbunden, wodurch er exzentrische Bewegungen ausführt. Dadurch wird ein senkrechter Verlauf des Bohrloches erreicht und die Schneidzähne erhalten eine günstige Lage zur Bohrlochsohle.

Die Bohrleistungen sind gegenüber dem Trockenbohren erheblich. Bei nicht zu ungünstigen Verhältnissen kann die Bohrleistung auf 15 m je Bohrschicht und mehr ansteigen, während beim Trockenbohren nur $^1/_5$ dieser Leistung erreicht wird.

43. — Das Lufthebeverfahren. Wie in Ziff. 23 schon erwähnt, arbeitet dieses Verfahren nach dem Prinzip der Mammutpumpe. Diese übernimmt die Arbeit der Kreiselpumpe beim Saugbohrgerät. Die Druckluft wird im äußeren Ringraum des doppelwandigen Gestängerohres in das Bohrloch geleitet und strömt oberhalb des Meißels durch ein Rückschlagventil in das Innere des Gestänges (Abb. 29). Dort reißt der Wasserluftstrom die vom Meißel gelösten Teile mit sich und fördert sie zutage. Der Vorteil dieses Verfahrens besteht darin, daß der Förderantrieb für den Spülstrom unten im Gestänge liegt, die erreichbare Tiefe also nicht durch Reibungswiderstände begrenzt wird. Außerdem eignet sich die Mammutpumpe besonders zum Heben von groben Kieseln. Mit diesem Verfahren ist schon eine Leistung von 30 m je Bohrschicht erreicht worden.

[1] Nieder: Einsatz des Portadrill-Großlochbohrgerätes im rheinischen Braunkohlenbergbau. Braunkohle 1953 S. 210.

b) Das Herstellen von Bohrlöchern für große Teufen (Tiefbohrung).

1. Stoßendes Bohren.

α) Das Gestängebohren.

44. — **Das Freifallbohren.** Beim Freifallbohren greift der Antrieb am hinteren Ende eines Bohrschwengels an, und zwar entweder über einen Schlagzylinder oder über ein Kurbelgetriebe. Um die Gefahr des Gestänge-

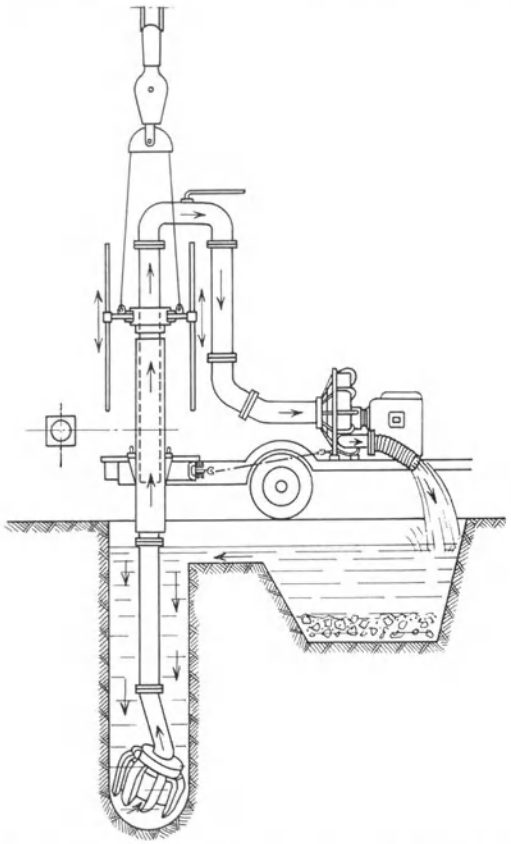


Abb. 29. Schema des Lufthebeverfahrens der Firma Wirth u. Co., Erkelenz.

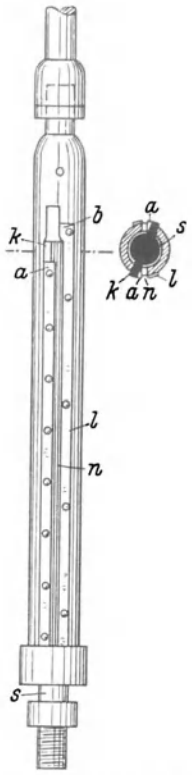


Abb. 30. Freifallvorrichtung.

ausknickens und um Schläge des Gestänges gegen die Bohrlochwandung zu vermeiden, ist zwischen Meißel und Gestänge eine Freifallvorrichtung eingeschaltet, mit deren Hilfe der Meißel mit seiner Schwerstange am Punkte des höchsten Anhubes von seiner Verbindung mit dem Gestänge gelöst wird und frei auf die Bohrlochsohle fällt. Gebräuchlich ist eine Freifallvorrichtung, von der Abb. 30 eine Ausführung zeigt. Das Freifallstück *s* trägt oben zwei in Schlitzen *n* geführte Flügelkeile *k*, die durch den Ruck im Gestänge von ihren Sitzen *a* heruntergeworfen werden. Wenn das Gestänge nachsinkt, werden sie durch die Abschrägungen *b* selbsttätig wieder auf

die Schlitze herübergedrängt. Die Hubhöhe beläuft sich auf 0,5—0,8 m bei 75—40 Schlägen/min.

Mit zunehmender Teufe steigert sich die Schwierigkeit für den Krückelführer, das Schlaggewicht mit Meißel beim Umsetzen des Gestänges durch einen Ruck rechtzeitig abzuwerfen, so daß das Freifallbohren über 700 m hinaus unsicher ist. Heute ist das Freifallbohren fast völlig durch andere Bohrverfahren ersetzt und wird nur noch in Ausnahmefällen angewandt. Es ist ein Trockenbohren und erlaubt eine gute Probenahme.

45. — Die Seilschnellschlagbohrung[1]. Bei der von A. RAKY erfundenen Schnellschlagbohrung wird mit starrem Gestänge gebohrt, dieses jedoch federnd aufgehängt oder federnd bewegt. Der Aufhängepunkt ist in solcher Höhe gehalten, daß das Gestänge immer nur auf Zug beansprucht wird. Auf diese Weise wird das Gestänge mit dem Meißel einfacher verbunden und mehr geschont als bei Verwendung einer Freifallvorrichtung. Zu beachten ist, daß ein federnd aufgehängtes Gestänge nicht nur den Schwengelhub mitmacht, sondern infolge der Trägheit der bewegten Massen und infolge der Federung eine Vergrößerung des Hubes eintritt, wodurch die Schlagkraft erhöht wird. Die dadurch sich ergebende Wirkungsweise kann am besten mit dem Schnellen eines an einer Gummischnur befestigten Balles gegen den Erdboden verglichen werden.

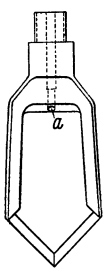


Abb. 31. Spitzmeißel.

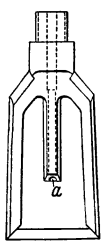


Abb. 32. Flachmeißel.

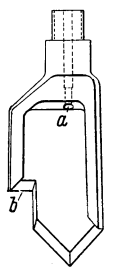


Abb. 33. Exzenter-Spitzmeißel.

Abb. 31 bis 33. Verschiedene Meißel für Schnellschlagbohrung (Haniel u. Lueg).

Die Bewegung des Gestänges erfolgt heute durch ein Seil (Seil-Schnellschlagbohrung), dessen Elastizität die gewünschte Federung hervorruft. Das richtige Nachlassen des Gestänges ist von größter Bedeutung. Wird zu langsam nachgelassen, so schlägt der Meißel nicht kräftig genug auf, und die Leistung geht zurück. Bei zu raschem Nachlassen dagegen schlägt der Meißel schon auf, ehe das Gestänge wieder zurückgeht, so daß Brüche möglich werden. Diese Gefahr tritt auch bei ordnungsmäßigem Nachlassen schon ein, sobald sich Nachfall einstellt und dieser den Meißel vorzeitig aufschlagen läßt. Sie ist im übrigen um so größer, je härter das Gestein und je kräftiger dementsprechend der Rückschlag des Meißels ist. Gestänge und Meißel (Abb. 31—33) bieten keine erheblichen Besonderheiten. Das Verfahren wird stets als Spülbohrung (vgl. Ziff. 23) durchgeführt.

Eine Ausführung des bei diesem Verfahren benutzten Bohrkrans stellt der in Abb. 34 veranschaulichte, auch zum Drehbohren benutzbare Universalbohrkran von Haniel & Lueg dar.

Der Schwengel a bewegt durch Vermittlung der an einem der Bolzen b_1—b_4 angreifenden Zugstange c und der oben im Bohrturm verlagerten

[1] Näheres s. P. STEIN: Der Spülschnellschlag im Rahmen des gegenwärtigen Erdölbohrens. Petroleum 1937 S. 1.

Schwinge *d* das Seil *e*, an dem das Gestänge mittels der Flaschenzugrolle *f* aufgehängt ist. Das Seil läuft dann weiter über die Rolle *g* zur Seiltrommel *h*. Der Schwengel seinerseits wird bewegt durch die Pleuelstange *i*, die ihren Antrieb von der Kurbel *k* aus erhält.

Dem Ausgleich der Gestänge- und Bohrzeuglast dient der mit Druckluft gefüllte Zylinder *u*, dessen Kolben durch die Druckstange *v* an das hintere Ende des Schwengels angeschlossen ist.

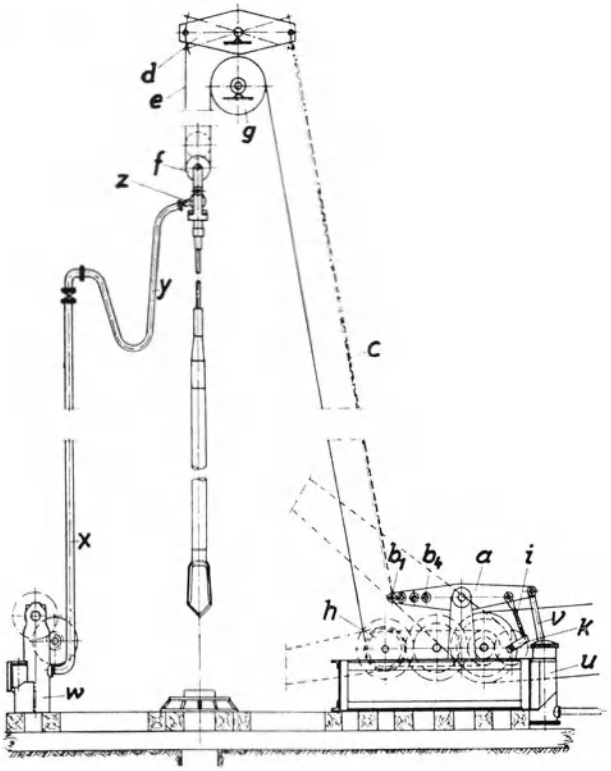


Abb. 34. Universal-Bohrkran von Haniel u. Lueg (vereinfachte Darstellung) in der Einstellung auf Seilschnellschlagbohrung.

Das Spülwasser wird von der Pumpe *w* geliefert und mittels der festen Rohrleitung *x* und des Schlauches *y* dem Spülkopf *z* zugeführt.

Ähnliche Bohrkräne bauen auch die Maschinenfabrik Wirth & Co., Erkelenz, und andere Bohrgerätefabriken.

Die Schnellschlagbohrung bietet gegenüber dem einfachen Bohren mit starrem Gestänge den wesentlichen Vorzug, daß gefährliche Stöße vom Gestänge durch die federnde Aufhängung ferngehalten werden. Außerdem wird das Anbohren weicher oder härterer Gebirgsschichten, das Antreffen von Lagerstätten u. dgl. bedeutend leichter erkannt als beim Bohren mit Zwischenstücken, weil der Krückelführer vorzüglich mit der Bohrlochsäule Fühlung behält. Ferner kann die Antriebsvorrichtung mit sehr kurzen Hüben (5—30 cm, je nach der Tiefe) und entsprechend hohen Schlagzahlen

(60—100 in der Minute gegen rd. 30 mit Freifall) arbeiten, wobei trotzdem wegen der elastischen Aufhängung genügend kräftige Schläge geführt werden können. Infolgedessen ist das Verfahren sehr leistungsfähig. Die günstigsten Verhältnisse liegen etwa bei Teufen zwischen 500 und 800 m; die wirtschaftliche Teufengrenze kann bei etwa 1200 m angenommen werden. Die Schnellschlagbohrung ist wegen ihrer kräftig absprengenden Wirkung in erster Linie für festes Gebirge bestimmt. Doch steht nichts im Wege, sie auch in weichen Schichten anzuwenden, zumal wenn es auf möglichst lotrechte Herstellung der Bohrlöcher ankommt. Ihrer geringen Lotabweichung wegen eignet sie sich besonders für die Herstellung von Gefrierbohrlöchern. Leistungen bis 50 und 100 m und mehr je Tag sind hierbei erreicht worden.

Abb. 35. Rutschschere nach FAUK mit Schwerstange und Meißel.

β) Das Seilbohren.

46. Anwendungsgebiet und Beurteilung. Das Bohren am Seil ist, was bei seiner Einfachheit nicht wundernehmen kann, bereits seit sehr langer Zeit betrieben worden; die Chinesen sollen schon seit mehr als 2000 Jahren durch dieses Bohrverfahren Sol- und Erdgasquellen in größeren Tiefen erschlossen haben.

Wie in diesen ältesten Zeiten dient auch heute noch die Seilbohrung — vielfach auch pennsylvanisches Bohren genannt — zur Gewinnung von Sole, Trinkwasser, Erdöl, Erdgas u. dgl., zuweilen zu Schürfzwecken und für Großbohrlochsprengungen dann, wenn Spülbohrungen einen zu großen Wasserverbrauch mit sich bringen[1]. Meist werden Flachmeißel benutzt und etwaige unrunde Stellen durch „Nachbüchsen" mit Hilfe von Hohlzylindern beseitigt, was bei Seilbetrieb nur geringen Aufenthalt mit sich bringt. Wegen der Nachgiebigkeit und des geringen Gewichts des bei tieferen Löchern meist aus Manilahanf oder Aloefasern hergestellten Seiles muß der Meißel besonders schwer belastet werden, um eine genügende Schlagwirkung zu erzielen, was durch Schwerstangen von 5—15 m Länge und 500—1500 kg Gewicht geschieht.

Wesentlich ist die Einschaltung einer Rutschschere (Abb. 35) zwischen Meißel und Seil. Sie besteht aus zwei langen, ineinander hängenden Kettengliedern. Ihr Zweck ist, Verklemmungen des Meißels zu verhüten, indem sie durch ihr Spiel eine gewisse Beschleunigung des hochgehenden Seils vor dem Erfassen des Meißels, d. h. einen gewissen Ruck beim Anheben des letzteren ermöglicht. Diese Wirkung der Rutschschere wird durch eine zwischen ihrem oberen Gliede und dem Seil

[1] FRITZSCHE, H.: Die Bemusterung der Blei-Zink-Erzlagerstätte Maubacher Bleiberg durch übertägige und untertägige Bohrungen. Erzmetall 1953 S. 289; — A. EBERHARDT: Einige Erfahrungen beim Großbohrlochsprengen mit dem Seilbohrgerät. Nobelhefte 1953 S. 138.

eingeschaltete zweite (obere) Schwerstange erhöht, da diese durch ihre beschleunigte Masse den Ruck verstärkt.

Der Antrieb geschieht durch einen Bohrschwengel, an dessen hinterem Ende ein Kurbelgetriebe angreift, während vorn das Bohrseil durch Vermittlung einer Stellschraube aufgehängt ist und durch eine einfache Klemmvorrichtung festgehalten wird. Nach Abbohrung der Stellschraube wird diese wieder in die Anfangsstellung gebracht und das Seil nach Abwicklung eines entsprechenden Stückes von der Kabeltrommel von neuem eingeklemmt.

Als Vorzug des Seilbohrens ist zunächst die Vermeidung des ganzen, durch Gestängeförderung und Gestängebrüche verursachten Zeitverlustes zu nennen, demgegenüber die an sich geringere Schlagwirkung sowie der durch das Schlammlöffeln bedingte ebenfalls geringe Aufenthalt zurücktreten. Ferner ist das gegenüber dem Gestänge bedeutend geringere Gewicht des Seiles und die geringere Beanspruchung der Bohrlochwandung durch dieses vorteilhaft. Schwerwiegende Nachteile sind auf der anderen Seite: Die Unsicherheit der Hubhöhe bei größeren Tiefen infolge der Dehnung des Seils, das mangelhafte Umsetzen und die daraus oft sich ergebende Entstehung von „Füchsen" im Bohrloch und der geringe Bohrfortschritt in harten Gesteinsarten.

Als durchschnittliche Bohrleistung kann man beim pennsylvanischen Bohren etwa 8 m je Schicht und als Kosten etwa 90 DM je Bohrmeter annehmen. Bei Großbohrlöchern für Sprengungen im Kalksteinbruch wurden rd. 18 m je Schicht bei Kosten von rd. 7 DM je m erzielt[1].

2. Drehendes Bohren.

α) Vollbohrung nach dem Rotary-Verfahren.

47. — Überblick. Während früher die Vollbohrung als Drehbohrung für etwas größere Teufen überhaupt nicht in Frage kam, ist sie in den letzten Jahrzehnten durch die in Nordamerika ausgebildete und als „Rotary"-Verfahren bekanntgewordene Drehbohrung von größter Bedeutung geworden und hat die übrigen Bohrverfahren weitgehend verdrängt. Insbesondere für die Erdölgewinnung ist sie das vorherrschende Bohrverfahren[2]. So stammt der weitaus größte Teil der Erdölgewinnung der Welt aus Rotary-Bohrlöchern, und auch die tiefsten Bohrlöcher der Welt — es gibt eine große Anzahl von 3000—4000 m Teufe — sind nach dem Rotary-Verfahren niedergebracht. Das z. Z. tiefste Bohrloch der Welt ist die Bohrung „Pacific Greek 1" der Superior Oil Co. in den USA mit 6255 m*, die tiefste Bohrung in Deutschland ist eine von der Gewerkschaft Brigitta ausgeführte Bohrung in der Gemarkung Rodewald (Niedersachsen) mit 3850 m**.

Das Rotary-Bohren arbeitet mit Dickspülung und hat sich, obwohl zunächst nur für milde Gebirgsschichten bestimmt, auch der Durchbohrung fester Schichten anpassen lassen. Das Verfahren ist daher von deutschen Bohrfirmen und Bohrgerätefabriken übernommen und von ihnen weiterentwickelt worden.

---

[1] Siehe Fußnote 3 auf Seite 21.

[2] Das Rotary-Bohren. Oil and Gas Journal Nr. 22 Bd. 49, Oktober 1950 (Bohrtechnik u. Brunnenbau 1952. Heft 9—11).

* Erdöl u. Kohle 1949 S. 533. ** Glückauf 1951 S. 940.

48. — Bohrmeißel. Zum Bohren dienten in der ersten Entwicklungszeit des Rotary-Verfahrens nur Fischschwanzbohrer (Abb. 36), deren Schneiden im Drehsinn leicht nach vorn gebogen waren. Diese Bohrer ermöglichen in milden Gebirgsschichten sehr hohe Bohrleistungen, versagen aber in härterem Gebirge. Es wurden daraufhin Rollenbohrer entwickelt, deren gezahnte Rollen mit einer Hartmetallpanzerung versehen werden (Abb. 37). Im Gegensatz zu den spanabhebenden Bohrern (Fischschwanzbohrern) wird bei den Rollenbohrern die Bohrarbeit durch das Eindringen der keilartigen Zähne in die Bohrlochsohle geleistet, die auf diese Art zertrümmernd wirken[1]. Es wird dabei mit Bohrdrucken gearbeitet, die in sehr hartem Gebirge bis auf 10—15 t ansteigen können und Sonderausführungen von Rollenmeißeln notwendig machen. An Stelle der Zähne tritt dann ein Besatz aus Hartmetall in runder Form, der ein schnelles Abnutzen verhindern soll. Ein Unbrauchbarwerden des Meißels tritt weniger durch den Verschleiß der Zähne, als durch den Bruch oder das Verschleißen der Rollenlager ein, weshalb auf die gute Ausbildung dieser Lager großer Wert gelegt wird. Rollenbohrer verlangen in weichen und klebrigen Schichten große Spülwassermengen, da sie sonst leicht verschmieren und „schwimmen".

Abb. 36. Fischschwanzmeißel.

Abb. 37. Rollenmeißel.

Die neueste Entwicklung hat zu Düsenmeißeln geführt. Das sind Rollenmeißel, bei denen die Spülkanäle im Meißel als Düsen ausgebildet sind. Durch sie wird dem Spülstrom eine Austrittsgeschwindigkeit von 60—90 m/sek erteilt, was zur Beschleunigung der Bohrarbeit führt. Das Bohrgut wird nämlich von der Schneide sofort entfernt, und die Bohrarbeit wird durch den Wasserdruck auf das Gebirge unterstützt.

Weiterhin sei ein Bohrer mit parabolischer Schneide[2] erwähnt, der für weiche und harte Schichten anwendbar ist, hohe Bohrdrucke verträgt und sehr gleichmäßig verschleißt.

Der Bohrlochdurchmesser schwankt im allgemeinen zwischen 95 und 457 mm (18 Zoll).

49. — Das Gestänge.[3] Während man früher den Bohrdruck durch einen Teil des Gestängegewichtes erzeugte, benutzt man jetzt hohlgebohrte Schwerstangen (bis zu 120 m und mehr), die eine dickere Wandung als die

[1] Besigk: Beitrag zur Kenntnis der Arbeitsweise von Rollenmeißeln. Erdöl u. Kohle 1950 S. 257.

[2] Besigk u. Kühne: Beitrag zur Kenntnis der Arbeitsweise von Gesteinsbohrern usw. Öl u. Kohle 1940 S. 485 und 1941 S. 45.

[3] Siehe a.: API-Vorschrift für Rotary-Bohrgeräte, API SFD 7, 11. Ausgabe April 1953. American Petroleum Institute, New York.

Gestängerohre haben. Die Schwerstangen sind über dem Bohrer angebracht und haben außer dem Aufbringen von Gewicht den Zweck, das Gestänge auf Zug zu beanspruchen und so die Gefahr des Ausknickens auf ein Mindestmaß zu verringern. Durch diese Anordnung wird ein ruhigeres und schnel-

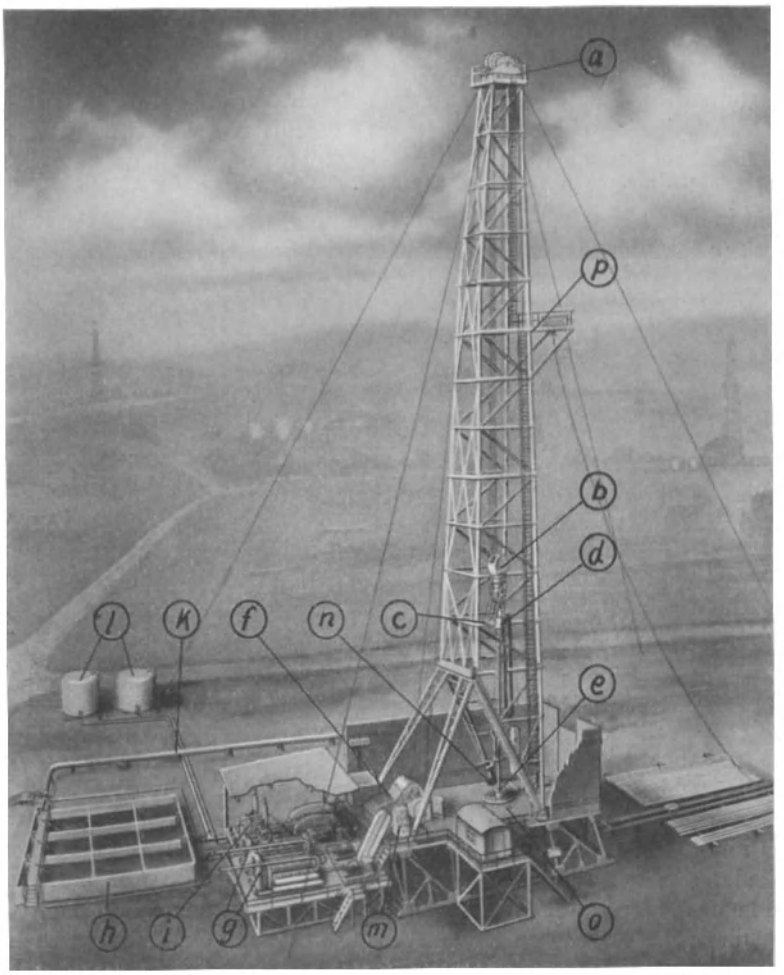


Abb. 38. Rotary-Bohranlage der Firma Wirth u. Co., Erkelenz.
a Rollenblock; — *b* Bohrhaken; — *c* Gestängeelevator; — *d* Spülkopf; — *e* Drehtisch; — *f* Hebewerk; — *g* Dieselmotore; — *h* Spülungstank; — *i* Spülpumpe; — *k* Spülungsrinne; — *l* Wassertank; — *m* Bohrmeisterstand; — *n* Rattenloch; — *o* Mauseloch; — *p* Gestängebühne.

leres Bohren ermöglicht und die Abweichung des Bohrens aus der Lotrechten stark herabgesetzt.

An die Schwerstangen schließt sich nach oben das eigentliche Hohlgestänge an, das in Stücken von 6,5 oder 9 m mittels Gewindeverbinder (s. Ziff. 37) verschraubt ist. Der Abschluß des Bohrgestänges wird unter Zwischenschalten eines „Schonstückes“ durch eine vier- oder sechskantige

Mitnehmerstange gebildet, auf der ein kräftiger Spülkopf sitzt. Das Schonstück ist ein etwa 1 m langes Gestängerohr, das unten an der Mitnehmerstange angeschraubt ist und — wie der Name besagt — zur Schonung des Gewindes dieser Stange dient. Durch das ständige Lösen und Wiederaufschrauben der Mitnehmerstange wird das Gewinde des Schonstückes stark beansprucht und dabei schnell abgenutzt. Es wird dann gegen ein neues Stück ausgewechselt, was nicht so teuer ist, als wenn die ganze Mitnehmerstange durch eine neue ersetzt werden müßte. Gestänge, Mitnehmerstange und Spülkopf hängen an einem Bohrhaken (*b* in Abb. 38), der den unteren Teil eines Flaschenzugblockes darstellt. An zwei Ösen des Bohrhakens hängt außerdem der Gestängeelevator (*c* in Abb. 38), der zum Ziehen und Wiedereinfahren des Gestänges notwendig ist. Der Flaschenzugblock dient in Verbindung mit dem im Kopf des Bohrturmes angebrachten Rollenblock (*a* in Abb. 38) zum Tragen, Heben und Senken des Bohrstranges und

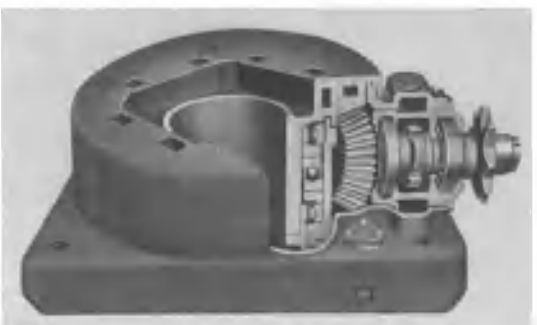


Abb. 39. Drehtisch der Firma Wirth u. Co., Erkelenz.

der Verrohrung. Er hat eine Tragkraft bis zu 600 t. Das Stahlseil des Flaschenzuges wird auf die Seiltrommel des Hebewerkes (*f* in Abb. 38) auf- und abgewickelt.

Die Drehbewegung wird auf das Gestänge durch den Drehtisch (Abb. 39) übertragen (*e* in Abb. 38), der durch ein Kegelrad in Drehung versetzt wird und mit 40—300 U/min in Kugellagern läuft. In der Mitte des Drehtisches befindet sich der viereckige Mitnehmerstangeneinsatz (in Abb. 39 herausgenommen), der den kantigen Teil der Mitnehmerstange umschließt und mit dieser herausgehoben werden kann, was zum Gestängefördern notwendig ist.

50. — Die Spülung. Bei den Bohrungen auf Erdöl soll die Spülung nicht nur gestatten, möglichst tief ohne Nachsenken der Verrohrung zu bohren und den Bohrschmand zu fördern, sondern auch das Bohrwerkzeug zu kühlen und Gas- und Erdölausbrüchen entgegenzuwirken. Man hat daher das spezifische Gewicht der Trübe durch fein gemahlenen Schwerspat auf 1,8—2,0 gesteigert, so daß man schon bei 500 m Teufe einen Gasdruck von 90—100 at beherrschen kann. Dem Nachteil des Schwerspats, sich leicht abzusetzen und dadurch die Gefahr des Festwerdens des Bohrers zu verursachen, kann man durch Zusatz von Ton entgegenwirken (vgl. Ziff. 23). Man arbeitet daher vielfach mit den Spülpumpen gegen den Bohr-

lochdruck und schließt das Bohrloch nach oben ab, wodurch man mit einem geringeren spezifischen Gewicht der Trübe auskommt.

Die Spültrübe legt bei jedem Umlauf folgenden Weg zurück: Sie wird von der Spülpumpe (*i* in Abb. 38) aus dem Spülungstank (*h* in Abb. 38) angesaugt und durch eine Leitung in das Steigrohr im Bohrturm, weiter durch den Spülungsschlauch, Spülkopf (*d* in Abb. 38) und das hohle Bohrgestänge auf die Bohrlochsohle gedrückt, wo sie bei einem Düsenmeißel aus den beiden Düsen mit einer Geschwindigkeit von 60—90 m/sek austritt. Dort nimmt sie das Bohrgut auf und steigt dann zwischen Bohrstrang und Bohrlochwandung mit einer Geschwindigkeit von 0,9 bis 1,2 m/sek auf. Dieser Wert wird zweckmäßig nicht überschritten, da sonst die Gefahr besteht, daß Gestein aus der Bohrlochwandung mitgerissen wird. Die Trübe durchläuft weiter einen oder zwei Absperrschieber (Preventer), die zur Verhütung von Gasausbrüchen unter der Arbeitsbühne des Bohrturms in das oberste Futterrohr eingebaut sind, und ergießt sich durch eine Abflußleitung in eine offene Spülungsrinne (*k* in Abb. 38). Hier kann die aus dem Bohrloch fließende Spültrübe beobachtet werden, um die durchstoßenen Gebirgsschichten zu erkennen. Die Spülungsrinne gießt in die Schüttelanlage aus, wo das Bohrklein von der Spültrübe getrennt wird. Das geschieht mit Hilfe eines Schwingsiebes, bei dem die flüssigen Teile der Spülung durch das Sieb hindurch in den Spülungstank, die gröberen Teile auf eine Schurre geschüttelt werden, von wo sie in den Schmandtank fallen. Hier werden der Trübe notfalls Wasser aus Wassertanks (*l* in Abb. 38) und bestimmte Chemikalien zugesetzt, um die Zähigkeit der Trübe herabzusetzen. Anschließend gelangt die Trübe durch das Ansaugrohr der Spülpumpe wieder in den Spülkreislauf.

51. — Antrieb und Kraftbedarf. Auf das Grundsätzliche des Antriebes wurde in Ziff. 22 bereits hingewiesen. Bei der Rotary-Bohrung herrscht der Dieselantrieb vor, da er einmal von jeglicher festen Zuführungsleitung für Energie oder Wasser unabhängig ist, zum anderen durch Verwendung von Strömungsgetrieben[1] oder hydraulischen Kupplungen mit mechanischen Getrieben[2] eine der Dampfmaschine ähnliche Charakteristik aufweist. Der Antrieb besteht meist aus einem oder mehreren Dieselaggregaten (*g* in Abb. 38) von je 200—400 PS je nach dem Kraftbedarf der Bohranlage, die — bei mehreren Motoren — untereinander über Strömungsgetriebe durch Rollenketten verbunden sein können. Die Motorleistungen werden von den Strömungsgetrieben durch Kardanwellen abgenommen und zum Hauptgetriebe geleitet, von wo sie auf Hebewerk, Drehtisch und meist zwei Spülpumpen geschaltet werden. Dies geschieht vom Bohrmeisterstand (*m* in Abb. 38) aus, der die gesamte Steuerung in sich vereinigt und auch alle Kontrollinstrumente zur Überwachung der Bohranlage enthält. Der Antrieb des Hebewerkes und der Spülpumpen geschieht über Rollenketten, der des Drehtisches durch Kardanwellen oder Rollenketten. Das Haupt-

[1] Krekler: Tiefbohranlagen mit Kraftübertragung durch Strömungsgetriebe. Erdöl u. Kohle 1949 S. 442.

[2] Kurtz, C.: Hydraulische Kupplung oder Drehmomentwandler? Bohrtechnik u. Brunnenbau 1953 S. 189; — siehe zum gleichen Thema am gleichen Ort: H. Besigk: S. 64 u. 229.

getriebe gestattet eine Vielzahl von Schaltmöglichkeiten, um allen Betriebsfällen gerecht zu werden. So kann z. B. der Drehtisch von einem Motor angetrieben werden, die beiden Pumpen von zwei anderen Motoren. Beim Fördern des Gestänges werden zwei Motoren auf das Hebewerk geschaltet usw. Die Anlagen sind so eingerichtet, daß jeder Motor bei Ausfall eines anderen dessen Tätigkeit übernehmen kann. Auch kann der eine oder andere Motor abgeschaltet werden, wenn seine Leistung nicht benötigt wird.

Ein Gewichtsausgleich ist bei dem Rotary-Verfahren nicht erforderlich. Die sorgfältig und sehr kräftig gebauten Bremsen in Verbindung mit einer ausreichend genauen Meßeinrichtung zum Anzeigen der Höhe des Bohrzeuggewichts gestatten es, den Bohrdruck in beliebigen Grenzen auf gleicher Höhe zu halten. Auch selbsttätig arbeitende Nachlaßeinrichtungen vermögen den Bohrdruck und das Drehmoment auf einem bestimmten Wert zu halten oder auch beides bis zu einem eingestellten Höchstwert selbsttätig zu regeln.

Für den Kraftbedarf einer Rotary-Anlage ist die Leistung der Spülpumpe maßgebend, da die Wirkung des Spülstromes auf der Bohrlochsohle einen großen Einfluß auf die Bohrleistung hat. Hinzu kommt der Kraftbedarf für den Drehtisch, der mit 150—300 PS je nach Teufe und Gesteinsart zu veranschlagen ist. Die Leistung, die für das Hebewerk zur Verfügung steht, entspricht der Pumpenleistung, da während des Gestängeförderns nicht gespült, sondern der Antrieb der Spülpumpen für das Fördern verwendet wird.

Der Kraftbedarf läßt sich wie folgt ermitteln: Man geht aus von der Aufsteiggeschwindigkeit der Spülungsflüssigkeit im Bohrloch zwischen Bohrlochwand und Gestänge (0,9—1,2 m/sek) und errechnet unter Berücksichtigung dieses Ringraumes die zu fördernde Menge je Zeiteinheit. Sie nimmt mit dem Bohrlochdurchmesser zu und liegt zwischen 200—4000 l je Minute. Dann läßt sich bei bekannter Düsengeschwindigkeit am Meißel (60—90 m/sek) der Druck vor den Düsen bestimmen, dem der durch die Förderhöhe verursachte Druckabfall infolge Reibung hinzuzurechnen ist, und der etwa 1,5—2 at je 100 m Teufe ausmacht. Mit der zu fördernden Menge und dem aufzuwendenden Druck ist die Pumpenantriebsleistung und damit auch die Antriebsleistung des Hebewerkes gegeben. Maßgebend für die Schnelligkeit, mit der das Gestänge gefördert werden kann, ist die kleinste Seilgeschwindigkeit, die sich beim größten Seilzug bezogen auf die Endteufe ergibt. Sie läßt sich bestimmen aus dem größten zu fördernden Gewicht (Schwerstange, Gestänge, Bohrhaken usw.) unter Berücksichtigung des Flaschenzug-Wirkungsgrades, wobei jedoch zu bedenken ist, daß Futterrohre etwas schwerer sind. Deshalb wird mit dem 1,5fachen Wert des so ermittelten Gewichtes gerechnet. Wird dieser Wert durch die zur Verfügung stehende Leistung in der entsprechenden Maßeinheit dividiert, so erhält man die kleinste Seilgeschwindigkeit, wobei allerdings die Einscherung des Seils am Flaschenzug (meist 8fach) in Rechnung zu stellen ist.

Bis 1000 m Teufe soll die kleinste Seilgeschwindigkeit 1 m/sek betragen, bis 2000 m Teufe 2 m/sek und bis 3000 m Teufe 3 m/sek, um die Zeiten für das Gestängefördern in erträglichen Grenzen zu halten.

Man kann den Kraftbedarf einer Rotary-Bohrung bis 1000 m mit 200 bis 800 PS, bis 3000 m mit 400—1100 PS, bis 5000 m mit 800—1700 PS veranschlagen.

Es soll in diesem Zusammenhang noch eine andere Art des Antriebes erwähnt werden, und zwar der Turbinenantrieb[1], der bei Bohrversuchen zufriedenstellend gearbeitet hat. An Stelle des Drehtisches tritt hier eine Turbine, die unmittelbar über dem Bohrmeißel sitzt und durch die Spültrübe angetrieben wird. Diese Antriebsart bietet grundsätzlich den Vorteil, daß die Bewegung des Gestänges wegfällt und damit an Kraft ganz erheblich gespart und die Veranlassung zu Gestängebrüchen fast ganz beseitigt wird. Als Nachteil ist die Unmöglichkeit der Kerngewinnung zu nennen.

Abb. 40. Das Fördern von Gestänge bei einer Rotary-Bohrung.

52. — Das Fördern von Gestänge. Nach dem Abbohren jeweils einer Bohrstange muß der Bohrstrang verlängert werden, um tiefer bohren zu können. Dazu wird bei kleineren Rotary-Anlagen die Mitnehmerstange mit Hilfe von zwei Rotary-Zangen vom Bohrgestänge gelöst, nachdem letzteres mit Abfangkeilen im Drehtisch festgelegt worden ist. Die Mitnehmerstange mit Spülkopf wird im sogenannten Rattenloch (*n* in Abb. 38) in einer Ecke des Bohrturmes abgestellt und der Spülkopf vom Bohrhaken abgehängt. Der am Flaschenzugblock neben dem Bohrhaken hängende Bohrgestänge-Elevator wird dann an eine neue Bohrstange angeschlagen, wobei er unter die Gewindemuffe des Gestängerohres greift. Ist das Rohr auf den Bohrstrang aufgesetzt und mit Hilfe von Rotary-Zangen verschraubt — wie in Abb. 40 dargestellt —, so werden die Abfangkeile nach Anheben des Gestänges gelöst, der Bohrstrang wird um die Länge der neu angefügten Bohrstange nachgelassen und erneut verkeilt. In der Abb. 40 sind das Gestänge, die Rotary-Zangen, der Drehtisch, die Abfangkeile sowie einige abgestellte Gestängerohre gut zu erkennen.

[1] Parsons: Das Bohren mit Turbine. World Oil 129 (1949) Nr. 3 S. 87.

Der Elevator wird nun vom Gestänge gelöst, woraufhin der Bohrhaken zu der im Rattenloch stehenden Mitnehmerstange hinübergeschwenkt und mit dem Bügel am Spülkopf verbunden werden kann. Die Mitnehmerstange wird wieder auf das Gestänge geschraubt, die Abfangkeile werden erneut gelöst und der Bohrstrang wird bis zum Angriff des Meißels auf der Bohrlochsohle herabgelassen. Der Mitnehmereinsatz ist inzwischen in die entsprechende viereckige Aussparung im Drehtisch hineingeglitten (s. Abb. 39), so daß mit dem Bohren fortgefahren werden kann.

Um diese recht umständlichen und zeitraubenden Arbeitsvorgänge zu vereinfachen, hat man bei größeren Rotary-Anlagen die sogenannte Mauselochverbindung geschaffen. Ihr Wesen besteht darin, daß ein einzelnes Gestängerohr eingeschraubt wird, ohne vorher Spülkopf und Mitnehmerstange vom Bohrhaken abzunehmen. Zu dem Zweck wird ein Gestängerohr mit Hilfe einer Spillwinde in das neben dem Drehtisch befindliche Mauseloch (*o* in Abb. 38) abgestellt. Zum Verlängern des Bohrstranges wird dieser im Drehtisch verkeilt, die Mitnehmerstange abgeschraubt, zur Seite geschwenkt und auf das Gestängerohr im Mauseloch aufgeschraubt. Nach Ziehen dieses Rohres aus dem Mauseloch wird es auf den Bohrstrang gesetzt und mit diesem verbunden. Nach Lösen der Abfangkeile kann der Bohrstrang herabgelassen werden, wodurch die Anlage wieder bohrbereit ist.

Hin und wieder ist es notwendig, das Bohrgestänge aus dem Bohrloch zu ziehen, z. B. um einen verschlissenen Meißel auszuwechseln oder um bei der Kernbohrung (Ziff. 58) den Kern zu ziehen. Während man früher jedes Gestängerohr einzeln förderte, bricht man heute das Gestänge je nach der Höhe des Bohrturmes in Zügen von 2 Rohren (Halbzug), von 3 oder 4 Rohren (Vollzug; vgl. Ziff. 37), um dadurch Zeit zu sparen. Wie beim Verlängern des Bohrstranges muß zunächst die Mitnehmerstange abgeschraubt und in das Rattenloch abgestellt werden. Dann wird das Gestänge unter Zuhilfenahme des Bohrgestänge-Elevators und des Hebewerkes um die in einem Zug zu brechende Anzahl von Gestängerohren hochgezogen und im Drehtisch verkeilt. Der Gestängezug wird dann abgeschraubt und auf der Arbeitsbühne abgestellt. Um den Elevator von dem abgestellten Zug lösen zu können, befindet sich in entsprechender Höhe des Bohrturmes eine Gestängebühne (*p* in Abb. 38), die während des Gestängeziehens von einem Mann der Bohrmannschaft besetzt ist. Außer dem Lösen des Elevators hat er die Aufgabe, die Gestängezüge an einen dafür vorgesehenen Träger im Bohrturm zu lehnen.

Das Ziehen der Schwerstangen geht auf ähnliche Weise vor sich. Da sie jedoch außen glatt sind im Gegensatz zu den Gestängerohren, die im allgemeinen durch die Gewindemuffen einen Bund besitzen, muß an den Schwerstangen eine Sicherheitsklammer befestigt werden, die beim Versagen der Abfangkeile ein Herabfallen der Schwerstangen in das Bohrloch verhindert. Zum Ziehen des letzten Schwerstangenzuges wird auf diesem eine sog. Hebepulle aufgeschraubt, die dem letzten Stück eines Gestängerohres gleicht. An diese wird der Elevator angelegt, um Schwerstangen und Bohrmeißel oder Kernrohr und Bohrkrone aus dem Bohrloch zu ziehen, nachdem die Abfangkeile und die Sicherheitsklammer entfernt wurden.

Ist der Meißel erneuert oder das volle Kernrohr durch ein leeres ersetzt,

und soll das Gestänge wieder eingefahren werden, so verfährt man wie oben beschrieben, jedoch in umgekehrter Reihenfolge.

53. — Das Richtbohren.[1] Unter gewissen Voraussetzungen kann es zweckmäßig sein, eine Bohrung nicht senkrecht über einer gesuchten Lagerstätte niederzubringen, sondern sie etwas abseits davon anzusetzen und den Meißel so abzulenken, daß die angestrebte Lagerstätte erreicht wird. Die Ursachen für die Anwendung dieses Verfahrens, des sog. Richtbohrens, können verschiedene sein. Abb. 41 zeigt eine Fülle von Möglichkeiten über den Einsatz von Richtbohrungen, um eine Erdöllagerstätte zu erreichen. Liegt eine Lagerstätte z. B. unter dem Meer, so kann sie von einer künstlichen Insel aus durch mehrere in verschiedene Richtungen gelenkte Bohrungen erschlossen werden. Das gleiche gilt entsprechend für Lagerstätten, die im Bereich einer Großstadt liegen. Unter dem Meer befindliche Lagerstätten können bei Küstennähe auch vom Strand aus durch Richtbohrungen erreicht werden.

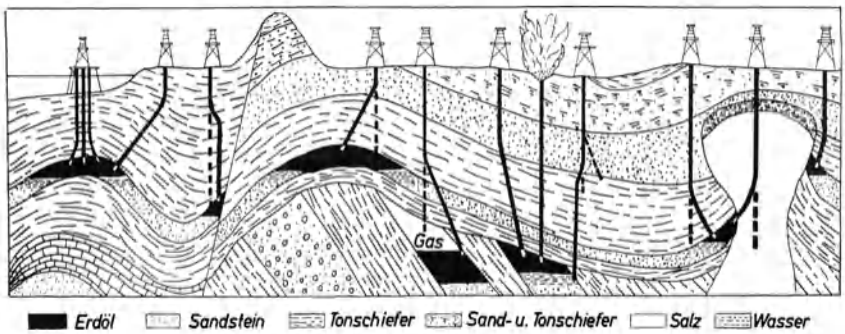


Abb. 41. Anwendungsmöglichkeiten des Richtbohrens.

Wird ein Erdölvorkommen entweder an einer für die Produktion ungünstigen Stelle angebohrt oder gar verfehlt, so kann mit Vorteil vom Richtbohren Gebrauch gemacht werden. Gelegentlich muß dabei ein Bohrloch in einer bestimmten Teufe abgesperrt werden. Dann werden sogenannte Packer abgesetzt, die an einem Absetzgerät befestigt sind. Durch einen Explosivstoff im Absetzgerät wird der Packer, der meist aus widerstandsfähigem Stoff mit gezähnten Ringen und Gummidichtungen besteht, fest an das Rohr oder Gebirge gepreßt. Das Absetzgerät wird wieder gezogen, während der Packer sitzen bleibt und u. U. später weggebohrt werden kann. Dann wird der Bohrmeißel in einer beliebigen Teufe so abgelenkt, daß die Lagerstätte an der gewünschten Stelle erreicht oder durch die Richtbohrung gesucht wird. Das Richtbohren hat sich auch bewährt, um brennende Gasbohrungen unter Kontrolle zu bringen.

Die Ablenkung des Bohrloches erfolgt durch einen sog. Richtkeil meist in Verbindung mit einem spiralförmigen Pilotmeißel, wie es in Abb. 42 dargestellt ist. Soll das Bohrloch abgelenkt werden, so wird der Richtkeil

[1] Nebe, E.: Überwachtes Bohren und Richtbohren. Erdöl u. Kohle 1949 S. 490.

mit dem Pilotmeißel in das Bohrloch eingelassen. Um dem Bohrloch die gewünschte Richtung geben zu können, muß der Richtkeil entsprechend ausgerichtet werden. Das kann durch gerichteten Einbau des Bohrgestänges geschehen oder durch nachträgliches Einmessen mit einem entsprechenden Neigungsmeßgerät. Zu diesem Zweck ist der bis kurz vor die Bohrlochsohle herabgelassene Keil mit dem Bohrgestänge durch einen Abscherstift verbunden. Durch ein am Seil eingelassenes orientiertes Neigungsmeßgerät (s. Ziff. 70 u. f.), dessen Lage zum Richtkeil beispielsweise durch Magnete festgelegt werden kann, wird die Stellung des Keils hinsichtlich der Richtung bestimmt. Durch Drehen des Gestänges wird die gemessene Richtung von über Tage aus in dem gewünschten Umfang verbessert. Natürlich muß bei dieser Art der Richtungsbestimmung mit Hilfe von Magneten die erste Bohrstange über dem Keil rd. 5 m aus unmagnetischem Material bestehen. Ist der Keil in die gewünschte Richtung gebracht, so wird er vollends auf die Bohrlochsohle herabgelassen (Abb. 42), wobei durch Abscheren des Abscherstiftes Gestänge und Richtkeil voneinander getrennt werden. Nun kann am Richtkeil vorbei in die neue Richtung vorgebohrt werden. Ist das Vorbohrloch 5—6 m weit getrieben, so wird der Pilotmeißel gezogen, der den Richtkeil an einem Kragen mit zutage nimmt. Anschließend wird mit einem Rollenmeißel mit aufgesetztem Rollennachräumer weitergebohrt (Abb. 42). In hartem Gestein finden Diamantkronen Verwendung, die durch einen Führungsdorn in die Richtung des abgelenkten Bohrloches gezogen werden.

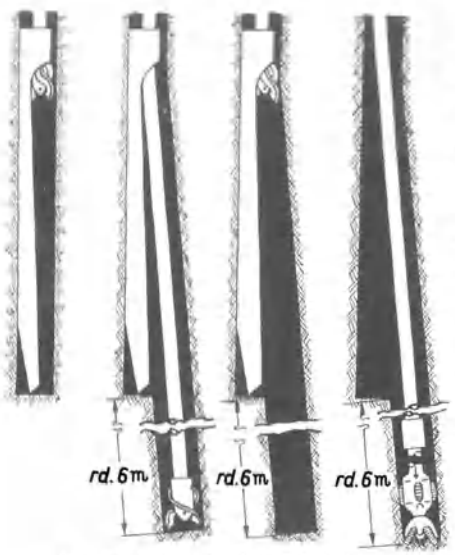


Abb. 42. Ablenkung eines Bohrloches.

Die Bohrlochablenkung beschränkt sich auf einen verhältnismäßig kurzen Teufenabschnitt, von dem man den Zielpunkt möglichst gradlinig zu erreichen sucht. Es ist üblich, den Zielkreis, in dem der Bohrlochfuß die Lagerstätte erreichen soll, mit einem Durchmesser von rd. 15 m festzulegen. Im Gegensatz dazu wird versucht, das Bohrloch bei seinem sonstigen Verlauf in einem zylinderförmigen Raum von rd. 30 m Durchmesser zu führen. Es ist bei Verwendung neuzeitlicher Richt- und Meßgeräte technisch möglich, gerichtete Bohrungen, deren Verlauf bis zu 70° gegen die Senkrechte abweicht, in jeder gewünschten Richtung niederzubringen. So können z. B. bei 1000 m tiefen Bohrlöchern Richtungsablenkungen in der Waagerechten von 2000 m und mehr erzielt werden.

54. Beurteilung der Rotary-Vollbohrung. Der hervorragendste Vorteil des Rotary-Bohrverfahrens liegt in seiner Leistungsfähigkeit, die insbesondere in milden, aber auch in harten Schichten von keinem anderen

Verfahren erreicht wird. Bohrleistungen im milden Gebirge von mehr als 3000 m in 20—30 Tagen sind schon lange keine Seltenheit mehr; es wurden sogar schon 600 m in 24 Stunden abgebohrt. Wichtig ist bei Anwendung des Rotary-Verfahrens, wie bei jedem drehend arbeitenden Bohrverfahren, daß die Größe des Bohrdruckes und der Drehzahl im richtigen Verhältnis zur Gesteinsfestigkeit und zur umgewälzten Spülwassermenge, zu deren Schwere sowie zum Bohrlochdurchmesser und zur Meißelschneide steht[1].

Die Hauptschwäche des Rotary-Vollbohrverfahrens liegt in der auch beim Schlagspülverfahren vorhandenen Schwierigkeit, das durchbohrte Gebirge schnell und sicher genug aus der Spültrübe erkennen zu können. Allerdings ist es auch beim Rotary-Bohren möglich, schon während der Bohrarbeit aus dem Bohrfortschritt, der Größe des angewandten Bohrdruckes, der Drehzahl und des Drehmomentes gewisse Schlüsse auf das durchbohrte Gestein zu ziehen. Es ist dies insbesondere dann möglich, wenn aus anderen Bohrungen schon Erfahrungen über die Abhängigkeit von Bohrdruck, Drehzahl und Meißelbesatz von der Gesteinsart vorliegen.

Die früher als Nachteil angesehene Größe und Schwere der Rotary-Anlagen kann man heute nicht mehr gelten lassen, da durch Zerlegen der ganzen Anlage in zweckmäßige Einzelteile die Transportkosten und die Montagezeiten in erträglichen Grenzen liegen. Zudem werden durch die Größe der Bohrleistung und durch die Möglichkeit, große Teufen schnell zu erreichen, etwas längere Rüstzeiten ausgeglichen, so daß das Rotary-Verfahren andere Bohrverfahren weitgehend verdrängt hat.

Lotabweichungen können heute in engen Grenzen gehalten werden, so daß das Rotary-Verfahren auch für Gefrierbohrungen als geeignet angesehen wird.

β) Kernbohrung nach dem Rotary- und dem Craelius-Verfahren.

55. — **Überblick.** Beim Kernbohren wird mittels der Bohrkrone nur ein ringförmiger Raum im Gebirge ausgebohrt, in dessen Innerem ein Gebirgskern stehenbleibt, der von Zeit zu Zeit abgebrochen und gezogen werden muß. Anzustreben ist eine möglichst 100%ige Kerngewinnung, was sich in schwierigen Fällen jedoch nicht immer erreichen läßt. Die Bohreinrichtung ist die gleiche wie zur Ausführung der Rotary-Vollbohrung, so daß also Bohrungen abwechselnd als Voll- oder Kernbohrung niedergebracht werden können. Der einzige Unterschied liegt in der Art des Bohrmeißels und in der Einrichtung zur Kerngewinnung. Ein Nachteil der Rotary-Kernbohrung ist darin zu erblicken, daß durch das ständige Unterbrechen der Bohrung zur Kerngewinnung die tägliche Bohrleistung verhältnismäßig gering ist. Da der Kapitaldienst für die kostspieligen Rotary-Anlagen ebenso wie die Löhne für die Bedienungsmannschaft als fix zu betrachten sind, ergeben sich um 50% höhere Kosten je Bohrmeter als bei der Vollbohrung. Diesen Nachteil vermeiden die im Verhältnis zur Rotary-Anlage leichter gebauten Craelius-Kernbohrmaschinen der Schwedischen Diamant-Tiefbohr AG, sowie Bohrmaschinen der Fa. Wirth & Co., Er-

[1] Besigk u. Kühne: Beitrag zur Kenntnis der Arbeitsweise von Gesteinsbohrern unter besonderer Berücksichtigung spanabhebender Bohrer. Öl u. Kohle 1940 S. 36, 485, 559 u. 1941 S. 37, 45, 113.

kelenz, wie sie in Ziff. 32 u. 35 beschrieben sind. Ein Vorzug dieser Maschinen ist weiterhin, daß sie besonders bei Untersuchungsbohrungen mit geringerem Bohrkronendurchmesser als eine Rotary-Anlage zu bohren gestatten, wodurch der Antrieb kleiner gehalten werden kann[1]. Mit Hilfe der Craelius-Kernbohrmaschinen sind schon mehr als 1000 m tiefe Kernbohrlöcher erstellt worden, deren Bohrmeterpreis bei einem Drittel derjenigen mit Rotary-Anlagen hergestellten lag.

Früher beherrschte die Diamantbohrung das Gebiet vollständig. Die hohen Kosten der Bohrdiamanten haben aber zur Heranziehung von Ersatzstoffen angereizt, von denen man auch mehrere für die verschiedenen Gebirgsarten geeignete gefunden hat. Infolgedessen ist außer dem Diamantbohren auch das Bohren mit Schrot-, Stahl- und Hartmetallkronen zu besprechen.

56. — Diamant-Bohrkronen. Beim Diamantbohren ist die Stahlbohrkrone mit rohen Diamanten besetzt, die bei der Drehung der Krone die Sohle schabend und mahlend bearbeiten. Die mit einzelnen Diamanten (Carbonados, Ballas oder Boorts) besetzten Kronen sind heute überwiegend durch gesinterte Diamantkronen verdrängt[2]. Hierbei werden kleine, also billige Diamanten, die bis an Staubgröße heranreichen können, auf die Oberfläche der Bohrkrone in eine Matrix eingesintert. Unter Umständen läßt sich mit ihnen eine größere Bohrmeterzahl erreichen, da sie in mehreren Lagen in das Sintermaterial eingebettet werden können. Als Matrix verwendet man Kupferlegierungen bei weichem, Kobalt- oder Berylliumlegierungen bei härterem und Wolfram- oder Hartmetallegierungen bei sehr hartem Gestein. Diese Art des Besatzes bietet die Vorteile, daß der Karatgehalt der Krone niedriger gehalten, sie also billiger als die frühere Ausführung hergestellt werden kann, und daß die Krone so lange benutzbar ist, bis auch die Matrix abgeschliffen ist. Nach Auftragen einer neuen Matrix kann die Krone wiederbesetzt werden, sofern sie sonst noch in Ordnung ist. Auch ist der Ersatz des verschlissenen Karatgehaltes, wenn er einen bestimmten Prozentsatz vom Gesamtbestand erreicht hat, durch Wiederbesetzen der Krone möglich. Die Krone erhält Schlitze (Abb. 44) oder Öffnungen für den Austritt des Spülstromes.

Für eine Krone von 60 mm ∅ werden an Steinen etwa 20 Karat, für eine solche von 170 mm ∅ etwa 40 Karat gerechnet (ein Diamant von Erbsengröße wiegt etwa 4—5 Karat. 1 Karat = 0,2 g).

Für geringere Teufen, in denen man mit geringerer Wandstärke von Kernrohr und Verrohrung (s. S. 63 u. f.) auskommt, kann man sich „dünnlippiger" Kronen bedienen, die nur eine Innen- und eine Außenseite von Diamanten enthalten. Diese werden vielfach mit sog. „Disken" besetzt. Es sind das eckige oder zylindrische Stahlkörper, die mit einem zylindrischen Ansatz in eine entsprechende Bohrung in der Krone eingesetzt und mit etwas Zinn eingegossen werden. Man kann diese Disken von geübten Ar-

[1] Miederer, W.: Erste Ergebnisse mit Diamantbohrungen zur Lagerstättenuntersuchung auf Grube Ramsbeck der Stolberger Zink A.G. Erzmetall 1954 S. 104.

[2] Scheibe, K.: Neuerungen auf dem Gebiete des Diamantbohrens. Bohrtechnik u. Brunnenbau 1954 S. 48.

beitern in der Werkstätte der Bohrgesellschaft mit Diamanten besetzen lassen und einzeln verschicken; an Ort und Stelle können sie von wenig geübten Leuten eingesetzt werden. Auch die zum Freibohren der Krone innen und außen eingesetzten „Decksteine" usw. sitzen auf ähnlichen Disken.

57. — Bohrkronen mit Diamantersatz. In der gleichen Weise (mahlend) wie die Diamantkrone arbeitet die Schrotkrone, eine glatte, mit schrägen Schlitzen versehene Krone, in die Stahlschrot eingefüllt wird, der durch einen besonderen Spülschlauch fortgesetzt in das Gestänge eingespült wird. Für milderes Gebirge verwendet man gröbere Körnungen (bis etwa 3 mm ∅); im harten Gebirge geht man mit der Körnung bis auf 0,2 mm herab. Der Verbrauch ist erheblich und beträgt in mildem Sandstein etwa 1 kg, im Quarzporphyr etwa 1,5 kg je lfd. m. Besonders geeignet und der Diamantbohrung wirtschaftlich überlegen ist die Stahlschrotbohrung für härtestes konglomeratisches Gestein.

Abb. 43. Bohrkrone mit eingesetzten Stahlzähnen.

Im Gegensatz zum Schrotbohren arbeiten die Stahlbohrkronen und die mit Hartmetall besetzten Kronen mit Abscherwirkung wie der spanabhebende Schnelldrehstahl. Die Stahlkronen, die sich nur für ausgesprochen mildes Gebirge eignen, sind mit eingefrästen Zähnen ausgerüstet und haben außen wie die Diamantkrone senkrecht oder schräg verlaufende Kanäle für das Spülwasser. Auch können die Zähne *z* besonders hergestellt und gemäß Abb. 43 in die Krone eingesetzt werden, so daß die Krone geschont wird und die Zähne einzeln ausgewechselt werden können.

Abb. 44. Hartmetallbohrkrone.

Die Hartmetalle[1] sind in der Hauptsache Karbide schwer schmelzbarer Metalle mit einer Härte von 9,8—9,9, dabei aber im Gegensatz zum Diamanten von erheblicher Zähigkeit. Hierher gehören Widia, Harthal, Volomit, Verdur u. a.

Die Hartmetallkronen (Abb. 44) bewähren sich in erster Linie in mittelhartem Gestein, während in hartem Gestein die Bohrleistung sehr schnell sinkt und deshalb Diamantkronen vorzuziehen sind. Die Anschaffungskosten betragen nur einen Bruchteil derjenigen einer Diamantkrone, während die gesamten Bohrkosten je nach der Gesteinsart höher oder niedriger als bei der Diamantkrone liegen können. Das Einsetzen der Hartmetallspitzen erfordert jedoch bedeutend weniger Übung als das Besetzen einer Diamantkrone. Als Nachteil dieser Kronen ist zu nennen, daß sie nicht so ruhig wie Diamantkronen laufen und daher das Gestänge stärker beanspruchen.

58. — Kerngewinnung. Mit dem Hohlgestänge ist die Bohrkrone über das Kernrohr *d* (Abb. 45) und den Kaliberring *b* (*d* in Abb. 46) verbunden. Der Kaliberring ist auf seinem äußeren Umfang mit Diamanten besetzt oder mit einer Hartmetallaufschweißung versehen. Er hat den

[1] ODENHAUSEN, H.: Hartmetall im Bergbau. Glückauf 1954 S. 35.

Zweck, bei verschlissenen Kronen das Bohrlochkaliber zu halten, um nach Heraufholen der abgebohrten Krone eine neue einsetzen zu können. Dadurch wird ein Nachbohren des Bohrloches vermieden. Kernrohr und Kaliberring haben einen größeren Durchmesser als die Gestängerohre g und sind in der Regel 1—6 m, ausnahmsweise auch bis 20 m lang. Die Länge der Kernrohre darf nämlich nicht zu klein genommen werden, da sie gleichbedeutend mit der ohne Unterbrechung des Bohrbetriebes zu erzielenden Bohrlänge ist. Hat der Kern den oberen Rand des Kernrohres erreicht, so muß er gezogen werden. Außerdem schützt das Kernrohr gegen Nachfall aus den Stößen und wird schon aus diesem Grunde vielfach entsprechend lang genommen, soweit man sich nicht durch Brockenfänger (s. den nächsten Absatz) hilft.

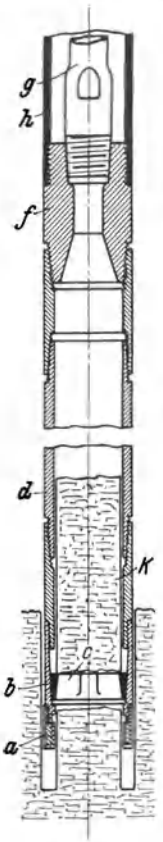


Abb. 45. Diamantbohrkrone mit Kernrohr und Gestänge.

Mit dem Hohlgestänge g wird das Kernrohr durch das Übergangsstück f mittels beiderseitiger Verschraubung verbunden. Vielfach wird noch ein besonderes Rohr h, als „Brockenfänger" oder „Schmandrohr" bezeichnet, aufgeschraubt, das gewissermaßen eine verlorene Verrohrung ersetzt und Nachfall aus den Stößen verhüten oder wenigstens von der Krone fernhalten soll. Außerdem dient es auch zum Auffangen der durch den Spülstrom zunächst mitgerissenen Gesteinsteilchen, die nach oben hin wegen des größeren Ringquerschnittes in einen schwächeren Strom geraten und absinken.

Zum Abbrechen des zu fördernden Kernes benutzt man gewöhnlich den Kernbrecher c in Abb. 45 (g in Abb. 46), einen innen mit scharfen Vorsprüngen versehenen oder mit Diamanten besetzten, offenen und daher federnden Stahlring. Er rutscht beim Anheben des Gestänges in dem zu diesem Zwecke etwas konisch gestalteten untersten Teile des Kernrohres herab und drückt sich dabei zusammen, so daß seine Zähne in den Kern eindringen. Abb. 45 stellt den Augenblick dar, in dem der Kern abbricht und hochgezogen werden soll.

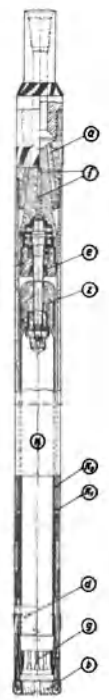


Abb. 46. Doppelkernrohr.

Eine andere Art der Kerngewinnung besteht darin, die abgebrochenen Kernstücke mit Hilfe der Spülung zutage zu fördern. Zu diesem Zweck wird die mittelbare Spülung im Gegenstromverfahren (s. Ziff. 23) angewandt. Außerdem müssen die Kernrohre bis zutage verlängert sein, um ein Heraufspülen des Kerns zu ermöglichen. Als Vorteil dieses Verfahrens ist zu nennen, daß der Bohrvorgang während des Kernziehens nicht unterbrochen zu werden braucht.

In milden (nicht „kernfähigen") Gebirgsarten, wie z. B. in Kohlenflözen,

verwendet man Doppelkernrohre, bei denen (Abb. 46) der Kern durch ein inneres Kernrohr K_2, das in dem äußeren Kernrohr K_1 steckt, geschützt wird. Die Spülung wird durch Bohrungen *a* auf den ringförmigen Raum zwischen K_1 und K_2 verteilt, von wo aus sie dann durch Schlitze in der Krone *b* nach außen tritt. Damit das innere Kernrohr ruhig hängt, ist es in Kugellagern an dem Tragstück *z* aufgehängt. Die Kautschukringe *e* dienen zur Abdichtung gegen das Spülwasser. Durch die Bohrung *f* wird der Kernraum *K* über ein Kugelventil mit dem Raum zwischen Bohrlochwand und Gestänge verbunden und dadurch der in den Kernraum eindringende Kern von dem hohen Spülungsdruck entlastet.

59. — Beurteilung der Kernbohrung. Das Kernbohren bietet den großen Vorteil einer vorzüglichen Unterrichtung über die durchbohrten Schichten durch die Kerngewinnung, die noch bei sehr kleinen Bohrlochdurchmessern möglich ist. Als Nachteil ist die häufige Unterbrechung der Bohrarbeit durch das Ziehen und Wiedereinlassen der Kernrohre anzuführen, was bei zunehmender Teufe zu immer größeren Zeitverlusten und damit höheren Kosten führt.

3. Besondere Einrichtungen und Arbeiten bei der Tiefbohrung.

α) Verrohrung.

60. — Zweck der Verrohrung. Die Verrohrung von Bohrlöchern soll in erster Linie Störungen und Gefährdungen der Bohrarbeit durch Nachfall ausschalten. Außerdem verhütet die Verrohrung in Bohrlöchern, die zur Gewinnung von Erdöl, Sole, Trinkwasser u. dgl. dienen, die Verunreinigung oder Verdünnung dieser Flüssigkeiten durch solche aus anderen Schichten, insbesondere durch Wasser.

61. — Futterrohre. Wenn es sich um die Fassung von Sol- oder sonstigen Mineralquellen handelt, finden meist Kupferrohre, Holzrohre oder solche aus glasiertem Steinzeug Verwendung. Im übrigen benutzt man in der Regel durch Verschraubung verbundene, nahtlose Stahlrohre. Die Muffenverbindung (Abb. 25 a) ist die verläßlichste, jedoch nicht immer anwendbar. So herrscht bei Brunnen- und Kernbohrungen die eingezogene (außen glatte) Verbindung vor (Abb. 25 b), während aufgemuffte Rohre dann angewandt werden, wenn der Futterrohrstrang mit dem Erweiterungsbohrer tiefer geführt werden soll.

62. — Einbringen der Verrohrung. Die Verrohrung kann eine „gültige", d. h. bis zutage gehende, oder eine „verlorene", d. h. nur an Ort und Stelle eingebrachte sein. Bei Spülbohrungen bilden gültige Verrohrungen die Regel. Sie erfordern freilich ein großes Anlagekapital, doch werden diese Ausgaben großenteils durch die Wiedergewinnbarbeit des Hauptteils der Verrohrung ausgeglichen. Verlorene Futterrohrsätze werden meist dann verwendet, wenn sich nachträglich die Notwendigkeit herausstellt, an einer Stelle den Nachfall zurückzuhalten. Bei einer regelrechten und planmäßigen Verrohrung dagegen folgt der Rohrsatz der Bohrung unmittelbar oder in gewissem Abstande nach. Man sucht heute möglichst lange ohne Nachsenken der Verrohrung auszukommen, wozu die Dickspülung ein vortreffliches Mittel bietet.

Soweit für das Nachsinken der Futterrohre deren Eigengewicht nicht ausreicht, kann durch Gewichtsbelastung oder durch Zug- oder Preßvorrichtungen nachgeholfen werden. Die notwendigen Angriffsflächen werden dabei durch Klemmbacken, die sog. „Röhrenbündel", gebildet, die auch zum Einhängen, Abfangen, Verschrauben, Drehen und Heben der Rohrsätze Verwendung finden.

Kann eine Verrohrung nicht tiefer gebracht werden, so muß eine zweite von entsprechend geringerem Durchmesser nachgeführt werden, der dann unter Umständen eine dritte, vierte usw. nachfolgen muß. Die hierdurch bewirkte Verengung des Bohrlochs sucht man in tiefen Bohrlöchern teilweise durch Tieferbringen des verklemmten Rohrsatzes nach Unterschneiden mit Hilfe eines Erweiterungsbohrers hinauszuschieben. Meist ist das jedoch wenig erfolgreich, da bei längeren Rohrsträngen der Hauptwiderstand in der Reibung an den Stößen steckt und daher das Unterschneiden nicht viel hilft.

Ein sehr einfaches Gezähe zum Unterschneiden von Verrohrungen ist der exzentrische Meißel nach Abb. 33. Eine ähnliche Wirkung tritt selbsttätig beim Rotary-Bohren ein, da bei größeren Teufen der Bohrer infolge der Durchfederung des Gestänges immer etwas schleudert.

Abb. 47. Hebekappe.

Zum Einlassen der Futterrohre wird die in Abb. 47 dargestellte Hebekappe, wegen ihrer flaschenförmigen Gestalt auch als „Rohrpulle" bezeichnet, viel benutzt. Sie erhält oben als Innengewinde dasjenige des Hohlgestänges und trägt mit dem Außengewinde das einzuhängende Futterrohr.

Um bei Rotary-Bohrungen die Verrohrung einbringen zu können, muß zunächst die gesamte Drehtischeinrichtung entfernt und an ihre Stelle der Rohrkeiltopf eingesetzt werden. Der Rohrkeiltopfhalter besteht aus einem kräftigen Stahlring, auf dessen innerer kegelförmiger Wandung vier keilförmige Stahlstücke sitzen. Wenn es notwendig wird, den Rohrstrang auf der Turmbühne zu halten, so gleiten durch Betätigung des entsprechenden Mechanismus die vier Keile in den kegelförmigen Sitz und umklammern die Futterrohre. Ähnlich ist der Rohrkeiltopf-Elevator gebaut, der zum Einlassen der Verrohrung benutzt wird. Bei den beiden zusammen arbeitenden Geräten ist es unmöglich, die Keile in dem einen Gerät zu lösen, wenn das andere Gerät das Gewicht des Rohrstranges noch nicht trägt. Auf diese Weise soll ein Fallenlassen der Verrohrung in das Bohrloch und damit teure Fangarbeiten oder gar der Verlust des Bohrloches vermieden werden. Das Einlassen der Futterrohre geschieht im Prinzip wie das Einbauen des Gestänges (vgl. Ziff. 52), worauf an dieser Stelle verwiesen sei.

Das erste Rohr trägt unten einen Rohrschuh, der das Rohr verstärkt und beim Einlassen führt. Der Schuh enthält ein Kugelventil, welches den Austritt des in die Verrohrung hineingepumpten Zementes (s. Ziff. 63) unten am Schuh erlaubt, jedoch das Eindringen der Spültrübe in die Verrohrung verhindert. Während die Rohre eingelassen werden, wirkt der Rohrschuh wie ein Stopfen am unteren Ende des Rohrstranges. Durch die verdrängte Spülung im Bohrloch wird ein beträchtlicher Teil des Gewichtes der Verrohrung zum Schwimmen gebracht und vermindert dadurch die auf

den Hubseilen, dem Elevator und dem Rohrkeiltopf ruhende Last. Kugelventil und Spitze des Schuhs sind aus bohrbarem Material hergestellt, so daß sie nach Erhärtung des Zementes leicht aufgebohrt werden können.

An das erste Futterrohr wird oben ein Zementierrohr angeschweißt, das ähnlich wie der Rohrschuh ein Kugelventil enthält und dem gleichen Zweck dient. Der Rohrschuh ist als zusätzliches Sicherheitsorgan zu betrachten, falls das Ventil im Zementierrohr einmal versagt. An das Zementierrohr werden nach oben hin die übrigen Rohre angeschraubt, bis der Rohrstrang die Bohrlochsohle erreicht hat. Es ist zweckmäßig, die untersten Rohrverbindungen punktzuschweißen, damit sich die unteren Rohre nicht abschrauben, wenn Rohrschuh und Zement ausgebohrt werden (s. Ziff. 63) und der Zement um die Verrohrung an der Sohle nicht gebunden haben sollte.

63. — Das Zementieren. Das Zementieren, das hauptsächlich bei Ölbohrungen angewandt wird, soll in erster Linie den Zutritt von Wasser in ölführende Schichten verhüten. Außerdem dient der Zement dazu, Nachfall zu verhindern, der möglicherweise die Verrohrung zusammendrücken kann. Dann soll der Zement die Verrohrung vor korrosivem Formationswasser schützen, das Abwandern von Flüssigkeiten hinter der Verrohrung von einer Schicht zur anderen sowie Gasausbrüche aus Hochdruckzonen hinter der Verrohrung verhüten. Weiterhin soll durch die Zementierung ein Schutz gegen Verunreinigung von Frischwasservorkommen hinter der Verrohrung, eine Konservierung von Öl und Gas in Schichten hinter der Verrohrung und ein Schutz der Produktionsverrohrung, wenn die übrigen Verrohrungen gezogen werden, erreicht werden.

Beim Zementieren lassen sich zwei Hauptphasen unterscheiden. Zunächst wird die für die Ausfüllung des Hohlraumes zwischen Bohrlochwand und Verrohrung errechnete Zementmenge in die Verrohrung hineingepreßt. Zu diesem Zweck schraubt man auf die Verrohrung einen Zementierkopf auf, der über eine Zementierleitung mit den Zementierpumpen verbunden ist.

Bevor die Zementbrühe in die Verrohrung hineingepumpt wird, führt man einen Zementierstopfen in die Verrohrung ein. Dieser Stopfen besteht aus Holz oder irgendeinem bohrbaren Material und ist in der Mitte durchbohrt. Er trennt die Zementsäule von der Spülungssäule und verhindert so ein Verunreinigen der ersten durch die letztere. Wird der Zement eingepreßt, so schiebt der Stopfen die Spülungssäule vor sich her, bis er auf dem Ventil des Zementierrohres, das den Abschluß des Rohrstranges nach unten bildet (s. Ziff. 62), aufsitzt. Genau wie dieses Ventil läßt der Stopfen die Zementbrühe ungehindert hindurch, um sie weiter durch das Ventil im Rohrschuh in den Ringraum außerhalb der Verrohrung austreten zu lassen. Die durch die Zementbrühe verdrängte Spülung fließt aus dem Rückflußrohr in die Spülungsrinne und wird in den Spülungstank weitergeleitet.

Ist die im voraus berechnete Menge an Zementbrühe hineingepumpt, so werden nach Lösung des Zementierkopfes von der Verrohrung zwei obere Zementierstopfen auf die Zementsäule gesetzt, worauf der Zementierkopf wieder mit dem Rohrstrang verbunden wird. Nachdem schließlich der Spülschlauch an den Zementierkopf angeschlossen worden ist, sind die Vorbereitungen für die zweite Hauptphase des Zementierens beendet.

Nach Abschluß dieser Vorarbeiten werden die Spülpumpen in Tätigkeit gesetzt. Sie spülen die Spültrübe in die Verrohrung. Genau wie vorher der untere Zementierstopfen die Spülungstrübe, so schieben jetzt die beiden oberen Zementierstopfen die Zementbrühe vor sich her, bis sie auf dem unteren Zementierstopfen aufsitzen. Während dieses Vorganges steigt die Zementbrühe weiter in dem Ringraum zwischen Verrohrung und Bohrlochwandung auf und erfüllt ihn schließlich bis zu der gewünschten Höhe. Soll die Verrohrung ganz zementiert werden, so wird so viel Zementbrühe eingefüllt, daß der überschüssige Zement, der Spülung folgend, aus dem Rückflußrohr austritt. Stoßen die beiden oberen Stopfen auf den unteren Zementierstopfen, so wird dies durch hohen Druckanstieg in der Spülungsleitung am Manometer angezeigt. Die oberen Stopfen dichten nämlich die Öffnung im unteren Stopfen ab und verhindern so ein weiteres Vordringen der Spülung. Werden nun die Ventile am Zementierkopf geschlossen, so bleibt der ausgeübte Spülungsdruck, der sich in den meisten Fällen zwischen 70 und 175 atü bewegt, in der Verrohrung bestehen.

Abb. 48. Fangbirne.

Man läßt den Spülungsdruck so lange einwirken, bis der Zement abgebunden hat, was je nach der Verfassung des Bohrloches bis zu 72 Stunden dauern kann. Sobald der Zement um die Verrohrung abgebunden hat, können die Stopfen, das Zementierrohr, der Zement im untersten Rohr und der Rohrschuh auf der Bohrlochsohle aufgebohrt werden. Bei Bedarf kann anschließend mit dem Bohren fortgefahren werden.

64. — Ziehen der Futterrohre. Für das Ziehen von nicht mehr notwendigen Rohrsätzen, die schon längere Zeit im Bohrloch gesteckt und sich dort festgeklemmt haben oder einzementiert sind, bedarf es besonderer Hilfsmittel. Handelt es sich um eine gültige Verrohrung, so kann man diese am Kopfende fassen, indem man Klemmbänder („Röhrenbündel") um sie legt und auf diese eine kräftige Druck- oder Zugwirkung ausübt. Das wird allerdings nur für verhältnismäßig kurze Rohrstränge in Frage kommen. Bei Rohrsträngen, die auf größere Längen im Bohrloch festgeklemmt sind, ist das Gewinde nicht mehr widerstandsfähig genug, um diese Zugkräfte auszuhalten. Man sucht dann den Rohrstrang möglichst an seinem Fuß zu fassen, und zwar durch Vorrichtungen, die von innen aus an die Rohrwand angeklemmt werden. Ein einfaches, immer noch zum Ausziehen verwendetes Gezähestück dieser Art ist die Fangbirne (Abb. 48), bestehend aus einem birnenförmigen Eisenstück, das ziemlich genau in den Rohrsatz paßt und an einem Vollgestänge befestigt ist. Sie wird, an Ort und Stelle angekommen, durch Einwerfen von Sand oder feinem Kies zum Festklemmen gebracht und dann mit dem Rohrstrang hochgezogen. Da aber eine einmal angeklemmte Birne meist nicht wieder gelöst werden kann, so verwendet man jetzt vielfach lieber die „Rohrkrebse", bestehend aus außen aufgerauhten, 2- oder 4teiligen Klemmbacken, die in den Rohrstrang eingelassen und unten durch Drehen oder Hochschrauben von Innenkeilen angepreßt werden, durch Zurückbewegung der Keile aber wieder freigemacht werden können.

Ist trotz aller Bemühungen die Verrohrung nicht in Bewegung zu bringen,

so bleibt, um wenigstens Teilstücke wieder zu erlangen, nichts anderes übrig, als sie zu zerschneiden. Das geschieht in der Regel durch Herstellen eines söhligen Schlitzes mit Hilfe verschieden gestalteter Rohrschneider, die von innen nach außen oder von außen nach innen wirken.

β) Hilfsvorrichtungen.

65. — Beschreibung. Die nachstehend genannten Hilfsvorrichtungen sind für den Bohrbetrieb unerläßlich. Wegen der überragenden Bedeutung des Rotary-Bohrverfahrens sollen in erster Linie für dieses Verfahren notwendige Hilfsvorrichtungen genannt werden, und zwar einige der zum Einlassen oder Ausziehen des Gestänges unmittelbar und mittelbar verwendeten Geräte.

Abb. 49. Flaschenzugblock mit Bohrhaken.

1. Einen *Flaschenzugblock mit Bohrhaken* (*b* in Abb. 38) für eine Tragkraft von etwa 175 t zeigt Abb. 49. Das Gehäuse ist zum Zwecke des leichteren Seileinbaus abklappbar. Der Bohrhaken ist gefedert und läuft in Kugellagern. Die Größenverhältnisse werden sehr gut durch den danebenstehenden Mann wiedergegeben.

2. In Abb. 50 u. 51 ist ein *Hauptdrehtischeinsatz* dargestellt, in den der Mitnehmereinsatz eingesetzt wird. Heute verwendet man gern *Rollenmitnehmer* (Abb. 52), um die Reibung an der Mitnehmerstange möglichst klein zu halten.

Abb. 50 u. 51. Hauptdrehtischeinsatz.

Abb. 52. Hauptdrehtischeinsatz mit Rollenmitnehmern.

3. Beim Fördern des Gestänges dienen zum Verkeilen des Gestänges *Abfangkeile* gemäß Abb. 53 (vgl. Ziff. 52).

4. Die *Rotary-Zange* (Abb. 54) dient zum Verschrauben und Lösen des Gestänges (s. Ziff. 52), und zwar werden jeweils zwei Zangen benötigt (s. Abb. 40), die am Aufhängehebel mit einem Drahtseil im Turm befestigt sind und so in jede beliebige Lage geschwungen werden können. Am Zangenhebel greift das Zangenseil an, mit dessen Hilfe über ein Spill am Hebewerk der Zange ein kräftiger Ruck gegeben wird, wodurch das Gestänge fest verschraubt oder gelöst wird, je nach der Drehrichtung, in der die Zange angesetzt wird. Die einzelnen Zangenteile sind gelenkig verbunden und werden, nachdem sie um das Gestänge gelegt sind, durch einen Bügel geschlossen.

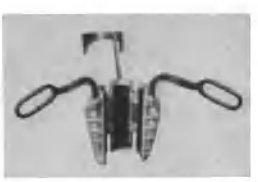


Abb. 53. Abfangkeile.

5. Eine Ausführungsform des *Gestänge-Elevators* geht aus Abb. 55 hervor. Er hängt mit seinen beiden Bügeln in zwei Ösen am Bohrhaken (vgl. Abb. 38) und dient zum Ausziehen und Einhängen von Gestängerohren, indem der an den Bügeln hängende zweiteilige Körper um das Gestängerohr unter die Gewindemuffe greift.

γ) Behebung von Störungen im Bohrbetrieb.

Störungen können bei der Bohrarbeit durch Brüche des Bohrgestänges, des Bohrers selbst sowie durch Nachfall und Klemmungen hervorgerufen werden. Ihre Behebung setzt viel Erfahrung voraus. Man bedient sich hierzu einer Reihe besonderer Geräte[1].

Abb. 54. Rotary-Zange.

Abb. 55. Gestängeelevator.

Abb. 56. Glückshaken.

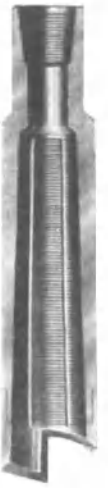


Abb. 57. Schraubentute oder Fangglocke.

66. — Beschreibung von Geräten zur Behebung von Störungen.

a) Der *Glückshaken* (Abb. 56) wird zum Fangen und Aufholen des Gestänges im Falle eines Gestängebruches verwendet, wenn der Bruch dicht über einem Bunde liegt, unter den der Haken fassen kann.

b) Der *Schraubentute* oder *Fangglocke* (Abb. 57) bedient man sich bei denjenigen Gestängebrüchen, bei denen die Bruchstelle hoch über einem Bunde liegt und somit die Anwendung des Glückshakens wegen des aufragenden Gestängestücks nicht möglich ist. Die Schraubentute schiebt sich zunächst über das abgebrochene Stück und wird dann in Drehung versetzt, wodurch sie mit Hilfe des Fräsergewindes Gewindegänge auf das Gestänge aufschneidet. Sie kann darauf mit dem Gestänge aufgeholt oder, falls die Widerstände zu groß sind, zum Abschrauben des gebrochenen Stückes benutzt werden. Zu diesem Zwecke müssen die Verschraubungen des Fanggestänges denen des Bohrgestänges entgegengesetzt geschnitten sein.

---

[1] Eine umfassende Übersicht s. KLIMKIEWICZ: Instrumentationswerkzeuge des kanadischen Seilbohrsystems; Z. internat. Bohrtechnikerverbandes 1926 S. 1171.

Eine für das Fangen von gebrochenem Hohlgestänge bestimmte Umkehrung der Schraubentute stellt

c) der *Fangdorn* dar, eine mit Längsschlitzen zur Aufnahme der abgedrehten Eisenspäne versehene, unten spitz zulaufende Fräserspindel (Abb. 58) aus gehärtetem Stahl, die sich in das Gestängerohr hineinschneidet und dann mit diesem hochgezogen wird.

d) Die *Federbüchse* (Abb. 59) ist ein inwendig mit federnden Stützen f_1 f_2 versehener Hohlzylinder. Die Federn gleiten über den Kopf eines zu fangenden Gestängestückes hinweg und fassen sodann unter ihn. Die Vorrichtung eignet sich nur für Gestänge von geringer Länge.

e) Die *Fangschere* (Abb. 60) dient zum Aufholen von Gestänge u. dgl. und schiebt sich mit dem inwendig nach oben und unten konisch

Abb. 58. Fangdorn.

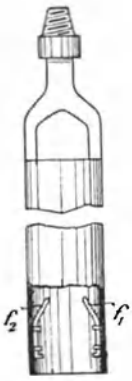


Abb. 59. Federbüchse.

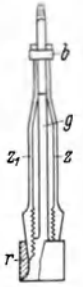


Abb. 60. Fangschere.

Abb. 61. Löffelhaken.

gestalteten Ringe r, der von der Gabel g getragen wird, über den Kopf des zu fangenden Stückes, das auf diese Weise in den Griffbereich der Zahnbacken gelangt, die mittels der federnden Stangen $z\,z_1$ an einem Bunde b aufgehängt sind. Beim Anheben werden die Zahnbacken durch die Last etwas nach unten in den Konus hineingezogen.

f) Der *Fangmagnet*, ein kräftiger Elektromagnet, findet dort, wo elektrischer Strom zur Verfügung steht, zum Aufholen eiserner Bruchstücke unter der Voraussetzung Anwendung, daß die Tontrübe keinen Eisenschlamm enthält, was allerdings nur selten der Fall ist.

g) Die *Abdruckbüchse* stellt eine unten offene, mit Wachs und Ton gefüllte Büchse dar, die im Falle von Störungen des Bohrbetriebes dazu dienen kann, einen Abdruck der Bohrlochsohle mit den daraufliegenden Gegenständen zu liefern, außerdem aber auch kleine Teile, wie z. B. Eisenbruchstücke oder Bohrdiamanten, durch Einpressen in die Füllung zutage zu bringen gestattet.

h) Der *Löffelhaken* (Abb. 61), eine mit mehreren Widerhaken versehene Eisenstange, ist zum Fangen von Schlammlöffeln und ähnlichen, oben in einem Bügel endigenden Arbeitsstücken bestimmt.

i) Der *Fräser*, ein dem Fangdorn ähnliches, stählernes Gezähestück, wird im äußersten Notfalle zu Hilfe genommen, um im Falle von Verklemmungen u. dgl. das Bohrloch wieder frei zu machen. Er zerschneidet die auf andere Art nicht zu beseitigenden Hindernisse in kleine Späne, die leicht entfernt werden können.

k) Der *Sicherheitsverbinder* wird bei Drehbohrungen angewandt und ermöglicht, eingeschaltet zwischen Schwerstange und Bohrgestänge, ein sofortiges, leichtes Abschrauben des Gestänges.

δ) Überwachung des Bohrbetriebes. — Verwertung und Deutung von Bohrergebnissen. — Bohrkosten und -leistungen.

67. — Gesteinsproben. Die Feststellung der durchbohrten Schichten gestaltet sich am einfachsten bei Bohrungen, die, wie die Schappen- und Diamantbohrung und einige Spülbohrverfahren mit umgekehrter Spülung, fortlaufend Kerne liefern. Auch die Spülbohrung ohne Kerngewinnung ermöglicht im laufenden Betriebe eine einigermaßen zutreffende Beurteilung der durchbohrten Schichten aus der Farbe und Beschaffenheit der Spültrübe, die man in einem besonderen Behälter sich absetzen läßt. Jedoch ist diese Beobachtung nicht scharf, da bei tieferen Bohrungen immer erst einige Zeit nach dem Anbohren einer neuen Schichtenfolge deren Schlamm zutage gefördert wird. Außerdem kennzeichnet sich der Übergang, namentlich bei steilem Einfallen, nur allmählich und kann besonders bei nicht starken Farbenunterschieden oder bei Vermischung mit Nachfall leicht übersehen werden. So kann z. B. eine für Ölbohrungen wichtige Wechsellagerung dünnerer Sandstein- und Schieferschichten leicht verkannt und als eine einheitliche Schicht von sandigem Tonschiefer gedeutet werden. Will man genauer prüfen, so muß man die Bohrung für kurze Zeit einstellen und die Spülung so lange fortsetzen, bis klares Wasser austritt, um dann mit Spülung weiterzubohren. Bei Dickspülung wird die Feststellung durch die Farbe der Spültrübe noch weiter erschwert.

Auch mit Hilfe geophysikalischer Verfahren läßt sich die Natur durchbohrter Schichten feststellen. Hierher gehören die Formationsmesser der Gesellschaft für nautische und tiefbohrtechnische Instrumente und ähnliche Geräte von SCHLUMBERGER[1] (s. S. 8). Die Meßgeräte werden an einem Kabel in das Bohrloch gelassen. Über die elektrischen Leitungen, die sich in dem Kabel befinden, werden die Meßgrößen auf einem Papierstreifen, der sich gleichlaufend mit der Bewegung des Kabels abwickelt, aufgezeichnet. Man erhält so ein elektrisches Bohrprofil, das ausgewertet werden kann. Besonders bei Ölbohrungen ist dieses „elektrische Kernen" von Wichtigkeit.

Bei der Schmandförderung mit Löffeln läßt sich der Übergang zu einer anderen Schichtenfolge nur grob feststellen.

Die durch Kernbohrung, Spülung oder Löffeln gewonnenen Gesteinsproben werden zweckmäßig unter Angabe der jeweiligen Teufe (meist von Meter zu Meter sowie beim Anbohren einer neuen Schicht) in besonderen Kästen mit Unterabteilungen aufbewahrt.

[1] HUMMEL, J. N.: Geoelektrische Aufschließungsarbeiten unter Benutzung von Bohrlöchern. Öl u. Kohle 1935 S. 648; — ferner W. HERBOLD: Erfahrungen mit neuzeitlichen Bohrgeräten und -verfahren im Braunkohlenbergbau. Braunkohle, 1953 S. 430.

68. — Bohrloch-Neigungsmesser. Allgemeines. Wie bereits erwähnt, ist es unmöglich, ein Bohrloch von einiger Tiefe senkrecht niederzubringen. Besonders groß ist bei den drehend hergestellten Bohrlöchern die Neigung des Bohrwerkzeuges, aus der Lotrechten abzuweichen, so daß durch diesen Übelstand die Entwicklung der an sich günstigen Drehbohrung lange Zeit stark beeinträchtigt war. Aber auch das Stoßbohren kann bei einigermaßen schwierigen Verhältnissen (Geröllschichten, steilem Einfallen bei wechselnder Festigkeit der Schichten, klüftigem Gebirge) das lotrechte Niederbringen des Schlagzeuges nicht erzwingen. Mäßigung in der Erzielung besonders großen Bohrfortschrittes und häufiges Nachloten sind bei allen Bohrverfahren Mittel gegen Krummbohren. Bei den Drehbohrverfahren sollten infolgedessen Spüldruck und Bohrdruck ein gewisses Maß nicht übersteigen. Die Verwendung von zahlreichen Schwerstangen großen Durchmessers und von Führungskörpern über dem Meißel sind weitere Maßnahmen zur Erzielung eines möglichst lotrechten Bohrlochverlaufes. Beim Kernbohren wirkt eine Vergrößerung der Kernrohrlänge Abweichungen entgegen.

Der Verlauf des Bohrloches ist durch Meßgeräte zu überwachen und gegebenenfalls durch Richtgeräte (vgl. Ziff. 53) zu korrigieren.

Die Größe der Abweichungen kann sehr beträchtlich sein: ein Verlaufen der Bohrlöcher im Betrage von 5—10% der Endteufe kommt nicht selten vor, so daß sich bei großen Teufen überraschende Beträge ergeben können. Auch kann die Richtung der Abweichungen wechseln, so daß manche Bohrlöcher einen korkenzieherartig gewundenen Verlauf zeigen.

Von besonderem Nachteil ist das seitliche Verlaufen der Bohrlöcher bei der Gefrierbohrung; hier muß bei zu starker Abweichung eines Bohrloches für ein Ersatzbohrloch gesorgt werden.

Außerdem ist die Ermittlung der Neigung des Bohrloches an den einzelnen Stellen wichtig für die Bestimmung des Streichens und Einfallens der Schichten, da die hierzu dienenden Vorrichtungen (s. Ziff. 72) nur dann einwandfreie Ergebnisse liefern können, wenn man den Bohrkern über Tage wieder genau in die Lage bringen kann, die er im Bohrloch gehabt hat.

Die Meßgeräte zur Überwachung des Bohrlochverlaufes umfassen einfache Neigungsmesser und Abweichungsmeßgeräte, die die Neigung und geographische Richtung der Abweichung genau festlegen.

Nachstehend aufgeführte Neigungs- und Richtungsmeßgeräte gestatten heute das Niederbringen weitgehend senkrechter oder auch beliebig schräger Bohrlöcher, die nicht nur nach dem Schlagbohrverfahren, sondern auch nach dem Rotary-Verfahren mit geringem Zeitaufwand hergestellt werden können. Das Aneinanderreihen von einzelnen Meßwerten oder die Seriemessung gestatten die geographische Festlegung jedes Bohrlochquerschnittes und geben ein Bild vom Verlauf der Bohrung.

69. — Säureflasche und Pendel. Im einfachsten Falle kann man zum Loten die sog. Säureflasche benutzen. Es ist dies eine starkwandige, mit Flußsäure teilweise gefüllte Glasflasche. Die Säure ätzt ihren Flüssigkeitsspiegel an die Glaswand, aus deren Abweichung von der Waagerechten wohl auf den Neigungswinkel, nicht aber auf die Richtung der Abweichung geschlossen werden kann.

Eine andere sehr einfache Meßvorrichtung bedient sich zur Anzeige der Neigung eines Pendels, dessen Lage in der Meßteufe durch einen Einstich in ein Meßplättchen festgehalten werden kann. Auch hierbei wird wohl die Neigung, nicht aber die Richtung der Ablenkung gemessen. Diese Geräte werden als Einwurfgeräte gebaut, die in das Bohrgestänge kurz vor seinem Ausbau eingeworfen werden. Bei Anzeige geringer Neigungswerte wird man sich in der Regel auf diese Meßvorrichtungen beschränken. Pendelgeräte werden z. B. von der Firma F. Leutert K.G., Erbstorf (Lüneburg), hergestellt.

70. — Bohrlochneigungsmesser mit Kreiselkompaß. Für größere Teufen haben sich heute zur Ermittlung der Bohrlochabweichung nach Größe und Richtung verschiedene Verfahren herausgebildet. Eines dieser Verfahren benutzt den von ANSCHÜTZ angegebenen und auch im Seeschiffsverkehr allgemein eingeführten Kreiselkompaß. Er beruht auf der Erscheinung, daß die Erddrehung jede söhlig liegende Welle so lange zu drehen sucht, bis deren Drehebene mit derjenigen der Erde zusammenfällt, d. h. bis die Welle die Nord-Süd-Lage angenommen hat. Allerdings muß zur Ausnutzung dieses Gesetzes dem Läufer des Kreiselkompasses eine sehr hohe Umdrehungszahl (etwa 25000/min) erteilt werden.

Der mit diesem Kompaß ausgerüstete Bohrlochneigungsmesser der Gesellschaft für nautische und tiefbohrtechnische Instrumente GmbH., Kiel, hat sich bereits bei über 1000 Bohrungen, insbesondere beim Gefrierschachtbau, bewährt.

Das Meßgerät wird in der Weise benutzt, daß beim Einlassen durch Einschaltung des entsprechenden Stromkreises alle 2 m ein Einschlagen der Pendelspitze ausgelöst und das gleiche Verfahren der Sicherheit halber beim Hochziehen wiederholt wird. Über Tage werden die Pendeleindrücke nach ihrer Lage auf dem Papierstreifen und ihrer Abweichung von der NS- bzw. OW-Linie ausgemessen, wonach dann die Abweichung des Bohrloches nach Richtung und Größe an jeder Meßstelle bestimmt werden kann.

71. — Magnetische Bohrlochneigungsmesser. Ein anderes Verfahren zur Ermittlung der Bohrlochabweichung nach Größe und Richtung bedient sich der magnetischen Richtungsanzeiger. Neigung und Richtung werden bei diesen Geräten entweder als Einzelaufnahme auf eine Fotoplatte oder bei Mehrfachmeßgeräten auf einen Film registriert. In dem Fotobild wird die Neigung und Richtung durch ein das Streichen und Einfallen kennzeichnendes rechtwinkliges Achsensystem festgelegt. Die erhaltenen Neigungs- und Richtungswerte sind Unterlagen für eine etwa erforderliche Beeinflussung des Richtungsverlaufes. Die Meßgeräte werden am Seil in das Bohrgestänge oder in das unverrohrte Bohrloch eingehängt. Bei der Verwendung dieser Meßgeräte muß die Schwerstange unmittelbar über dem Meißel aus einem unmagnetischen Material bestehen, um der Magnetnadel die richtige Einstellung in die magnetische Nord-Süd-Richtung zu ermöglichen. Magnetisch orientierte Meßgeräte mit Pendel arbeiten vorwiegend in Meßbereichen von 0—6°, 0—15° und 0—30°. Der Durchmesser dieser Meßgeräte gestattet die Verwendung in einem Bohrgestänge mit einem lichten Durchmesser von etwa 45—50 mm.

Zur Beschleunigung und Vereinfachung der Messung werden heute Spezialmeißel, die eine innere Durchlauföffnung besitzen, verwendet. Durch diese kann das Meßgerät am Seil bis unter den Meißel bei entsprechend hochgezogenem Bohrgestänge zur Messung niedergebracht werden. Dadurch erübrigt sich der Einbau unmagnetischer Bohrstangen.

Für die Neigungsmessung in Schräg- oder Horizontalbohrungen werden gleichfalls Fotolotgeräte verwendet, bei denen jedoch der Meßsatz zur Neigungs- und Richtungsbestimmung (s. u.) aus einer in einer Pendelwiege aufgehängten Kompaßscheibe besteht.

In Abb. 62 ist ein magnetisch orientiertes Neigungsmeßgerät mit Pendel der Firma Eastman Oil Well Survey Company, Denver/USA, (Single-Shot-Gerät) dargestellt. In dem Gehäuse sind untergebracht: ein Batterieteil mit Taschenlampenbatterien, ein Zeitauslöser, eine Kamera und ein Meßsatz mit Pendel und Kompaß.

Die Trockenbatterien speisen Taschenlampenbirnen, die unterhalb der Kamera angebracht sind und für die Belichtung der Fotoplatte sorgen. Die Aufnahme kann durch Einstellen der Instrumentenuhr um jede beliebige Anzahl von Minuten verzögert werden entsprechend der Zeitspanne, die notwendig ist, um das Gerät in das Bohrloch hinabzulassen. Der Meßsatz enthält einen magnetischen Kompaß zur Anzeige der Richtung der Neigung und ein Pendel zur Anzeige der Größe des Neigungswinkels. Das Pendel besteht aus einem an zwei Fäden aufgehängten Ring, dem Winkelanzeiger, von dessen Stellung zum Kompaß im Kamerateil eine fotografische Aufnahme gemacht wird.

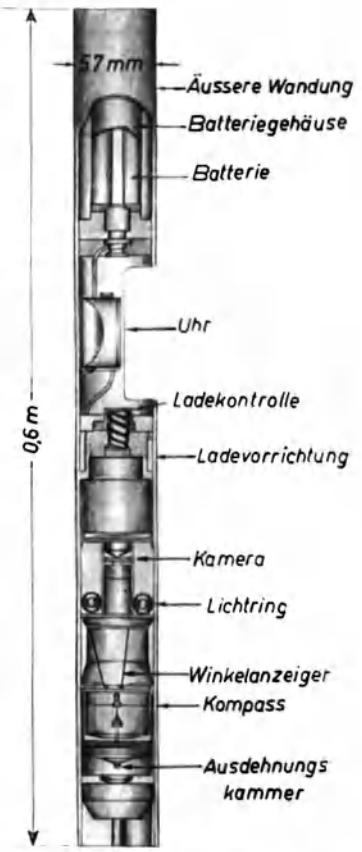


Abb. 62. Single-Shot-Gerät.

Magnetische Neigungsmesser werden auch von den Firmen Gebhard & Koenig, Deutsche Schachtbau-G.m.b.H., Wietze[1], Hessische Berg- und Hüttenwerke A.G., Wetzlar[2], hergestellt.

72. — Stratameter. Die Stratameter sind besonders für die eigentlichen Schürf- und für Untersuchungsbohrungen wichtig. Sie sollen Aufschluß über das Streichen und Einfallen der durchbohrten Schichten und damit ein Bild der Lagerungsverhältnisse geben. Die Lösung dieser Aufgabe

[1] Stieber, K.: Zwei neue Lotgeräte. Bohrtechnik u. Brunnenbau 1951 S. 154.

[2] Lippert, H. J.: Ein neuer Neigungs- und Abweichungsmesser für söhlige und senkrechte Bohrungen mit kleinem Durchmesser. Schlägel u. Eisen 1951 S. 25.

erscheint auf den ersten Blick einfach, da man nur einen Kern zu erbohren und diesen über Tage in die im Bohrloch vorhanden gewesene Lage zu bringen braucht. Tatsächlich ist freilich die Erfüllung der letztgenannten Bedingung sehr schwierig. Da nämlich in einigermaßen tiefen Bohrlöchern das Bohrgestänge stets Schwingungen um seine Längsachse ausführt, die sich der Feststellung entziehen, ist es selbst bei größter Vorsicht unmöglich, den Kern ohne jede Verdrehung zutage zu fördern.

Die Gesellschaft für nautische Instrumente in Kiel verwendet als Stratameter eine durch den Kreiselkompaß gesteuerte Meßbüchse, die für diesen Zweck mit einer kleinen Schlagvorrichtung ausgerüstet ist, mit deren Hilfe eine Kerbe in den Kern geschlagen wird. Damit wird der Kern in eine bestimmte Lage zur Meßbüchse gebracht. Hat man also durch die vorhergegangene Ablotung die Neigung des Bohrloches oberhalb des Kernes festgestellt, so kann man diesen über Tage im Raum ausrichten und das Streichen und Einfallen ablesen. Voraussetzung ist nur, daß der Kern sich im Meßgerät nicht mehr verdreht, was erreicht werden kann. — Die magnetischen Neigungsmeßgeräte von EASTMAN lassen sich für diesen Zweck ebenfalls verwenden.

Stratamessungen können auch durchgeführt werden, indem man drei Widerstandsdiagramme nach SCHLUMBERGER (vgl. Ziff. 67) mit drei gleichmäßig auf dem Umfang des Bohrloches verteilten Elektrodensystemen aufnimmt. Aus den so ermittelten Werten läßt sich auf Einfallen und Streichen der Schichten schließen.

Aber selbst wenn einwandfreie Stratamessungen vorliegen, ist die richtige Beurteilung der Ergebnisse von Tiefbohrungen eine schwierige Aufgabe, bei der Irrtümer leicht möglich sind. So kann z. B. ein Bohrloch, das auf eine Störung oder auf einen durch eine diskordante Schichtenfolge bedeckten Luftsattel gestoßen ist, zu der Auffassung Veranlassung geben, daß keine nutzbaren Lagerstätten im Untergrund vorhanden seien. Das dreimalige Anbohren einer überkippt gefalteten Lagerstätte kann zu dem Irrtum verleiten, daß man es mit drei Lagerstätten zu tun habe usw.

Vielfach gestattet daher erst eine größere Anzahl benachbarter Bohrlochaufschlüsse eine einigermaßen zutreffende Beurteilung der Lagerungsverhältnisse.

73. — Leistungen und Kosten. Bei der Leistung ist der je Stunde „reiner Bohrzeit" und der je Tag erzielte Fortschritt zu unterscheiden. Die reine Bohrleistung ist außer von der Härte und Festigkeit des Gesteins von dem angewandten Bohrverfahren abhängig. Das Spülbohren arbeitet wesentlich rascher als das Trockenbohren, wobei sich eine gesteigerte Spülmenge besonders bei der Verwendung von Düsenmeißeln (s. Ziff. 48) leistungssteigernd auswirkt. Die Leistung beim Trockenbohren wird rasch verringert durch den zunehmenden Widerstand des Gebirges oder des Bohrschmandes. Das Drehbohren erzielt unter sonst gleichen Verhältnissen wegen des dauernden Angriffs der Bohrsohle größere Fortschritte als das Stoßbohren. Der Einfluß der Teufe macht sich bei den stoßenden Bohrverfahren bedeutend stärker bemerkbar als bei den drehenden, weil die Schlagzahl sinkt, wogegen bei der Drehbohrung der an sich schon geringere Einfluß der Teufe

Verfahren	Gebirge (erforderliche bzw. noch zulässige Beschaffenheit)	Teufe m	Durchmesser mm	Leistung je Minute reiner Bohrzeit cm	Leistung je Tag durchschn. m	Anlagekosten (1000 DM)	Betriebskosten je lfd. m (DM)
Unter- und Übertage-Flachbohrung	weich bis mittelhart	< 200	40—420	4—10	2—15	10—25	10—80
Stoßendes Bohren am steifen Gestänge von Hand	beliebig	< 100	200—400	3—6	5—7	5—15	30—50
Drehbohren von Hand	weiche und rollige Schichten	< 30	200—400	3—6	5—7	3—6	10—12
Saugbohrverfahren u. Lufthebeverfahren	weiche und rollige Schichten	< 200	bis 1000	2—5	2—30	100—200	40—80
Freifallbohren	beliebig	100— 300	400—150[2]	3—6	4—6	30—50	50—160
Schnellschlagbohren	beliebig	100—1500	400— 60[2]	6—25	8—20	100—1000 m 40—200 1000—1500 m 180—300	70—200 200—350
Seilbohren (trocken)	beliebig	100—1000	400—100[2]	3—8	4—8	30—100	70—300
Drehbohrverfahren: Rotary-Bohrung	weiche u. mittelfeste Schichten	500—5000	500—100[2]	8—40	10—80	700—1000 m 300—500 2000—3500 m 500—800	100—200 180—400
Drehbohrverfahren: Diamantkernbohrung	hart, fest[1], nicht klüftig	500—2500	250— 40[2]	3—6	6—15	500—1000 m 100—180 1000—2500 m 200—350	180—250 250—400
Drehbohrverfahren: Kernbohrung mit Rollenkernmeißel	hart, fest, klüftig	100—2500	300— 40[2]	3—6	6—15	100—500 m 50—100	160—360
Drehbohrverfahren: Kernbohrung mit Stahlbohrkrone	mittlere Härte u. Festigkeit	100—2500	400— 40[2]	5—8	8—15	500—1000 m 100—200	150—300
Drehbohrverfahren: Kernschrotbohrung	sehr hart, ungleichkörnig	100—2500	400— 40[2]	2—5	5—8	1000—2500 m 180—300	160—300
Drehbohrverfahren: Craelius-Kernbohrung	Homogenes Gestein	100—2000	36—146			500—1000 m 30— 60 1000—2000 m 50—150	80—250

[1] Im Salzgebirge, auch in milden Schichten, Bohrungen mit billigen Diamanten (Boorts). — [2] Nach der Tiefe abnehmend.

durch die mit der Teufe abnehmenden Durchmesser ziemlich ausgeglichen wird.

Die durchschnittliche Bohrleistung je Tag hängt außer von der „reinen Bohrleistung" von Unterbrechungen der Bohrarbeit ab. Diese treten durch Auswechseln des Bohrwerkzeuges ein sowie durch Nachsenken der Verrohrung, Neigungsmessungen, Unfälle und Störungen aller Art. Die Unterbrechungen nehmen im allgemeinen nach der Teufe hin zu, weil sie in der Regel ein Ziehen des Gestänges erfordern, das in tiefen Bohrlöchern sehr zeitraubend wird; sie treten besonders ungünstig bei den Kernbohrverfahren mit ihren Zeitverlusten für das Ziehen der Kerne in Erscheinung.

Einen Überblick gibt die vorstehende Zahlentafel, deren Zahlen allerdings wegen der außerordentlichen Verschiedenheit der Verhältnisse nur einen gewissen Anhalt geben können.

Zweiter Abschnitt.

Gewinnungsarbeiten.

I. Einleitende Bemerkungen.

1. — **Allgemeines.** Der Zweck der Gewinnungsarbeiten ist die Hereingewinnung des Lagerstätteninhalts (Kohle, Erz, Salz usw.), d. h. dessen Lostrennung aus dem Gebirgsverband. Sie findet in den Abbauräumen statt, die mittels der Gewinnungsarbeiten hergestellt werden. Außerdem dienen die Gewinnungsarbeiten zur Hereingewinnung von Nebengestein. Es ist dies insbesondere bei der Auffahrung von Grubenräumen wie Schächten, Kammern, Haupt- und Nebenstrecken der Fall. Letztere können aber auch ganz oder teilweise in der Lagerstätte verlaufen, so daß dann bei ihrem Auffahren allein oder zusätzlich nutzbares Mineral gewonnen wird.

Die menschliche Arbeitskraft spielt bei den Gewinnungsarbeiten eine weit größere Rolle als z. B. bei der Förderung, Wasserhaltung oder Wetterführung. Bei diesen Betriebsvorgängen wird der Hauptteil der Arbeit durch die maschinelle Kraft geleistet, und die vom Menschen gewartete oder bediente Großmaschine herrscht hier durchaus vor. Bei den Gewinnungs- und den damit in Verbindung stehenden Nebenarbeiten, wie Wegladen des Haufwerks und Stellen des Ausbaus, sind wir im Untertagebetrieb auf eine wesentlich stärkere körperliche Beteiligung des Bergmanns selbst angewiesen, obwohl auch hier kleine und mittlere Maschinen eine erhebliche Verbreitung besitzen und im weiteren Vordringen sind.

Der Grad der Mechanisierung, insbesondere bei der Gewinnung, ist aber nicht nur vom Stand der Technik abhängig, sondern auch von der Beschaffenheit der Lagerstätte, die darüber entscheidet, ob eine bestimmte Technik überhaupt angewandt werden kann. Schließlich spielt das Verhältnis der Kosten von menschlicher und maschineller Kraft eine Rolle. Hohe Löhne ermöglichen, ja erzwingen einen höheren Mechanisierungsgrad als niedrige Löhne. Auch darf nicht außer acht gelassen werden, daß eine Zeche nicht immer dann am besten geleitet wird, wenn sie mit den neuzeitlichsten Mitteln ausgestattet ist, sondern wenn sie unter Wahrung der sicherheitlichen Belange am wirtschaftlichsten arbeitet.

Gedingewesen.

2. — **Das Gedinge.** Die Eigenart der bergmännischen Arbeit bringt es mit sich, daß eine dauernde unmittelbare Aufsicht unmöglich ist. Die Bewertung der Leistung ist daher im Bergbau in noch stärkerem Maße als in anderen Industrien von der Messung oder Zählung des vom Arbeiter tatsächlich Geschaffenen abhängig. Die Bezahlung der Arbeit geschieht infolgedessen soweit als möglich im

Gedinge, und zwar entfallen im deutschen Steinkohlenbergbau rd. 65% der Löhne unter Tage auf Gedingelöhne. Die Bedingungen jeden Gedinges sollen gerecht, aber auch einfach und klar verständlich sein, damit dem Bergmann jederzeit eine selbständige Errechnung des von ihm verdienten Lohnes möglich ist.

Den Schichtlohn wird man auf die Fälle beschränken, bei denen der Arbeiter eine unmittelbare Einwirkung auf das Maß der Arbeitsleistung nicht hat (z. B. bei Bremsern, Maschinenwärtern und unter Umständen bei Anschlägern) oder wo es völlig unmöglich ist, die Arbeitsleistung im voraus abzuschätzen (z. B. bei der Grubenunterhaltung, beim Aufwältigen von Brüchen u. dgl.). Die regelmäßigen Gewinnungs-, Vortriebs- und Abteufarbeiten z. B. werden dagegen fast stets im Gedinge ausgeführt.

Das Gedinge ist ein Vertrag, dessen Grundelemente die Forderungen nach Wirtschaftlichkeit und nach Lohngerechtigkeit sind. Daraus ergibt sich das Wesen des Gedinges, nämlich der Leistungsanreiz.

Es gibt eine Fülle verschiedener Gedinge. Jedes Gedinge setzt sich zusammen aus den fünf Gedingespielarten[1]: Gedingegestalt, Gedingeart, Gedingeumfang, Gedingeform und Gedingegattung.

3. — Die Gedingegestalt kennzeichnet die jeweils vereinbarte Abhängigkeit von Lohn und Leistung. Beim Schichtlohn ist der Lohn unabhängig von der Leistung.

Beim *proportionalen Gedinge* wächst der Lohn dagegen proportional mit der Leistung dergestalt, daß bei normaler Leistung normaler Lohn (Gedingerichtlohn, Tariflohn) und bei der Leistung Null entweder kein Lohn oder schon ein gewisser Lohn (unterproportionales Gedinge) gezahlt wird, oder es wird erst von einer bestimmten Mindestleistung an Lohn gezahlt (überproportionales Gedinge).

Das *Mindestlohngedinge* ist meist ebenfalls ein proportionales Gedinge, bei dem der Lohn aber einen bestimmten Mindestwert nicht unterschreitet. Entsprechend den heute gültigen Tarifvereinbarungen (das sind Verträge zwischen den Tarifpartnern, also zwischen Arbeitnehmer- und Arbeitgeberorganisationen) ist dieses proportionale Mindestlohngedinge die durchweg angewandte Gedingegestalt.

Außerdem gibt es Gedingegestalten, bei denen der Lohn nicht proportional mit der Leistung wächst, sondern beispielsweise progressiv (steigendes Kurvengedinge) oder degressiv (fallendes Kurvengedinge) oder sprunghaft (Stufen- oder Treppengedinge).

4. — Die Gedingeart kennzeichnet die jeweils zugrunde gelegte Dimension der geleisteten Arbeit. Man unterscheidet hierbei hauptsächlich *Längen-*, *Flächen-*, *Volumen-* oder *Stückzahlgedinge*. Beim Auffahren von Strecken, beim Aufbrechen oder Abteufen von Schächten usw. ist im allgemeinen das Metergedinge üblich; teilweise auch in der Gewinnung. Hierbei wird die geleistete Arbeit in m Auffahrung, z. B. in Schalholzlängen des verhauenen Raumes usw., also nach der Länge gemessen. In der Gewinnung, beim Versatz u. dgl. wird vielfach auch das Quadratmetergedinge verwendet. Dabei wird die Anzahl der verhauenen oder versetzten Quadratmeter der Lohnberechnung zugrunde gelegt. Da im Strebbau der tägliche Abbaufortschritt für alle Hauer gleich sein muß, um eine gerade Kohlenfront zu erzielen, kann das Quadratmetergedinge hierfür auch durch „m Kohlenfront" oder „m Knapplänge" gekennzeichnet, also als Metergedinge ausgedrückt werden. Daneben wird auch das Wagengedinge häufig angewandt, bei dem der Lohn nach der Anzahl geförderter Wagen Kohle oder Erz, also nach dem Volumen errechnet wird. Das Ausschießen von Füllörtern, Maschinenräumen u. dgl. geschieht meist nach dem Kubikmetergedinge, bei dem die Arbeit nach der Größe des hergestellten Hohlraums gemessen wird. Beim Einbringen oder Rauben von Ausbau wird auch das Stückzahlgedinge verwendet, bei dem der Lohn beispielsweise nach der Anzahl geraubter Stempel oder umgesetzter Wanderkästen berechnet wird. Die Gedingeart muß nach der Bezugsgröße gewählt werden, die das Arbeitsergebnis am treffendsten kennzeichnet und am einfachsten zu erfassen gestattet.

---

[1] Dohmen, F.: Das Gedingewesen im Bergbau. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1953.

5. — Der Gedingeumfang gibt Aufschluß über die jeweils vereinbarte Anzahl der Arbeitsdimensionen, die der Lohnberechnung zugrunde gelegt werden. Beim *einfachen* Gedinge erfolgt die Entlohnung nach nur einer Bezugsgröße, also beispielsweise als Metergedinge. Es wird am häufigsten angewandt. Beim *gemischten* Gedinge dagegen wird die geleistete Arbeit durch zwei oder mehrere Bezugsgrößen gekennzeichnet, beispielsweise als gemischtes Meter- und Wagengedinge. Dieses wird vorwiegend bei Abbaustreckenvortrieben und beim Herstellen von Auf- und Abhauen angewandt, weil bei diesen Arbeiten auf den Vortrieb (m) ebenso großer Wert gelegt werden muß wie auf die Förderung (Wagen). Ein einfaches Metergedinge nämlich könnte hierbei zu größeren Kohlenverlusten führen, ein einfaches Wagengedinge dagegen zu größeren Kohlenverunreinigungen und zu übergroßem Ausbruchquerschnitt.

Das *Rahmen*gedinge ist an sich eine zeitliche Aneinanderreihung mehrerer einfacher Gedinge derselben Bezugseinheit. Es ist beispielsweise für die Gewinnung bei schwankender Flözmächtigkeit oder für den Vortrieb von Gesteinsstrecken bei schwankender Gesteinshärte geeignet.

6. — Die Gedingeform kennzeichnet die Anzahl oder den Personenkreis der in dem betreffenden Gedinge Arbeitenden, also der Gedingeträger. Beim *Kameradschaftsgedinge* gilt das Gedinge, ohne die Leistung des beteiligten einzelnen Mannes zu berücksichtigen, für die gesamte an dem betreffenden Betriebspunkt tätige Belegschaft. Es verteilt die von der Kameradschaft insgesamt verdiente Lohnsumme zu gleichen Teilen unter ihre Mitglieder, und zwar entsprechend der vom einzelnen Mann verfahrenen Schichtenzahl. Dies war früher die allgemein vorherrschende Gedingeform, und sie bewährt sich gut, solange die Kameradschaften eine gewisse Größe nicht überschreiten, die einzelnen Leute einander kennen und kein häufiger Wechsel in der Belegschaft des Betriebspunktes stattfindet.

Mit fortschreitender Entwicklung zu Großabbaubetrieben und bei dem häufig unvermeidbaren Austausch von Leuten ist heute das *Gruppengedinge* und insbesondere das *Einzelgedinge* immer mehr in den Vordergrund getreten. Beim Einzelgedinge wird jeder Arbeiter nach der von ihm geleisteten Arbeit bezahlt, wobei natürlich das Gedinge als Vertrag für die ganze beteiligte Belegschaft gültig ist. Entsprechend wird beim Gruppengedinge die von einer kleinen Anzahl von beispielsweise zwei Arbeitern geleistete Arbeit der Lohnabrechnung zugrunde gelegt.

Beim *Anteilgedinge*, z. B. als Einzelanteilgedinge, vereinnahmt gewissermaßen zunächst die Kameradschaft die gesamte Lohnsumme. Diese wird dann aber nicht in gleiche Entgelte je verfahrene Gedingeschicht aufgeteilt, sondern nach der vom einzelnen Arbeiter geleisteten Arbeit.

Beim *Koppelgedinge* ist das Gedinge an eine fremde Leistung gekoppelt. Beträgt beispielsweise in einem Streb der Schichtenaufwand für Bergeversatz 60% vom Schichtenaufwand in der Gewinnung, so wird beim Koppelgedinge an die Bergeversatzkameradschaft 60% der Kohlenhauerlohnsumme gezahlt.

7. — Die Gedingegattung bezeichnet die jeweils vereinbarte Gültigkeitsdauer des Gedinges. Man unterscheidet kurzfristig kündbare, langfristig kündbare und langfristig unkündbare Gedinge.

Bis vor einigen Jahren war das *kurzfristig kündbare* Gedinge als *Monatsgedinge* die allgemein angewandte Gedingegattung.

Die *langfristig kündbaren* Gedinge tragen meist die Terminbezeichnung „gültig bis auf weiteres" und haben heute größtenteils die Monatsgedinge verdrängt.

Das *langfristig unkündbare* Gedinge, das sogenannte *Generalgedinge*, verdient nach heutiger Auffassung den Vorzug, weil der Arbeiter ohne Furcht vor dauernden Gedingeänderungen auf Monate hinaus eine gleichbleibend gute Leistung aufweisen und mit einem gleichbleibend guten Einkommen rechnen kann. Das Generalgedinge wird entweder für einen längeren Zeitraum oder meist für eine größere Arbeit abgeschlossen, also z. B. für den Abbau einer ganzen Abteilung, für das Auffahren eines langen Querschlages, für das Abteufen eines Schachtes usw. Treten im Rahmen dieser größeren Arbeiten Störungen oder Schwierigkeiten auf, so kann das Generalgedinge für die entsprechende Zeitdauer ausgesetzt und durch ein Zwischengedinge ersetzt werden. Oder man ergänzt das Generalgedinge während

der Zeit, in der unvorhergesehene Schwierigkeiten auftreten, durch ein Zusatzgedinge, ohne das Generalgedinge für diese Zeitdauer aufzuheben.

Das *Anlaufgedinge* — meist für drei Monate gesetzt — bezweckt die Berücksichtigung von Schwierigkeiten beim Anlaufen eines Betriebspunktes. Es geht meist in ein langfristig kündbares oder in ein Generalgedinge über.

8. — Das Setzen eines Gedinges verlangt beträchtliche Erfahrung. Der das Gedinge setzende Beamte muß zunächst aus der unendlich großen Anzahl von Kombinationsmöglichkeiten der fünf Gedingearten das zweckmäßigste Gedinge zusammenstellen. Er muß sodann die Gedingeleistung festsetzen, muß also imstande sein, für die betreffende Arbeit unter den gegebenen Bedingungen die Normalleistung, d. h. die Durchschnittsleistung zu bestimmen, die von einer Großzahl von Arbeitern erfahrungsgemäß zu erwarten ist. Meist wird die Gedingeleistung geschätzt. Diese Methode ist jedoch mit Mängeln behaftet. Sie wird allmählich abgelöst werden durch eine große Zahl von Arbeitszeitstudien in dem betreffenden Betrieb oder an ähnlichen Betriebspunkten. Die Auswertung dieser Zeitstudien geschieht nach den Gesetzen der Großzahlforschung, z. B. nach Häufigkeitsbildern. Abb. 63 gibt nach Dohmen ein solches Häufigkeitsbild aus einem Abbaubetrieb wieder. Die gemessenen Werte sind als Säulendiagramm eingetragen. Sie lassen sich durch eine hier nicht näher zu beschreibende Rechnung zu einer Gaußschen Verteilungskurve idealisieren. Der Mittelwert ergibt sich dabei zu 8,9 t/MuS. Eine derartige neuzeitliche Gedingekalkulation ist naturgemäß mit erheblichem Aufwand verbunden. Im deutschen Bergbau gibt es noch keine umfassenden Leistungsnormen-Tabellen, die für alle bergmännischen Arbeiten unter Berücksichtigung der verschiedensten Verhältnisse die zu erwartende Normalleistung angeben. Zwar sind schon vereinzelt „Gedingefibeln" und „Gedingetafeln" aufgestellt worden, doch weisen sie noch große Mängel auf.

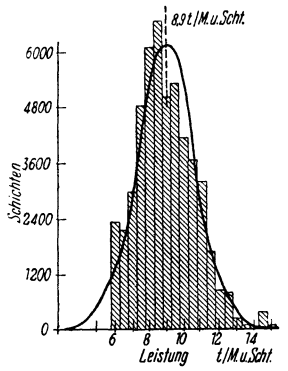


Abb. 63. Häufigkeitsverteilung der Leistung beider Gewinnung.

	Einzelverhieb																				
Hauer	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	14.	15.	16.	17.	18.	19.	20.	21.
A	4,10 m	4,10 m	4,10 m		4,30 m	4,30 m	4,30 m	4,20 m	4,20 m	4,20 m		4,50 m	4,50 m	4,50 m	4,50 m	4,50 m	4,50 m		4,10 m	4,10 m	4,10 m
B	3,50 m	3,50 m	3,50 m		×	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m		3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m		3,50 m	3,50 m	3,50 m
. . .																					
Y	2,90 m	×	2,80 m		2,70 m	2,70 m	2,50 m	2,80 m	2,80 m	2,80 m		2,50 m	2,50 m	×	2,50 m	2,50 m	2,50 m		×	2,90 m	2,90 m
Z	3,50 m	3,50 m	3,60 m		3,50 m	3,50 m	3,70 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m		3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m		3,50 m	3,50 m	3,50 m

Die Festsetzung des Gedingerichtlohns dagegen ist nicht Sache des Betriebsbeamten. Er wird in freier Vereinbarung zwischen den Tarifpartnern bestimmt und ist im Tarifvertrag festgelegt.

Der Gedingevertrag soll so umfassend sein, daß nachträgliche Meinungsverschiedenheiten über seine Auslegung nicht auftreten können. Nach der „Tarifvereinbarung über eine neue Arbeitsordnung" vom 1. 11. 1950 muß der Gedingevertrag Angaben enthalten über den Betriebspunkt, den Kreis der im Gedinge Arbeitenden, die Bezugsgrößen und den Gedingesatz. Der Vertrag muß schriftlich niedergelegt werden.

9. — Beispiel für ein Gedinge. Als Betriebsbeispiel sei der Abbau eines flachgelagerten Steinkohlenflözes herangezogen. Die Flözmächtigkeit betrage 1,10 m, die Streblänge 200 m, der Abbaufortschritt 1,60 m.

Als zweckmäßigste Kombination der Gedingespielarten sei folgendes Gedinge zusammengestellt:

Gedingegestalt:	Proportionales Mindestlohngedinge.
Gedingeart und -umfang:	Einfaches Metergedinge.
Gedingeform:	Einzelgedinge.
Gedingegattung:	Langfristig kündbares Gedinge.

Die Festsetzung der Gedingeleistung geschieht folgendermaßen: In der Gewinnungsschicht werden 200 m × 1,10 m × 1,60 m × 1,3 (t/m³) = 457 t ausgekohlt. Die durchschnittliche Hackenleistung sei durch Zeitstudien und ein Häufigkeitsbild zu 8 t/MuS ermittelt. Es sind dann 457 : 8 = 57 Kohlenhauer nötig. Daraus errechnet sich die Gedingeleistung zu 200 m : 57 = 3,50 m/MuS.

Der Gedingerichtlohn (Tariflohn) liegt seit dem 1. 9. 1954 bei 16,35 DM/Schicht und der Hauermindestlohn bei 14,70 DM/Schicht.

Der Gedingesatz beträgt dann 16,35 DM : 3,50 m = 4,67 DM/m. Es werden also 4,67 DM/m gezahlt, mindestens aber 14,70 DM/Schicht, sofern nicht dem Hauer ein Verschulden an der Minderleistung nachgewiesen werden kann.

Die Abnahme der geleisteten Arbeit des einzelnen Hauers erfolgt täglich und wird auf dem Schichtenzettel vermerkt. Darauf baut die monatliche Lohnabrechnung gemäß folgender Zusammenstellung auf:

23.	24.	25.	26.	27.	28.	29.	30.	Gesamtverhieb	Gedingesatz	Lohnsumme	Durchschn.-lohn/Sch.
4,20 m	4,20 m		3,80 m	3,90 m	4,10 m	4,10 m	4,10 m	109,60 m	4,67 DM/m	511,83 DM	20,47 DM/Sch.
3,50 m	3,50 m		3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	3,50 m	87,50 m	4,67 DM/m	408,63 DM	16,35 DM/Sch.
2,80 m	2,80 m		×	3,00 m	2,90 m	2,90 m	2,80 m	60,30 m	4,67 DM/m	323,40 DM[1]	14,70 DM/Sch.[1]
3,50 m	×		3,60 m	3,60 m	3,50 m	3,50 m	3,60 m	88,20 m	4,44 DM/m [2]	391,61 DM	15,66 DM/Sch.

[1] Die Lohnsumme würde ohne Mindestlohnklausel 281,60 DM und der Durchschnittslohn 12,77 DM/Schicht betragen.

[2] Der Hauer Z. ist Lehrhauer und bekommt als solcher 5% weniger Lohn.

II. Gewinnungsarbeiten von Hand.

10. — Vorbemerkung. Die Bedeutung der von Hand ausgeführten Gewinnungsarbeiten ist in den letzten Jahrzehnten ständig zurückgegangen und ist offensichtlich noch in weiterem Rückgang begriffen. Trotzdem wird die Handarbeit bei der Gewinnung niemals völlig verschwinden, weil sie als Hilfsarbeit bei der maschinellen Gewinnungs- und bei der Sprengarbeit unentbehrlich ist und weil sie unter einfachen Verhältnissen, die eine maschinenmäßige Gewinnungsarbeit nicht als lohnend erscheinen lassen — geringe Teufen, kleine Fördermengen u. dgl. — auch als Hauptarbeit ihren Platz behaupten wird.

Man kann unterscheiden die Wegfüllarbeit, die Keilhauenarbeit und die Hereintreibearbeit.

11. — Die Wegfüllarbeit. Die Wegfüllarbeit kommt zum Zwecke der Gewinnung nur bei rolligem Gebirge in Betracht, dient aber im übrigen zum

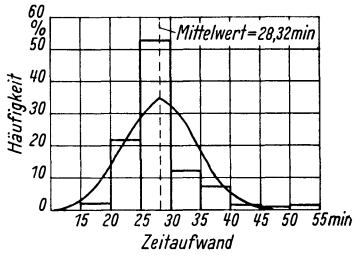


Abb. 64. Häufigkeitsverteilung des Zeitaufwandes für das Beladen eines 1000-l-Wagens mit Kohle.

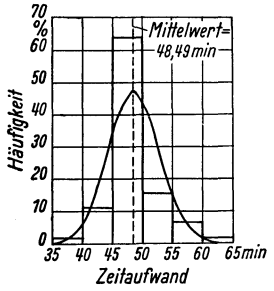


Abb. 65. Häufigkeitsverteilung des Zeitaufwandes für das Beladen eines 1000-l-Wagens it Bergen.

Einladen der gewonnenen Massen in die Fördergefäße (Förderwagen oder Abteufkübel), auf die Fördermittel (Schüttelrutschen, Bänder u. dgl.), in Rollöcher oder beim Bergeversatz in die zu verfüllenden Abbauräume söhlig oder flach einfallender Lagerstätten.

Als Gezähe dienen verschiedene Schaufelarten, von denen die *Pfannenschaufel* nach DIN 20124 die größte Verbreitung besitzt. Im Erzbergbau werden nicht selten auch noch *Kratze und Trog* benutzt, insbesondere wenn es sich um grobstückige Massen handelt, die sich schlecht schaufeln lassen.

Ein Arbeiter lädt unter Tage in der $7^1/_2$stündigen Schicht 12—15 t Fördergut (Kohle, Salz, Erz), falls er die Wagen nicht fortzuschieben braucht, und es sich um Kleinförderwagen handelt. Bei Großförderwagen muß wegen ihrer größeren Höhe ein Abzug von 10—20% gemacht werden. Muß er die Wagen noch 50—100 m weit schleppen, so wird er kaum über 8—10 t kommen. In den Abbildungen 64 und 65 ist der Mittelwert und die Häufigkeitsverteilung des Zeitaufwandes für das Laden von Kohle und Bergen in 1000-l-Förderwagen beim Abbaustreckenvortrieb angegeben[1]. Daraus ergibt

[1] WALTHER, H.: Erfahrungen und Gedingekalkulationen auf Eß-, Mager- und Anthrazitkohlenzechen. Glückauf 1952 S. 53.

sich eine mittlere Schichtleistung von 11,5 Wagen Kohle und 7 Wagen Berge oder von etwa 12 t. Beim Schachtabteufen rechnet man, unter der Voraussetzung, daß es sich um Tonschiefer handelt, mit 5—6 m^3 Haufwerk oder 7,5—9 t. Bei Sandstein ist wegen seiner Grobstückigkeit ein Abzug von rd. 20% zu machen. Über Tage kann beim Verladen von losem Haufwerk auf eine Ladehöhe von 1,3 m mit einer Dauerleistung von 1,5 m^3/h je Arbeiter gerechnet werden. In der achtstündigen Schicht ergibt sich also eine Leistung von 12 m^3 oder von etwa 18 t. In günstigen Fällen kann sie bis 30 t steigen.

Im Streb hängt die Leistung bei der Verladung der Kohle in das Fördermittel von der Flözmächtigkeit sowie von der Entfernung vom Fördermittel ab. Bei 80 cm Mächtigkeit und einer mittleren Entfernung von 1,5 m werden für die Verladung von 1 m^3 Haufwerk im Durchschnitt 21 min, bei 2,20 m Mächtigkeit nur 15 min benötigt. Eine Abhängigkeit vom Einfallen ist insofern vorhanden, als der Zeitaufwand mit zunehmendem Einfallen etwas sinkt. Die Entfernung macht sich in dünnen Flözen eher bemerkbar als in mächtigen. Im ganzen steigt der Zeitaufwand nur um 6,5% je m Entfernungszunahme. Das gilt natürlich nur so lange, wie ein Umschaufeln nicht notwendig wird.

12. — Die Keilhauenarbeit. Die Keilhauenarbeit wird zur Gewinnung nur für mildes Gebirge (Braunkohle, Steinkohle in manchen Fällen, Letten, Galmeierde u. dgl.) benutzt. Im übrigen ist sie eine Hilfsarbeit beim Schießen und dient hier zum Abräumen der angerissenen, aber noch nicht aus ihrem Verbande gelösten Masse.

Die Doppel-Spitzhacke nach DIN 6436 dient in der Regel für Arbeiten in der Kohle; für Arbeit vor Gestein dient die einfache Gesteinshacke oder Einfach-Spitzhacke. Auch sei die Kreuzhacke nach DIN 20109 erwähnt sowie die Stopf-Spitzhacke nach DIN 20110.

13. — Die Hereintreibearbeit. Die Hereintreibearbeit mittels Fäustel und Breitkeil oder Spitzkeil (Fimmel) bezweckt die Gewinnung durch Abkeilen oder Abtreiben. Unter Tage kommt sie nur noch gelegentlich zur Geltung, wenn beim Setzen von Dämmen u. dgl. die Erschütterung und Zerklüftung der Gebirgsstöße durch Sprengschüsse vermieden werden soll und Druckluft zum Betrieb von Abbauhämmern nicht vorhanden ist.

In Steinbrüchen wird sie dagegen zur Gewinnung von Werksteinen bestimmter Abmessungen in Grauwacke, Marmor, Granit usw. häufig benutzt.

III. Maschinelle Gewinnungsarbeiten.

14. — Vorbemerkung. Die Hereingewinnung mittels Maschinen hat im Kohlenbergbau eine große Verbreitung erlangt und die Handarbeit mittels Hacke fast völlig verdrängt. Im Erz-, Steinsalz- und Kalibergbau ist dagegen die Schießarbeit das hervorragende Hereingewinnungsverfahren und wird es auch bleiben. Nur untergeordnet können hier z. B. Schrämmaschinen oder „Dauerwühler" Anwendung finden.

Gegenüber der Handarbeit bietet die maschinelle Gewinnung den Vorteil höherer Leistungen und niedrigerer Gestehungskosten. Diese Vorteile

beschränken sich nicht allein auf die Gewinnung selbst; sie üben vielmehr im allgemeinen eine günstige Wirkung auf Organisation und Zuschnitt des Betriebes insofern aus, als sie eine straffe Zusammenfassung der Abbaue, der Aus- und Vorrichtung, der Förderung und der Wetterführung gestatten und notwendig machen.

Auch die Sprengarbeit ist im Kohlenbergbau durch die maschinelle Gewinnung zurückgedrängt worden. Hier entscheiden zugunsten der Gewinnungsmaschinen außer den Kosten in zahlreichen Fällen die höhere Sicherheit gegen Schlagwetter und Kohlenstaub, vielfach auch größerer Stückkohlenanfall, Schonung des Ausbaues und des Gebirges und deshalb Verringerung der Stein- und Kohlenfallgefahr.

In Deutschland werden nur etwa 15% der Steinkohlenförderung mit Hilfe der Sprengarbeit (zusammen mit dem Abbauhammer oder mit der Schrämmaschine, untergeordnet durch Schießen allein) hereingewonnen, und zwar handelt es sich hier in erster Linie um Flöze der Gas-, Gasflamm- und auch der Magerkohle. In Frankreich beträgt dieser Anteil 37%. Noch höher ist er im Saargebiet und in Polen wegen der dort größeren Kohlenhärte.

Dagegen hat die maschinelle Gewinnung in Deutschland und in anderen Kohlenbergbaugebieten der Welt an Umfang und Bedeutung sehr zugenommen. In Deutschland, Holland, Belgien und Frankreich steht hierbei der Abbauhammer durchaus im Vordergrund, während im Saarbergbau, im britischen und nordamerikanischen Bergbau infolge der dort härteren und festeren Kohle die Schrämmaschine meist in Verbindung mit der Schießarbeit die beherrschende Rolle spielt. Bei der Beurteilung des Grades einer Mechanisierung darf aber nicht vergessen werden, daß der Abbauhammer nur ein maschinell angetriebenes Werkzeug ist. Auch die Schrämmaschine ist keine eigentliche Gewinnungsmaschine, da sie in den meisten Fällen die Gewinnung nur vorbereitet und erleichtert, die anschließend mittels Abbauhammer oder Schießarbeit vorgenommen zu werden pflegt. Erst der Kohlenhobel, die Schrämlademaschine, der Dauerwühler und andere verdienen die Bezeichnung Gewinnungsmaschine in vollem Maße. Kennzeichnend für sie ist zugleich, daß sie nicht nur die Gewinnung, sondern auch die Verladung der Kohle in das Fördermittel maschinell vornehmen. Dieser Umstand ist von außerordentlicher Bedeutung, da von der reinen Arbeitszeit des Hauers bei der Gewinnung mittels Abbauhammer beim vorherrschenden Abbauverfahren der flachen Lagerung, dem Strebbau, im Mittel nur 35% auf die Gewinnung, dagegen 45% auf die Schaufelarbeit und 20% auf das Setzen des Ausbaus entfallen, diese Maschinen also rd. 80% der Tätigkeit des Hauers übernehmen.

A. Die Arbeit mit Abbauhämmern.

15. — Anwendung der Abbauhämmer. Die Abbauhämmer werden in den meisten Fällen unmittelbar zur Hereingewinnung benutzt, und zwar allein oder in Verbindung mit der Schräm- oder Schießarbeit.

Bei der unmittelbaren Hereingewinnung der Kohle hat man die besten Erfolge in einer von Ablösungen, d. h. von Schlechten und Lagen durchsetzten Kohle. In ganz weicher, mulmiger Kohle genügt die Keilhaue; in harter,

zäher Kohle wird dagegen die Schräm- oder die Schießarbeit den Vorzug verdienen. Man arbeitet mit den Abbauhämmern so, daß man das Werkzeug auf der Ablösung ansetzt und die Kohle nach der freien Seite hin gleichsam abschält, wobei die Vorgabe der Treibkraft des Spitzeisens angemessen bleiben muß. Die Gewinnung wird weiter durch etwaige glatte Schichtflächen am Hangenden und Liegenden sehr begünstigt. Bei steiler Lagerung arbeitet man am besten von oben nach unten, da dann das Gewicht des Hammers unmittelbar auf das Werkzeug drückt und der Arbeiter weniger angestrengt wird. Das gleiche gilt für die Gewinnung der Unterbank eines flach gelagerten Flözes von größerer Mächtigkeit.

Außer zur Kohlengewinnung braucht man Abbauhämmer auch zum Zerkleinern des Haufwerks sowie zu verschiedenen Nebenarbeiten, wie z. B. zum Nachreißen des Nebengesteins, Herstellen der Bühnlöcher, Durchschneiden der Holzstempel beim Rauben im Strebbruchbau u. dgl. Auch leisten Abbauhämmer in Strecken gute Dienste, wo nicht geschossen werden darf, wenn z. B. wichtige Kabel oder Rohrleitungen nicht verletzt werden sollen oder eine Zerklüftung des Gesteins, die auch mit der vorsichtigsten Sprengarbeit verbunden ist, vermieden werden muß. Desgleichen wendet man beim Schachtabteufen, insbesondere in Gefrierschächten, schwere Abbauhämmer zuweilen mit großem Nutzen an.

16. — Bauart im allgemeinen. Äußerlich besteht eine große Ähnlichkeit zwischen den Abbau- und den Bohrhämmern. Während aber letztere zwecks Herstellung des runden Bohrlochs auf eine eng begrenzte Arbeitsfläche wirken, hier eine weitgehende Zertrümmerung des Gesteins herbeiführen müssen und deshalb einer Umsetzvorrichtung für das Werkzeug nicht entbehren können, sollen die Abbauhämmer ihre Kraftäußerung auf eine ausgedehnte Fläche verteilen und große Kohlenstücke absprengen. Eine Umsetzung des Werkzeugs ist bei ihnen nicht erforderlich. Dafür soll die Schlagarbeit groß und der Arbeitshub lang sein.

Man unterscheidet am Abbauhammer im einzelnen den Griff, den Arbeitszylinder mit Schlagkolben und Steuerung und das spitzkeilartige Werkzeug, das Spitzeisen. Der Griff dient zunächst zum Halten und Lenken des Werkzeuges und dient außerdem für den Anschluß des Druckluftschlauches und für die Aufnahme der Luftabstellvorrichtung. Als Absperrvorrichtung ist deshalb meist im Griff ein Ventil untergebracht, das durch den Luftdruck selbsttätig gegen seinen Sitz gepreßt wird und dadurch die Druckluft von der Maschine abschließt.

Das arbeitende Werkzeug ist ein Spitzeisen, das vorn in der Art einer spitzen Pyramide[1] ausläuft (Abb. 66). Das Kopfende ist genau entsprechend den Abmessungen des Zylinderhalses bearbeitet, so daß es annähernd luftdicht in diesen eingeschoben werden kann. Das äußere Ende des Kopfes ragt einige Millimeter in den Zylinderhals hinein und empfängt hier beim Gange der Maschine in ununterbrochener, schneller Folge die Schläge des Arbeitskolbens. Das Werkzeug wird mit dem Zylinder durch eine Haltekappe (Abb. 66 u. 67) verbunden. Zum Andruck ist eine Kraft von 15—35 kg (im Mittel 25 kg) aufzuwenden.

[1] Vgl. DIN 20375 und 20376.

Das Gewicht der in Abbaubetrieben benutzten Abbauhämmer schwankt zwischen 6 und 12 kg. Der Luftverbrauch beträgt stündlich etwa 30 bis 50 m³ angesaugte Luft. Für besondere Zwecke, z. B. beim Abteufen von Schächten und für das Aufreißen von Beton und Mauerwerk, verwendet man mit gutem Erfolge sehr schwere Hämmer (sogenannte *Betonbrecher*) mit einem Gewicht bis zu 33 kg und kann damit vielfach auf die Schießarbeit verzichten.

Mit dem Hammergewicht ändern sich auch die Schlagzahlen und die Größe der Schlagarbeit. Die 6—8 kg wiegenden leichten Hämmer sind kurzhubig und weisen bei Schlagzahlen zwischen 1200—1500 eine Schlagarbeit je Schlag von 0,8—1 mkg auf. Die mittelschweren Hämmer (8—10 kg) haben Schlagzahlen von 700—1000 bei einer Schlagarbeit von 1,3—1,7 mkg, während die langhubigen schweren Hämmer (10—12 kg) bei einer Schlag-

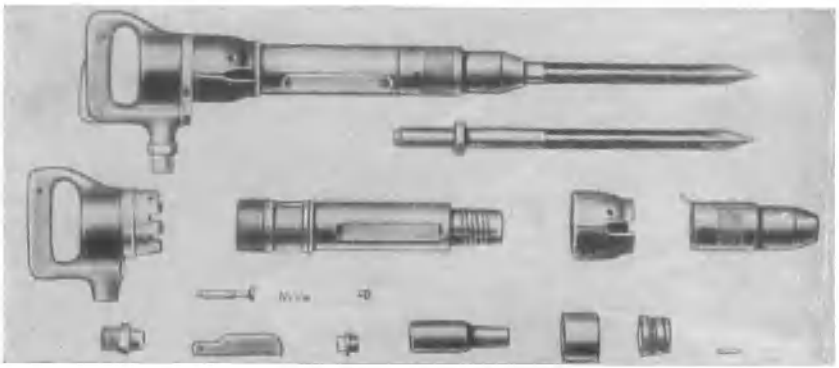


Abb. 66. Abbauhammer der Firma Fröhlich & Klüpfel. Oben Gesamtansicht und folgende Einzelteile: Spitzeneisen, Griff, Zylinder, Auspuffschelle, Keilkappe, Einlaßventil, Sicherungsstift, Siebträger, Drücker, Verschlußstopfen, Kolben, Steuergehäuse, Rohrschieber, Druckerstift.

arbeit von 2,2—3 mkg Schlagzahlen von 500—650 aufweisen. Mit Vergrößerung des Hubs nimmt also die Schlagzahl ab, während die Schlagarbeit wächst.

Bei weicher, lagenreicher Kohle genügen leichte Hämmer, die auch in dünnen, flachgelagerten Flözen bevorzugt werden. Im ganzen überwiegen aber die mittelschweren und schweren Hämmer bei weitem. — Man kann jedem Hauer seinen eigenen Abbauhammer geben oder jedem Arbeitsplatz einen Hammer zur Verfügung stellen. Im ersten Fall sind die Anschaffungskosten größer und die Ausnutzung ungünstiger, dafür wird aber eine bessere Behandlung und Überwachung des Hammers gesichert.

17. — Die Steuerung der Abbauhämmer. Aufgabe der Steuerung ist es, die Zufuhr der Frischluft und die Abfuhr der verbrauchten Luft zu regeln. Hierzu dient ein besonderer Steuerkörper. Er ist nicht starr — etwa durch Stangen oder Exzenter — mit den übrigen Maschinenteilen verbunden, sondern freigängig und wird durch Überdruck oder Entlastung durch die Druckluft selbst angetrieben, ist also kraftschlüssig. Auch kann der Kolben selbst je nach seiner Stellung im Zylinder dazu benutzt werden, Luftkanäle zu öffnen und zu schließen. Hiervon wird bei den *Kompressions-*

hämmern insofern Gebrauch gemacht, als bei diesen die Luftzufuhr durch einen besonderen Steuerkörper, die Luftabfuhr dagegen vom Kolben allein gesteuert wird. Kennzeichnend für diese kurzhubigen und schnellschlagenden Hämmer ist, daß bei ihnen die Luft zur Vermeidung von Leerschlägen vor dem Kolben eine Verdichtung erfährt.

Je nach der Art der Steuerkörper wird zwischen Ventilsteuerungen und Schiebersteuerungen unterschieden. Bei den *Ventilsteuerungen*, auch Flattersteuerungen genannt, geschieht das Öffnen und Schließen der Steuerkanäle durch eine Kugel oder durch ein scheiben- oder walzenförmiges Verschlußstück. Dieses wird hin und her geworfen und schließt dadurch abwechselnd die Druckluftzufuhr zu den beiden Zylinderseiten. Die *Schiebersteuerung*, die bei Abbauhämmern aus einem Rohrschieber besteht, ist eine Präzisionssteuerung, bewirkt eine ruhigeres Arbeiten des Hammers und wird bei den verbreiteten, langhubigen (180 mm) Abbauhämmern mit niedrigen Schlagzahlen vorgezogen. Andererseits darf nicht verkannt werden, daß auch die Ventilsteuerungen sehr vervollkommnet worden sind und ebenfalls niedrige Schlagzahlen erreichen lassen.

Eine *Entlüftungssteuerung* liegt dann vor, wenn beim Schlaghub der vordere Zylinderraum vollständig entlüftet wird, so daß der Kolben ungehemmt auf das Einsteckende des Spitzeisens auffliegen kann. Im Interesse einer guten Spitzenschlagarbeit wird insbesondere bei langhubigen Hämmern die Entlüftungssteuerung der Kompressionssteuerung vorgezogen. Um Leerschläge zu verhüten, ist dafür Sorge zu tragen, daß bei herausgeschlagenem Spitzeisen ein Kolbenzapfen in die frei gewordene Spitzeisenführung eintritt. Auf diese Weise kann die Luft verdichtet werden, und der Kolben wird vor dem Aufprall auf den Zylinderdeckel abgebremst. Ebenfalls zur Vermeidung von Leerschlägen dienen selbsttätige Stillsetzvorrichtungen, die bei langhubigen Hämmern mit schweren, langen Kolben benutzt werden. Sie ermöglichen nur dann ein Arbeiten des Abbauhammers, wenn das Einsteckende so weit zurückgedrückt ist, daß es vom Kolben getroffen werden kann. Ist das Einsteckende dagegen hinausgetrieben, so werden Bohrungen freigelegt, durch welche die Rückhubluft abströmt, und der Kolben bleibt in seiner vorderen Endstellung stehen.

18. — Ausführungsbeispiele für Abbauhämmer. Abb. 67 zeigt zwei Schnitte durch den Abbauhammer AS 9 von Hauhinco in Essen. Es sind die Stellungen des Arbeitskolbens und des Steuerschiebers beim Schlaghub und Rückhub erkennbar. Auf dem Zylinder *1* ist der Handgriff *2*, bestehend aus der Griffhaube und dem Griffbügel, aufgeschraubt. In der Griffhaube befindet sich der Gummikegel *3*, der, verbunden mit dem Anlaßstift *4*, vom Ballendrücker *5* aus betätigt wird. Der Drücker besteht aus Weichgummi mit einer einvulkanisierten Stahlfedereinlage *5'*. Die Haltekappe *6* wird durch einen Sicherungsring *7* gegen selbsttätiges Lösen geschützt. Zum Einsetzen des Spitzeisens *8* wird der Haken des Sicherungsringes leicht angehoben und die Haltekappe *6* abgeschraubt. Nach dem Einsetzen des Spitzeisens kann die Haltekappe ohne Anheben des Sicherungsringes so weit aufgeschraubt werden, bis dieser in die Kappenrast einspringt und die Kappe sichert. Zur Steuerung des Kolbens *9* dient der Rohrsteuerschieber *10*. Das Spitzeisen hat kein Einsteckende und wird in der Haltekappe geführt.

Der obere Teil der Abb. 67 zeigt die Stellung des Kolbens und Steuerschiebers bei Beginn des Schlaghubes, der untere Teil bei Beginn des Rückhubes. Wird der Anlaßstift *4* durch den Ballendrücker *5* nach links bewegt, so wird die Einlaßöffnung frei, und der Hammer läuft an. Die Druckluft strömt vom Schlauchanschlußnippel *11* über die Bohrung *a* am Gummikegel *3* vorbei in den Ventilkanal *b* und durch die schräg angeordnete Bohrung *c*. Von ihr tritt Druckluft in den Ringraum *d* und durch die kleinen Bohrungen *e* in den oberen Zylinderraum *f* und treibt den Kolben *9* nach links. Der Steuerschieber *10* wird dabei durch die auf seine Ringflächen *g* wirkende Frischluft in der linken Endstellung gehalten.

Die Abluft aus dem Zylinderraum *h* strömt zuerst über die Auspuffbohrung *i* und den Kanal *k* und nach deren Verschließen durch den Kolben *9*

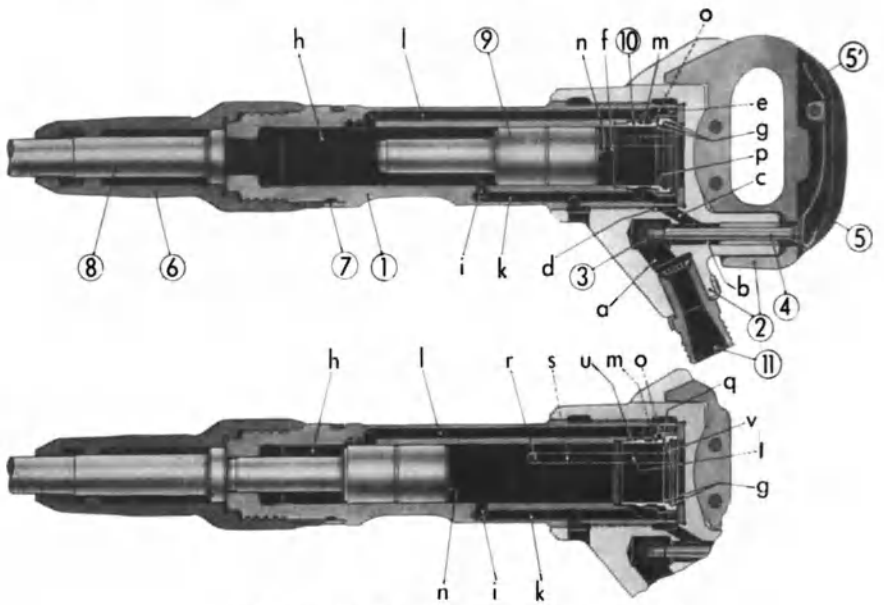


Abb. 67. Schnitt durch einen Hauhinco-Abbauhammer.

über den Kanal *l*, den Ringraum *m* und den Kanal *k* ins Freie. Hat der Kolben *9* mit seiner rechten Endfläche *n* die Auspuffbohrung *i* überflogen, so fällt der Druck im Zylinderraum *f* stark ab, da die Luft durch die Auspuffbohrung *i* und den Kanal *k* entweichen kann. Die Folge hiervon ist eine Entlastung der Ringflächen *g*, so daß die durch die Bohrungen *o* auf die Steuerfläche *p* gelangende Druckluft den Steuerschieber *10* in die rechte Endlage verschiebt. In dieser Stellung des Steuerschiebers wird die Frischluft durch die Bohrungen *o*, die Ringräume *p* und *m* sowie den Kanal *l* in den Zylinderraum *h* geleitet und treibt den Kolben zurück. Die Abluft aus dem Zylinderraum *f* kann nach dem Abschluß der Auspuffbohrung *i* noch durch die Bohrung *r*, den Kanal *s*, über die Bohrung *t*, den Ringraum *u* und den Kanal *k* nach außen gelangen. Ist nun die Bohrung *r* von der rechten Kolbenfläche *n* überflogen, so wird die im Zylinderraum *f* vorhandene Luft

(Frischluft tritt noch zusätzlich über die kleine Bohrung v hinzu) verdichtet. Durch diesen Druck werden die Ringflächen g des Steuerschiebers *10* wieder belastet. Nach Auspuff der Druckluft im Raum h wird die Ringfläche p entlastet und der Steuerschieber entgegen der Kolbenbewegung in die linke Endstellung zurückgeführt. Das Arbeitsspiel beginnt von neuem.

Abb. 68 gibt einen „nassen" Abbauhammer von Hauhinco, Essen, wieder und läßt als Besonderheiten das Wasseranschlußventil sowie die beiden Wasseraustrittsöffnungen erkennen. Nasse Abbauhämmer sind zur Staubbekämpfung geeignet, benötigen allerdings eine Wasserleitung im Abbauraum.

19. — Der Rückschlag. Da der Abbauhammer frei gehalten wird, müssen die Drücke, die innerhalb des Arbeitszylinders auftreten, teilweise vom Arm des Hauers aufgenommen und können nicht wie bei feststehenden Kolbenmaschinen auf das Fundament übertragen werden. Aber auch der Hauer übt durch den Andruck eine Kraft auf den Hammer aus und beeinflußt dadurch dessen Arbeitsweise. Insgesamt ergeben sich dadurch Rückwirkungen auf den Hauer, die man zusammenfassend als Rückschlag oder Rückstoß bezeichnet[1]. Bei dafür veranlagten Personen und bei Benutzung rückschlagstarker Hämmer kann er zu körperlichen Schädigungen führen. Gefährdet sind vor allem Hand-, Ellbogen- und Schultergelenk des rechten Armes.

Abb. 68. Nasser Abbauhammer der Firma Hauhinco.

Die Erscheinung des Rückschlags kann nach HOFFMANN[2] in den Rückdruck, den Rückprall und den Rücksprung aufgeteilt werden. Der *Rückdruck* entsteht durch die Einwirkung der Druckluft im Zylinder und die Arbeitsweise des Kolbens. Er ist in der Hauptsache während des zweiten Teils des Rückhubes und während des ersten Teils des Schlaghubes wirksam. Während dieser Zeiten ist der Andruck meist geringer als der Rückdruck, so daß der Hammer rückwärts getrieben wird, wogegen er sich während der übrigen Teilzeiten durch den Andruck wieder vorwärts bewegt, und zwar so weit, daß er nach dem Rücklauf immer wieder auf den Bund des Spitzeisens auftrifft. Dieses Auftreffen des Hammers auf den Spitzeisenbund ist mit dem *Rückprall* verbunden.

Beim *Rücksprung* handelt es sich um das Zurückspringen des Spitzeisens gegen den Hammer, wenn die Schlagstärke nicht zum Eindringen in das Gestein ausreicht. Hinsichtlich des Rückdrucks ist noch zu bemerken, daß er schnell oder langsam verlaufen kann. Er ist um so schädlicher, je größer die Kraftzunahme in der Zeiteinheit ist. Diese wird als Ruck oder Rückstoßhärte bezeichnet und stellt, in kg/sek ausgedrückt, eine wichtige Kennziffer für die Rückschlaggröße und damit auch für die Bewertung des Hammers dar.

---

[1] SCHEFFLER, H.: Die Mechanik des Rückstoßes bei Druckluftwerkzeugen. Glückauf 1954 S. 404.

[2] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 5. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1955.

Rückschlagfreie Hämmer zu bauen, ist nicht möglich. Es kommt jedoch darauf an, einen der Hammerleistung entsprechenden Mindestwert des Rückschlags zu erreichen. Hierzu kann u. a. die Wahl der Steuerung beitragen, da Schiebersteuerungen einen geringeren Rückschlag bewirken als Ventilsteuerungen. Auch Andruck und Druckluftdruck haben einen Einfluß auf den Rückschlag. Je größer der Andruck ist, um so mehr vermindert sich der Rückschlag, während eine Steigerung des Druckluftdrucks ihn erhöht. Aus diesem Grunde sollte dieser 4 atü nicht übersteigen. Gute Erfolge sind neuerdings durch Wahl eines stoßdämpfenden und stoßverzehrenden Werkstoffs (z. B. Vulkollan) für den Griffbügel des Hammers erzielt worden.

20. — Hammerpflege. Ein in Betrieb befindlicher Abbauhammer soll regelmäßig mit dem vom Hersteller empfohlenen Öl geschmiert werden. Ein Heißlaufen ist zu vermeiden. Staub und verharzte Ölreste müssen insbesondere aus der Steuerung entfernt werden. Wichtig ist weiterhin ein gut passendes Spitzeisen und ein festes Aufschrauben der Haltekappe bis zum Einrasten der Sicherung. Das gleiche gilt sinngemäß für den Griff. Der Schlauch muß dicht sein und vor dem Anschließen durch Ausblasen gereinigt werden.

21. — Hammerprüfungen. Regelmäßige Prüfungen von Abbauhämmern empfehlen sich, um Verschleißwirkungen, die weniger an Kolben und Zylinder als an der Einsteckbüchse auftreten, rechtzeitig erkennen und ausbessern zu können. Minderleistungen und erhöhter Luftverbrauch sowie frühzeitige Alterung des Abbauhammers sind dadurch zu vermeiden. Für die betriebliche Überwachung genügt es, die Schlagarbeit, die Schlagzahl und den Luftverbrauch zu überprüfen. HOFFMANN empfiehlt hierbei, aus den durchschnittlichen Ergebnissen einer Bauart Normalwerte zu bilden und hält Abweichungen von diesen Werten in bestimmten Grenzen für zulässig. Für die Schlagarbeit soll die Abweichung $\pm$ 10% nicht übersteigen, für die Schlagzahl und den Luftverbrauch soll sie nicht über $\pm$ 5% hinausgehen.

Für die Überwachung der Schlagarbeit dienen neben Federprüfgeräten Luftpuffergeräte. Bei diesen wird statt einer Feder ein Luftpolster durch einen vom Hammerschlag vorgetriebenen Kolben verdichtet. Der Weg des Pufferkolbens dient als Vergleichsmaßstab und kann durch einen Schreibstift auf fortlaufendem Papierstreifen aufgezeichnet werden. Das gleiche Gerät gestattet die Aufzeichnung der Schlagzahl, während die Messung des Luftverbrauchs auf die übliche Weise mittels Düse oder Blende geschehen kann.

Abb. 69 zeigt das Schema eines Prüfstandes für Drucklufthämmer[1]. Die Druckluft wird über einen Regler R dem Windkessel W von 100 l Inhalt zugeführt. D ist die Düse, deren Wirkdruck h an der Wassersäule WS abgelesen werden kann, während die Temperatur am Thermometer T und der Luftdruck am Manometer M gemessen werden. Der Hammer H ist in ein Luftpuffergerät eingespannt.

Engel hat für genaue Laboratoriumsuntersuchungen ein elektronisches

[1] HOFFMANN, C.: Was der Betriebsmann von seinen Abbauhämmern wissen muß. Bergbau 1940 S. 221.

Meßverfahren zur Aufzeichnung von Schwingungsvorgängen am Hammer entwickelt[1].

22. — Die Kosten des Abbauhammerbetriebes. Die Kosten eines Abbauhammers schwanken je nach Gewicht und Fabrikat etwa zwischen 180 und 220 DM. Als Lebensdauer wird in der Regel eine Zeit von 3 bis 4 Jahren angenommen, als jährliche Instandsetzungskosten 10—15% des Neuwertes. Die Laufzeit je Schicht beträgt meist 2—2,5 Stunden. Die jährlichen Betriebskosten eines Abbauhammers gehen aus der nachstehenden Berechnung hervor:

Tilgung und Verzinsung 28% des Preises	56,— DM
Luftverbrauch (55 m³/h bei 2,5stündiger Luftverbrauchszeit und 0,6 Pfg/m³)	248,— DM
Instandhaltung	30,— DM
Spitzeisen je Stück zu 5 DM (10—12 Stück)	55,— DM
Schläuche (9 m jährlich zu 4 DM/m)	36,— DM
	425,— DM

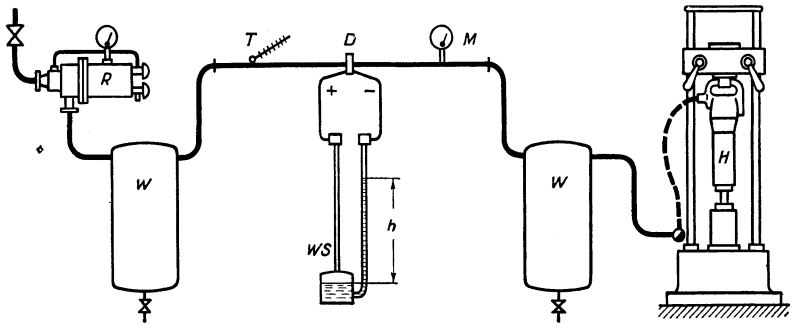


Abb. 69. Schema eines Prüfstandes für Drucklufthämmer.

Der Abbauhammer kostet also jährlich 425 DM oder je Tag bei einschichtigem Betrieb 1,42 DM. Wird der Hammer zweischichtig benutzt, so erhöhen sich seine täglichen Kosten auf 2,65 DM. Rechnet man mit einer Hackenleistung von 7,5 t, so ergibt sich eine Belastung je t Kohle durch den Abbauhammer in Höhe von etwa 0,19 DM.

B. Die maschinelle Schrämarbeit.

23. — Allgemeines. Der Abbaustoß bietet in der Regel nur eine freie Fläche, an der die Hereingewinnung ansetzen kann. Die Herstellung eines Schnittes verfolgt den Zweck, eine zweite freie Fläche zu schaffen. Die hierzu verwandten Maschinen heißen Schrämmaschinen, wenn sie einen Schram parallel zum Hangenden oder Liegenden herstellen, und Kerb- oder Schlitzmaschinen, wenn der Schnitt mehr oder weniger senkrecht zum Liegenden verläuft. Die Schaffung einer solchen zusätzlichen freien Fläche erleichtert die Hereingewinnung selbst, die mit dem Abbauhammer oder durch Sprengarbeit erfolgen kann, ja zuweilen bewirkt die Schwerkraft

[1] Engel, L., u. H. Gloeckner: Dynamik des Abbauhammers. Glückauf 1951 S. 1067.

schon eine Loslösung der unterschrämten Massen aus ihrem Verbande, so daß dann nur eine Zerkleinerung notwendig ist. Außerdem erhöht sie in der Regel den Grobkohlenanfall, schont durch Verminderung der Schießarbeit das Hangende und trägt schließlich dazu bei, eine feste Arbeitsfolge zu erzwingen. Die Schrämarbeit hat also die Aufgabe, die Hereingewinnung zu erleichtern und vorzubereiten. Sie ist eine Zurichtungsarbeit und kann im Abbau und im Streckenvortrieb angewandt werden.

24. — Die Schrämarbeit im Abbau. Das Schrämen kommt in erster Linie für Flöze bis zu etwa 2,5 m Mächtigkeit in Betracht. Bei noch mächtigeren Flözen genügt die freie Stoßfläche in der Regel, um die Gewinnung ausreichend zu begünstigen. Andererseits erschwert eine große Flözmächtigkeit die Schrämarbeit, weil niedergehende Kohlenmassen leicht die Schrämmaschine unter sich begraben können und die Mannschaft gefährden.

Auch das Flözeinfallen spielt eine Rolle. Am günstigsten ist flaches Einfallen bis etwa 25°. Bei steilerem Einfallen vergrößern sich die Kohlenfallgefahr und die Schwierigkeit, die Maschine im Streb auf- und abwärts zu bewegen. Doch ist durch geeignete Sicherungsmaßnahmen (Sicherheitsseil mit Sicherheitshaspel) das Schrämen auch in der halbsteilen und steilen Lagerung möglich.

Von Bedeutung ist jeweils die Lage des Schrams. Sie ist wesentlich durch die Forderung eines vom Schrämklein möglichst freien Schrames, aber auch durch Rücksichtnahme auf das Hangende bedingt. Bei zu tiefer Schramlage dicht über dem Liegenden wird das Schrämklein durch die rücklaufende Kette leicht wieder in den Schram hineingezogen, wenn es nicht in mühevoller Handarbeit weggeschaufelt wird. Die Kohle kann sich dann nicht genügend absetzen. Eine Schramlage unter 10 bis 15 cm über dem Liegenden erfordert daher den Einsatz eines Schrämkleinräumers. Ohne Schrämkleinräumer legt man die Schramunterkante möglichst nicht tiefer als 15 bis 20 cm über das Liegende. Häufig wird der Schram auch in ein weiches Bergemittel gelegt, was den Vorteil hat, daß das Bergemittel getrennt ausgehalten werden kann und der sonst unvermeidbare Feinkohlenanfall bei der Herstellung des Schrams nicht entsteht.

25. — Die Großschrämmaschine. Die neuzeitliche Großschrämmaschine ist eine Kettenschrämmaschine. Sie besteht aus den drei Hauptteilen Antriebsmotor, Schrämkopf und Windwerk. Als kennzeichnendes Schrämwerkzeug besitzt sie eine mit Schrämmeißeln besetzte Kette, die um einen am Schrämkopf schwenkbar befestigten Ausleger (Schrämarm) umläuft (Abb. 70).

26. — Der Schrämmaschinenmotor ist ein Druckluft- oder Elektromotor. Als Druckluftmotor hat sich durchweg der Pfeilradmotor mit 40 bis 75 PS Leistung und 1200—2000 m^3/h Luftverbrauch eingeführt. Die Umsteuerung wird dadurch erreicht, daß man entweder die eine oder die andere Pfeilradwelle — beide laufen in entgegengesetzter Richtung — mit dem Triebwerk kuppelt. Als Elektromotoren kommen meist schlagwettergeschützte Kurzschlußläufermotoren mit Leistungen von 22—60 kW in Betracht. Da ein Elektromotor kurzzeitig überlastbar ist, braucht er nicht wie der Pfeilradmotor für eine Höchstbeanspruchung, wie sie beim Durchschrämen von

Schwefelkieseinlagen oder härteren Bergepacken eintritt, bemessen zu sein. Die Elektromotoren besitzen zugleich den Vorzug gleichmäßiger, von der Belastung unabhängiger Drehzahl und daher gleichmäßiger Schnittgeschwindigkeit. Ihre Beanspruchung ist infolgedessen ebenfalls gleichmäßiger und ihre Lebensdauer höher.

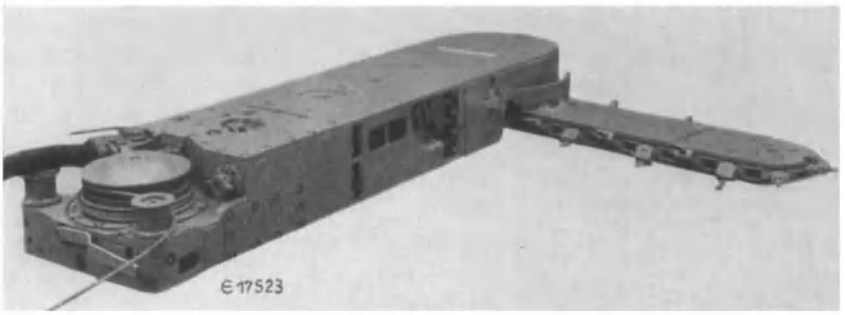


Abb. 70. Mit Druckluft angetriebene Kettenschrämmaschine von Eickhoff.

27. — Der Schrämkopf. An den in der Mitte gelegenen Motor schließt sich nach der einen Seite der Schrämkopf an. In ihm sind das Übersetzungsgetriebe für den Antrieb der Schrämkette und die maschinelle Schwenkeinrichtung für den Schrämarm enthalten. Außerdem sitzt am Schrämkopf das den eigentlichen Schrämarm tragende, schwenkbare Aufsteckende. Der Schrämarm kann sowohl maschinell mit Hilfe eines hydraulischen Getriebes als auch von Hand mittels Knarre geschwenkt werden.

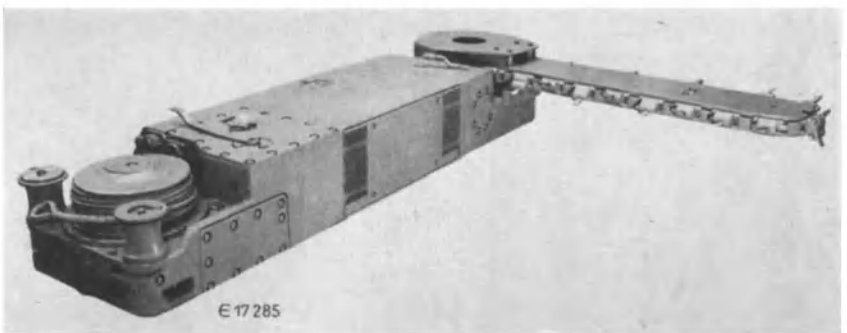


Abb. 71. Elektrische Kettenschrämmaschine mit umgedrehtem Schrämkopf.

Abgesehen vom Beginn und Ende des Schrämens macht man von der Möglichkeit des maschinellen Ein- oder Ausschwenkens Gebrauch beim Meißelwechsel und bei tektonischen Störungen, die im regelmäßigen Schrämbetrieb nicht überwunden werden können. Man unterbricht dann den Schram vor der Störung und setzt ihn dahinter von neuem an.

Der Schrämkopf kann gegenüber dem Motorgehäuse um 180° umgesetzt werden. Dadurch entsteht eine Maschine für sogenannten „Oberschram" (Abb. 71). Der Schram liegt dann so hoch, daß Schrämklein nicht mehr

in den Schram hineingerissen wird und die Kohle sich leicht absetzen kann. Will man den Schram noch höher legen, so schaltet man im Schrämkopf Zwischenringe ein.

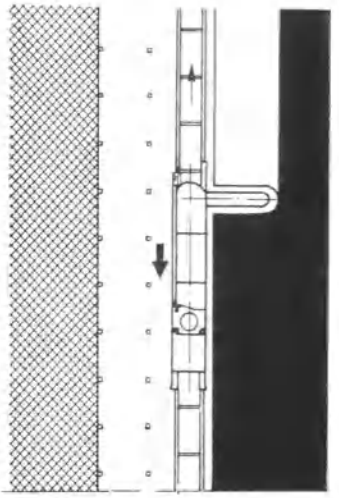


Abb. 72. Auf Doppelkettenförderer fahrende Schrämmaschine in Arbeitsstellung.

28. — Das Windwerk sitzt an der dem Schrämkopf entgegengesetzten Seite des Motors und wird ebenfalls hydraulisch angetrieben. Es dient dazu, die Schrämmaschine am Stoß entlang zu ziehen (Abb. 72). Die stufenlos regelbare Vorschubgeschwindigkeit beträgt je nach der Kohlenhärte 12,5—150 m/h. Hierbei kann mit einfachem oder doppeltem Schrämseil gefahren werden. Benutzt man, wie meist üblich, ein einfaches Schrämseil, so wird es mittels einer Stempelfußplatte an einem Stempel befestigt und läuft über die an der Stoßseite befindliche Umlenkrolle an der Maschine auf die Seiltrommel des Windwerks auf. Dabei muß bei einer Seilfassung der Trommel von 50 m die Umlenkrolle und deren Stempel alle 50 m umgesetzt werden. Für die Leerfahrt der Maschine ist ein besonderer Eilgang vorgesehen, mit dem eine Geschwindigkeit bis 200m/h erreicht wird.

29. — Die Schrämkette läuft, um ein Durchhängen zu verhindern und einen starken Anpressungsdruck gegen die Kohle zu erzielen, in einer Führung des Schrämarms. Dieser ist auf dem am Schrämkopf schwenkbar verlagerten Aufsteckende längsverschiebbar, so daß man die Kettenspannung verändern kann. Die gebräuchliche Schrämarmlänge beträgt 1200 bis 1650 mm.

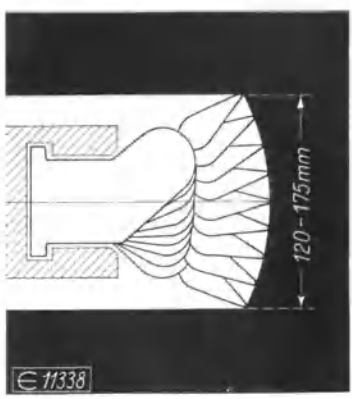


Abb. 73. Meißelstellung für normale Schramdicke.

Die Schrämkette besteht aus den Meißelhaltern und den daran angelenkten Verbindungslaschen. Bei den Meißelhaltern sind die Meißellöcher so gegeneinander versetzt, daß die Schrämmeißel sich über die Schramhöhe verteilen. Die Meißel werden je nach Kohlenbeschaffenheit in 9, 11 oder 13 Reihen angeordnet. Bei nicht druckhaftem Gebirge und ebenem Liegenden genügt eine Schramdicke von 120 mm (Abb. 73), bei druckhaftem Gebirge und welligem Liegenden ist dagegen eine Schramdicke von 175 mm vorzuziehen. Die Schrämkette muß immer so laufen, daß die schneidenden Meißel aus dem Schram heraustreten, weil hierbei die Maschine gegen den Kohlenstoß gezogen wird. Beim Schrämen am

linken Stoß muß also die Kette in umgekehrter Richtung als beim Schrämen am rechten Stoß umlaufen, und auch die Meißel müssen umgekehrt eingesetzt werden. Sie werden durch Druckschrauben in den Haltern befestigt. Ihre Anzahl schwankt je nach der Schrämarmlänge (Schramtiefe) zwischen 25 und 40.

30. — Die Schrämmeißel. Von großer Bedeutung für den Erfolg des Schrämens sind Form und Werkstoff der Schrämmeißel, ihr rechtzeitiges Nachschleifen sowie eine dem schrämenden Mineral angepaßte, zwischen 2 und 7 m/sek liegende Schnittgeschwindigkeit.

Abb. 74. Hartmetall-Plättchen-Schrämmeißel.

Es werden heute nur noch Hartmetallschrämmeißel benutzt, und zwar Plattenmeißel, d. h. Meißel, bei denen Hartmetallplättchen mit 9—15% Kobalt auf das Ende des aus Stahl bestehenden Meißelschaftes aufgelötet sind (Abb. 74). Diese Meißel haben einen allseitigen Kantenschnitt und schützen den Schaft stärker vor dem Verschleiß als die früheren Stiftmeißel. Auch ist ihr Nachschleifen einfacher und die Zahl der möglichen Nachschliffe um 10—20% größer[1].

Der Meißelverschleiß erstreckt sich im wesentlichen auf die Freifläche und die Schneidfläche. Die Schneidfläche ist die beim Schrämen im Eingriff stehende Fläche. Ihre Lage wird durch die Größe des ihr zugeordneten Schneidwinkels bestimmt (Abb. 75). An der Schneidkante stößt sie mit der Freifläche zusammen, deren Lage durch den Freiwinkel gegeben ist. Er wird zu 4—8° gewählt und ist deshalb notwendig, da ein mit seiner Rückenfläche satt am Mineral anliegender Meißel sich nicht freischneiden würde. Für den Zeitpunkt des Nachschleifens ist das Maß des Freiflächenverschleißes maßgebend, und zwar hat sich herausgestellt, daß er 2—2,5 mm weder unter- noch überschreiten sollte. Die zwischen zwei Nachschliffen geschrämte Fläche wird als Einzelstandlänge und die während der gesamten Lebensdauer eines Meißels geschrämte Fläche als seine Gesamtstandlänge bezeichnet. Bei Kohle beläuft sich je nach ihrer Härte die Einzelstandlänge auf 500 bis 4500 m², die Gesamtstandlänge auf 1000—40000 m². Diese Werte übertreffen die der früheren Stahlmeißel um das zwanzigfache.

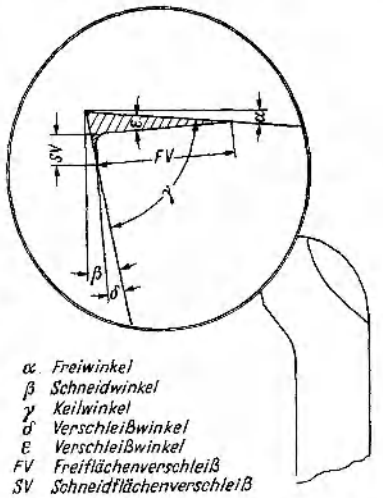


Abb. 75. Die geometrischen Verhältnisse beim Schrämmeißelverschleiß.

Die Standlänge hängt nicht nur von der Art des zu schrämenden Minerals, von Art und Pflege des Meißels ab, sondern auch von der Schnitt-

[1] Vgl. C. H. Fritzsche u. W. Borschel: Mehr Schrämen! Glückauf 1951 S. 1

geschwindigkeit. Es gibt für jedes Mineral eine optimale Schrämkettengeschwindigkeit, die BORSCHEL[1] für reine Kohle zu 300 m/min, für verwachsene Kohle zu 150, für Hartsalz zu 100, für Kalkstein zu 50 und für Kupferschiefer zu 25 m/min angibt.

31. — Der Schrämmaschinenbetrieb. Durch das Schrämen wird ein zusätzlicher Arbeitsvorgang in den Betriebsablauf eingeschaltet, der bei hoher Vorschubgeschwindigkeit der Maschine allerdings nur wenige Stunden in Anspruch nimmt. Ehe alle Beteiligten ihn zu beherrschen gelernt haben, vergehen Wochen oder Monate. Sehr wichtig ist eine gute Überwachung des Betriebes und eine regelmäßige Pflege der Maschine. Die Schrämmaschine fährt auf dem Liegenden in einem besonderen Maschinenfahrfeld oder aber — was in immer zahlreicheren Fällen geschieht — auf einem Doppelkettenförderer, und zwar in einem vorgepfändeten Feld bei stempelfreiem Stoß[2]. Mit Rücksicht auf den Ausbau und auf den ladefertigen Anfall der Kohle wird der Schrämarm im allgemeinen nur etwa 1,20 m lang gewählt. Bei diesem Verfahren fällt während des Schrämens nicht nur das Schrämklein, sondern auch ein großer Teil der unterschrämten Kohle von selbst in das Fördermittel. Der Schram liegt dann auch genügend hoch über dem Liegenden, um zu vermeiden, daß das Schrämklein von der Kette wieder in den Schram hineingerissen wird.

Die Schrämmeißel müssen gleichmäßig weit aus den Meißelhaltern herausragen, was mittels einer Schablone zu prüfen ist. Verlorengegangene Meißel sind sofort zu ersetzen. Die Kettenspannung muß richtig eingestellt sein, da eine zu straff gespannte Kette reißt, eine zu lockere ausschlägt. Verklemmungen des Schrämarms sind nicht ganz zu vermeiden. Wenn in einem solchen Falle der Schrämarm durch vorsichtiges Umsteuern der Kettenlaufrichtung nicht wieder frei zu bekommen ist, bleibt nur übrig, ihn von Hand auszugraben. Der stufenlos regelbare Vorschub soll möglichst hoch eingestellt werden, damit eine gute Leistung erzielt, aber auch möglichst grobes Schrämklein erzeugt wird. Beim Durchfahren von Flözstörungen ist der Vorschub zu verringern, um Überlastungen des Kettenarmes zu vermeiden.

Der Schrämarm bildet in der Arbeitsstellung einen Winkel von 85° gegen die Maschine. Bei dieser Winkelstellung und scharfen Schrämmeißeln zieht sich die Maschine von selbst an den Kohlenstoß, so daß die ganze Schrämarmlänge ausgenützt wird. Bleibt die Maschine trotzdem nicht am Kohlenstoß oder drückt sie sich sogar ab, so ist die Ursache meist in einer ungenügenden Entfernung des Schrämkleins zu suchen, es fehlen Meißel oder sie sind stumpf oder abgebrochen. Als Leistung je Schrämmaschine und Schicht müssen 200—300 m² Schramfläche angestrebt und erreicht werden. Unter besonders günstigen Verhältnissen läßt sie sich auch über 300 m² steigern. Zur Bedienung sind meist 2 Mann ausreichend, von denen der eine der Maschinenführer ist, während der andere das Schrämklein wegschaufelt und gegebenenfalls noch Nebenarbeiten verrichtet.

---

[1] Mündliche Mitteilung.

[2] Siehe Abschn. „Ausbau" in Bd. II dieses Werkes.

32. — Die Schrämkosten. Die Schrämkosten sind je nach der Härte des Minerals, der Bauart und dem Ausnützungsgrad der Schrämmaschine verschieden. In Kohle schwanken sie etwa zwischen 0,40 und 1,00 DM je m^2 unterschrämter Fläche. An erster Stelle stehen die Lohnkosten, die in weicher Kohle rd. 70%, in harter Kohle etwa 50% ausmachen. Es folgen die Energiekosten, die Unterhaltungskosten und der Kapitaldienst. Erst an fünfter Stelle folgen die Meißelkosten, deren Anteil je nach Kohlenhärte 3—8% beträgt. Eine elektrohydraulische Großschrämmaschine kostet je nach Motorstärke 20000—33000 DM, eine Druckluftschrämmaschine 16000 bis 26000 DM. Die tägliche Maschinenmiete einer Druckluft-Schrämmaschine stellt sich bei einschichtigem Betrieb auf 50—80 DM, bei elektrischen Schrämmaschinen etwa auf die Hälfte.

33. — Betrachtungen zur Wirtschaftlichkeit des Schrämens. Da die Schrämarbeit zusätzliche Kosten verursacht, rechtfertigt sich ihre Anwendung nur dann, wenn diese Kosten durch eine Erhöhung der Leistung je Mann und Schicht gegenüber einem anderen Gewinnungsverfahren, wie z. B. dem Abbauhammer allein, wieder ausgeglichen werden. Diese Beziehung läßt sich nach Vorschlag von SCHLIEPER und MENKE[1] durch die Formel

$$x = a^2 \cdot \frac{1}{k - a}$$

ausdrücken. In ihr bedeutet x die zum Kostenausgleich erforderliche Leistungssteigerung in t, a die Leistung mit den im Vergleichsfall angewandten Gewinnungsmitteln in t, während $k = l/s$ ist, wobei l die Arbeitskosten je Schicht in DM und s die Schrämkosten je t in DM bezeichnen.

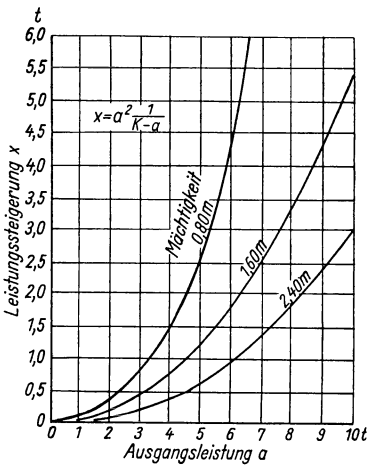


Abb. 76. Schrämkosten und Leistungssteigerung bei verschiedenen Flözmächtigkeiten.

In Abb. 76 ist diese Beziehung für Flözmächtigkeiten von 0,8 m, 1,6 m und 2,4 m schaubildlich für verschiedene Werte von a und unter Zugrundelegung von 0,70 DM Schrämkosten/t dargestellt. Aus den Kurven geht deutlich hervor, daß sich der Einsatz der Schrämmaschinen umso mehr lohnt, je niedriger die Leistung vorher gewesen ist. Außerdem zeigen sie, daß ein Erfolg desto eher erwartet werden kann, je größer die Flözmächtigkeit ist. Beträgt z. B. die bisherige Leistung 6 t, so ist zur Deckung der Schrämkosten eine Leistungssteigerung von 4,3 t notwendig, während in den beiden mächtigeren Flözen schon Steigerungen um 1,5 und 1 t genügen. Diese wichtige Abhängigkeit erklärt sich durch die Tatsache, daß bei größerer Flözmächtigkeit je Quadratmeter Schramfläche mehr Kohlen anfallen und damit die Schramkosten je Tonne zurückgehen. Andererseits darf

[1] SCHLIEPER u. MENKE: Selbstkosten und Wirtschaftlichkeit der maschinenmäßigen Schrämarbeit im Ruhrbergbau. Glückauf 1933 S. 985.

nicht vergessen werden, daß in dünnen Flözen häufiger eine geringere Ausgangsleistung anzutreffen ist als in Flözen größerer Mächtigkeit.

Ein genaueres Verfahren zur Bestimmung der Wirtschaftlichkeitsgrenze zwischen Abbauhammer- und Schrämbetrieb ist das von VOGEL[1] angegebene Verfahren der kostengleichen Minuten. Hierunter ist diejenige Zeit zu verstehen, deren Lohnkostenwert beim Abbauhammerbetrieb den jeweiligen Schrämkosten entspricht. Auf diese Weise besteht die Möglichkeit, Zeiten mit Zeiten zu vergleichen und zu „Grenzhackenleistungen" zu kommen, die bei Abbauhammerarbeit erreicht werden müssen, wenn diese sich wirtschaftlich rechtfertigen soll.

Betragen z. B. die Schrämkosten 0,70 DM je m^2 und die Lohnkosten je Arbeiterminute 7 Pfg., so entsprechen den angenommenen Schrämkosten rd. 10 kostengleiche Minuten je m^2 Schrämfläche. Je m^3 anstehender Kohle ist die Zahl der kostengleichen Minuten ebenfalls 10, unter der Voraussetzung, daß die Flözmächtigkeit 1 m beträgt. Bei Flözmächtigkeiten von weniger als 1 m ist diese Zahl höher, da weniger als 1 m^3 Kohle über 1 m^2 Schrämfläche vorhanden ist, bei größeren Flözmächtigkeiten ist die Zahl dagegen geringer, bei 2 m z. B. nur 5. Bei z. B. 0,8 m Flözmächtigkeit müssen die gleichen Kosten von 0,8 m^3 getragen werden, so daß 1 m^3 = 10 : 0,8 = 12,5 kostengleichen Minuten entspricht. Zu diesen Zeitwerten ist natürlich noch die Zeit hinzuzuzählen, die die an das Schrämen sich anschließende Gewinnung mit dem Abbauhammer beansprucht. Sie beläuft sich bei Gasflammkohle auf durchschnittlich 17,5 min je m^3, bei Gas-, Fett- und Magerkohle auf 12,1, 7,5 und 14 min je m^3.

Da zu dem Aufgabenbereich des mit dem Abbauhammer arbeitenden Hauers auch noch die Wegfüll- und Ausbauarbeit gehören, sind die dafür erforderlichen Zeiten auch noch zu berücksichtigen. Beide sind unabhängig von der Kohlenhärte, jedoch wird die Wegfüllarbeit von der Flözmächtigkeit beeinflußt. So beträgt in der flachen Lagerung bei Flözmächtigkeiten von 0,8, 1,2, 1,6 und 2 m die Ladezeit durchschnittlich 25, 20, 18 und 17 min je m^3. Die Ausbauzeit je m^3 kann im Durchschnitt zu 9 min angenommen werden.

In der nachstehenden Zahlentafel sind für den Fall einer Schrämleistung von nur 20 m^2/h die bei Schrämarbeit erreichbaren Hackenleistungen in Abhängigkeit von der Flözmächtigkeit für Gasflammkohle ausgerechnet:

Mächtigkeit m	Kostengleiche Minuten zusätzlich der Gewinnungszeit des unterschrämten Kohlenstoßes min/m^3	Ladezeit min/m^3	Ausbauzeit min/m^3	Gesamtzeit für die Gewinnung min/m^3	Hackenleistung t = m^3
0,8	12,5 + 17,5 = 30	25	9	64	5,6
1,2	8,5 + 17,5 = 26	20	9	55	6,5
1,6	6,5 + 17,5 = 24	18	9	51	7,1
2,0	5,0 + 17,5 = 22,5	17	9	48,5	7,4

[1] VOGEL, W.: Ermittlung von Wirtschaftlichkeitsgrenzen für den Einsatz von Schrämmaschinen mit Hilfe von Arbeitszeitstudien, Glückauf 1941 S. 1; ferner C. H. FRITZSCHE u. W. BORSCHEL: Mehr schrämen! Glückauf 1951 S. 1.

Die Hackenleistung errechnet sich, indem die reine Arbeitszeit (360 min) durch die Gesamtzeit für die Gewinnung dividiert wird. Aus der Zahlentafel kann der Schluß gezogen werden, daß, wenn die Hackenleistungen bei ausschließlicher Abbauhammerarbeit geringer als die errechneten Werte sind, sich der Einsatz der Schrämmaschine kostensparend auswirken wird.

Die Grenze zwischen Abbauhammer und Schrämmaschine liegt bei noch höheren Hackenleistungen, wenn mit stempelfreier Abbaufront und einer leistungsfähigen elektrohydraulischen, auf einem Doppelkettenförderer fahrenden Schrämmaschine gearbeitet wird. Hier wird vor allen Dingen die Ladezeit geringer, da ein Teil der Kohle von selbst in den Förderer fällt. Die nachstehende Zahlentafel gibt für eine Schrämleistung von 150 m^2/h über die Grenzhackenleistungen Auskunft.

Mächtigkeit m	Kostengleiche Minuten zusätzlich Gewinnungszeit des unterschrämten Kohlenstoßes min/m^3	Ladezeit min/m^3	Ausbauzeit min/m^3	Gesamtzeit für die Gewinnung min/m^3	Hackenleistung t
0,8	18	20	9	47	7,6
1,2	14	16	9	39	9,5
1,6	12,5	14	9	35,5	10,0
2,0	11	12,5	9	33,5	10,2

Erst wenn die Hackenleistungen bei Flözmächtigkeiten von 0,8—2 m mehr als 7,6—10,2 t betragen, ist der Abbauhammer der Schrämmaschine vorzuziehen. Solche Fälle sind nicht sehr zahlreich. Die Schrämmaschine verdient somit einen größeren Anwendungsbereich, als sie ihn im deutschen Bergbau besitzt. Sie dürfte im wesentlichen nur dort nicht am Platze sein, wo der Hobel oder die Schrämlademaschine bessere Ergebnisse ermöglichen oder wo Störungen oder gebräches Hangende ihrem Einsatz hinderlich sind.

Außer im Steinkohlenbergbau hat die Schrämmaschine auch in einigen anderen Bergbauzweigen zur Erleichterung der Gewinnung Eingang gefunden. So im Kammerbau einiger Steinsalz- und Kaligruben bis zu 30° Einfallen. In Natursteinen (Kalksteine, Basalttuffe und Dachschiefer) sowie im Kupferschiefer sind aussichtsreiche Versuche im Gange.

34. — Maschinen mit Doppelausleger und andere Bauarten. Zur möglichst weitgehenden maschinellen Hereingewinnung oder, in anderen Worten, zwecks Verringerung der an das Schrämen sich anschließenden Gewinnung mittels Abbauhammer oder Schießarbeit, kann über dem unteren Schrämarm der normalen Schrämmaschine noch ein zweiter angeordnet werden (Abb. 77). Der Abstand zwischen den beiden Schrämarmen kann durch Zwischenringe innerhalb der Grenzen von 500—1000 mm den jeweiligen Abbaubedingungen angepaßt werden. Beide Arme sind miteinander gekuppelt und werden gemeinsam von Hand oder maschinell ein- und ausgeschwenkt.

Das Schrämen mit Doppelarm setzt ein einigermaßen gutes Gebirge sowie eine Kohle voraus, die nicht am Hangenden angebrannt ist. Etwa

15% der im Ruhrbergbau benutzten Schrämmaschinen haben einen Doppelausleger.

Zur weiteren Zerkleinerung der Kohle können auf das Ende des unteren Auslegers oder auf beide ein Schrämpilz gesetzt werden, der aus einer

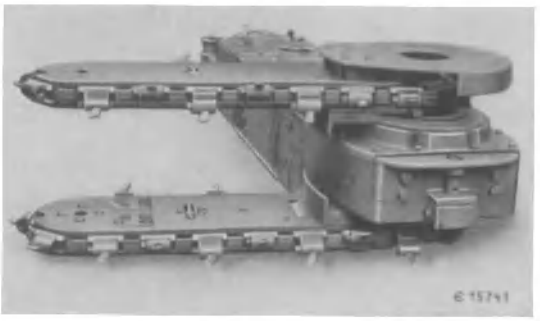


Abb. 77. Schrämmaschine für Doppelschram von Eickhoff.

senkrecht angeordneten, mit Schrämpicken versehenen Walze besteht. Durch sie wird im Schrämtiefsten die Kohle hinterschnitten.

Abb. 78. Seilschrämgerät der Firma Neuenburg.

35. – Das Seilschrämgerät der Firma Neuenburg. Zur Mechanisierung der Kohlengewinnung in steiler Lagerung ist besonders für geringmächtige Flöze das *Seilschrämgerät* von NEUENBURG geeignet[1]. Es besteht aus sieben gelenkig miteinander verbundenen Einzelgliedern, die eine 2,10 m lange, 0,85 m breite und 5 cm hohe Platte bilden. Das Gerät paßt sich infolge dieser Bauart Unebenheiten des Liegenden gut an. An seiner Vorderseite sind zwölf Meißelhalter für je zwei Schrämmeißel angebracht, von denen die eine Hälfte bei Aufwärts- und die andere bei Abwärtsfahrt die Kohle losschneiden und losreißen (Abb. 78).

Das Gerät wird am Kohlenstoß hin- und hergezogen, und zwar durch zwei in der Kopfstrecke aufgestellte Häspel, die ihre Kraft durch zwei Zugseile über Umlenkrollen übertragen. Der Andruck an den Kohlenstoß wird durch das eine der beiden Zugseile erzeugt. Bei jedem Doppelschnitt schneidet sich das mit einer Geschwindigkeit von 1 m/sek am Kohlen-

[1] BUSS, H.: Betriebserfahrungen mit Großschrämmaschinen und einem neuen Seilschrämgerät in steiler Lagerung auf der Zeche Centrum-Morgensonne. Glückauf 1950 S. 393; — ferner R. MÜLLER: Neuere Betriebserfahrungen mit dem Seilschrämgerät in steiler Lagerung. Glückauf 1954 S. 253.

stoß sich bewegende Gerät 2—3 cm tief in die Kohle ein. Ist die unterschrämte Kohle nach 45 cm Schnittiefe nicht hereingebrochen, so wird sie durch vier an der Versatzseite des Gerätes angebrachte Reißmesser gewonnen.

Für die Wahl der Stellung des Kohlenstoßes ist die Beschaffenheit der Kohle maßgebend. Am zweckmäßigsten hat sich ein um 10° überkippter Stoß erwiesen, da die Kohle dann an diesem herunterfließen kann, ohne den Ausbau herauszuschlagen.

Das Gerät wird von einem Mann in der Kopfstrecke bedient. Außerdem sind ein Hauer im Verbau und ein Lader in der Grundstrecke notwendig. Dieser geringe Schichtenaufwand kann eine Leistungssteigerung im Streb bis zu 50% verursachen, vorausgesetzt, daß der Schichtenaufwand für Ausbau und Bergeversatz sich nicht übermäßig erhöht.

C. Das Kerben im Abbau und das Schrämen und Kerben im Streckenvortrieb sowie in Auf- und Abhauen.

36. — Die Einbruchkerbmaschinen. Die Einbruchkerbmaschinen der Firmen Eickhoff und Korfmann bezwecken die Herstellung senkrechter Kerben im Kohlenstoß zur leichteren Herstellung von Einbrüchen mittels Abbauhammer oder Schießarbeit. Ihre Anwendung ist nach unten bis 70 cm, nach oben bis 250 cm Flözmächtigkeit begrenzt. Die Maschinen setzen sich aus drei Hauptteilen zusammen: dem Kerbwerkzeug, dem Führungsrahmen und dem Fahrwerk, an dessen Stelle auch ein Schlitten treten kann (Abb. 79).

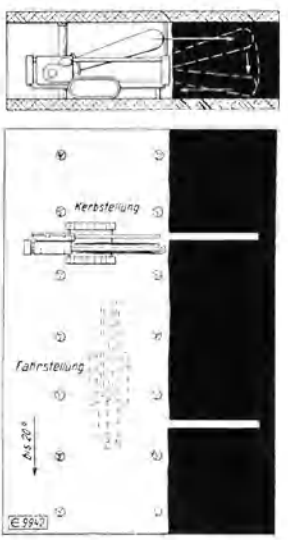


Abb. 79. Einbruchkerbmaschine von Eickhoff.

Das Kerbwerkzeug besteht aus einer um den Ausleger laufenden Schrämkette, die durch einen 15-PS-Pfeilrad- oder einen 9,5-kW-Elektromotor angetrieben wird. Die Schrämkette ist je nach der zwischen 1,5 und 2 m betragenden Kerbtiefe mit 30—40 Hartmetallmeißeln besetzt. Ausleger und Motor sind in einem 1,4—2 m langen, aus U-Profilen und Zahnstange gebildeten Führungsrahmen waagerecht verschiebbar. Ein am vorderen Ende des Führungsrahmens angebrachter Druckluftstempel dient zum Feststellen der Maschine.

Das Raupenfahrwerk wird durch einen umsteuerbaren 9,5-PS-Stirnradmotor angetrieben, welcher der Kerbmaschine eine hohe Geschwindigkeit verleiht und eine Steigfähigkeit bis zu 20° ermöglicht.

Die für einen Kerb notwendige Arbeitszeit beträgt 10—14 min, von denen 5—6 min auf die Kerben selbst entfallen. Die übrige Zeit wird für das Fahren, Ein- und Ausschwenken des Auslegers benutzt.

Bei einem Anschaffungspreis der Maschine von 11400 DM belaufen sich die täglichen Maschinenkosten ohne Energie- und Meißelkosten auf 18 DM. Einschließlich der Arbeitskosten für zwei Mann Bedienung stellen sich die von der Zahl der herzustellenden Kerben unabhängigen Kosten auf 68 DM.

Bei einem Luftverbrauch des Kerbmotors von 600 m^3/h und des Fahrmotors von 250 m^3/h errechnet sich der Luftverbrauch je Kerb zu 95 m^3 und deren Kosten bei einem Preis von 0,6 Pfg/m^3 zu 0,57 DM. Ein Satz Meißel kostet 300 DM, ihr Nachschleifen 85 DM. Bei einer Gesamtstanddauer von 1000 Kerben kosten die

Meißel je Kerb 0,40 DM, so daß sich die Energie- und Meißelkosten je Kerb auf 0,97 DM stellen.

Angesichts der hohen, von der Kerbzahl unabhängigen, also fixen Kosten von 68 DM leuchtet es ein, daß die Gesamtkosten eines Kerbs um so höher sind, je weniger Kerben je Schicht hergestellt werden und umgekehrt. In der Tat kostet ein Kerb bei 30 Schnitten/Schicht 3,25 DM, bei 10 Schnitten dagegen 7,75 DM. Mehr als 25 Schnitte je Schicht sind nur bei fast söhliger Lagerung möglich. Bei 15° Einfallen sinkt ihre Zahl auf 10—12.

37. — Die Schräm- und Kerbmaschinen. Die Schräm- und Kerbmaschinen ermöglichen nicht nur ein senkrechtes Kerben, sondern ein Kerben und Schrämen in jeder Richtung. Da sie in erster Linie für die Erleichterung des Vortriebs von Flözstrecken und Aufhauen bestimmt sind, werden sie auch als *Vortriebsmaschinen* bezeichnet. Ihre Hersteller sind die Firmen Eickhoff in Bochum und Korfmann in Witten.

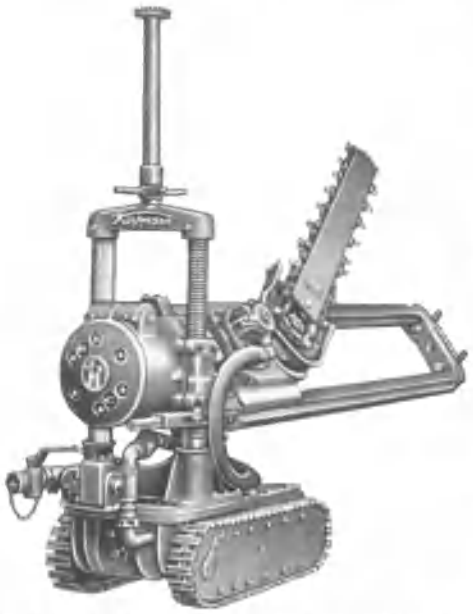


Abb. 80. Schräm- und Kerbmaschine von Korfmann.

Die 2,4—4 m langen und 0,75 m breiten Maschinen bestehen aus dem Führungsrahmen, dem Schrämwerkzeug und dem Fahrwerk aus Raupen oder einem Teckel (Abb. 80). Der Führungsrahmen, in dem das Schrämwerkzeug mit Hilfe einer Gewindespindel vor- und zurückbewegt werden kann, ist jedoch nicht unmittelbar auf dem Fahrwerk angebracht, sondern an einem Doppelsäulenständer höhenverstellbar und um 360° drehbar angeordnet.

Zum Antrieb der Schrämkette dient ein Pfeilradmotor von 20 PS oder ein gleichstarker Kurzschlußläufermotor. Art des Auslegers und der Schrämkette sind ähnlich wie bei der gewöhnlichen Einbruchkerbmaschine. Die Korfmann-Maschinen erlauben Schrämtiefen bis 3 m und die Eickhoff-Maschinen bis 2,20 m. Die Herstellung eines Schrams von 2,5 m Tiefe dauert einschließlich Auf- und Abrüsten der Maschine bis 45 min, von denen 15—20 min auf das Schrämen selbst entfallen.

Beim stirnseitigen Einfahren des Schrämarms, was bei allen Vortriebs- und Kerbmaschinen notwendig ist, empfiehlt es sich, Schrämarme mit verbreiterter Umkehre zu verwenden. Durch sie wird erreicht, daß sich die Schneidgeschwindigkeit an der Meißelspitze bei der Umkehre weniger stark erhöht als bei unveränderter Breite des Schrämarms. Hierdurch ergibt sich ein ruhigeres und schnelleres Einfahren des Schrämarms in die Kohle.

Bei einem Anschaffungspreis einer Schräm- und Kerbmaschine von 15000 DM und einer vierjährigen Lebensdauer errechnet sich die tägliche Maschinenmiete zu 28 DM.

Eine kleine Ausführungsform dieser Maschinenart ist die Schrägkerbmaschine der Firma Korfmann (Abb. 81). Sie hat ein Windwerk zum Entlangfahren am Stoß und einen samt dem Schrämarm schräg einstellbaren Schrämkopf.

38. — Der Schrämzwerg der Firma Neuenburg. Der Schrämzwerg besteht in seiner Grundform aus dem Schrämkopf mit Ausleger, dem Schrämmotor und der Winde. Sämtliche Teile der Maschine sind auf einer schlittenförmig ausgebildeten

Grundplatte befestigt. Mit einer Motorleistung von 8 PS und einem Gewicht von 360 kg ist sie die kleinste und leichteste Schrämmaschine.

Bemerkenswert ist der Schrämkopf, der, um 360° drehbar, das Schrämen und Kerben in jeder Richtung gestattet. Der Schrämarm hat eine nutzbare Länge von 1,5 m; seine Schrämkette ist mit 70 Hartmetallmeißeln besetzt. Die Meißel haben zwei Schneiden und sind in den Meißelhaltern klappbar angeordnet, so daß sie sich selbsttätig auf die Schnittrichtung einstellen. Die Schramdicke beträgt 60 mm.

Abb. 81. Schrägkerbmaschine von Korfmann.

Das Windwerk setzt sich aus einem umsteuerbaren 2-PS-Druckluftmotor und zwei ausrückbaren Seiltrommeln, von denen jede 15 m Seil von 6,5 mm aufnimmt, zusammen. Durch Umlenkrollen wird auch eine Bewegung der Maschine in Querrichtung ermöglicht.

Die beschriebene Grundform kann durch ein Raupenfahrwerk (Abb. 82) oder einen Führungsrahmen ergänzt werden. Das Raupenfahrwerk wird durch wenige Handgriffe an der Grundform angebaut und von der Vorgelegewelle des Windwerks angetrieben.

Von der Firma Neuenburg wird auch die *Kohlensäge* gebaut, ein mit einem 1,8-PS-Druckluftmotor angetriebenes Schrämwerkzeug mit einem 50 cm langen Arm, um das eine mit Schrämmeißeln besetzte Kette umläuft. Sie wiegt 20 kg und eignet sich für die Herstellung 20 mm starker Kerben. Ihr Preis beträgt 1500 DM, ihr Luftverbrauch 100 m³/h.

Abb. 82. Schrämzwerg der Firma Neuenburg auf Raupen.

39. — Die Kleinschrämmaschinen. Kleinschrämmaschinen werden von den Firmen Eickhoff und Korfmann gebaut. Sie bestehen aus dem eigentlichen Schrämwerkzeug, das, dem Verwendungszweck angepaßt, auf einem Schlitten, Raupenfahrwerk oder Teckel verlagert ist. Zum Antrieb dient ein umsteuerbarer 20-PS-Pfeilrad- oder Schrägzahnmotor oder ein 9,5-kW-Kurzschlußläufermotor. Durch Wechsel der Zahnräder im Vorgelege kann die Kettengeschwindigkeit der jeweiligen Kohlenhärte angepaßt werden, wobei die höheren Kettengeschwindigkeiten den Vorzug verdienen. Der Schrämarm wird in Längen von 1—2,2 m geliefert, so daß Schramtiefen bis 2 m erreichbar sind. Bei unten liegendem Schrämarm befindet sich der Schram 20 cm, bei umgekehrter Stellung der Maschine

rd. 50 cm über der Sohle. Zum Vorziehen der Maschine ist ein hand- oder druckluftbetriebenes Windwerk vorgesehen. Beim Schrämen befestigt man sie mit Hilfe zweier Rundeisen. Diese werden durch die untere Schlittenkufe in kurze, in die Sohle gebohrte Löcher gesteckt. Beim Vortrieb gewöhnlicher Strecken und Aufhauen nimmt die Herstellung eines Schrams einschließlich Auf- und Abrüsten der Maschine 25—30 min in Anspruch, das Schrämen selbst 8—16 min. Die Maschine kostet rd. 15000 DM.

40. — Die Anwendbarkeit der schneidenden Zurichtungsmaschinen im Abbau. Für den Abbau kommen als schneidende Zurichtungsverfahren das Einbruchkerben, das Schrägkerben, das unterbrochene Schrämen sowie die Anwendung der Kohlensäge in Betracht.

Das Einbruchkerben kann nur in sehr flacher Lagerung in Flözen ohne Einlagerungen und Bergemitteln und nur bei großen Feldbreiten angewendet werden. Ein großer Stempelabstand ergibt sich aus der Notwendigkeit, den Führungsrahmen oder die ganze Maschine aus der Fahrtstellung um 90° in die Kerbstellung zu schwenken. Von Bedeutung ist auch die Flözmächtigkeit und damit die freie Höhe des Führungsrahmens über dem Liegenden, da hiervon die Lage des Fördermittels abhängig ist. Bei den Kerbmaschinen niedriger Bauart, die in Flözen unter 1,10 m Mächtigkeit eingesetzt werden müssen, hat das Fördermittel nicht mehr unter dem Führungsrahmen Platz. Das Fördermittel muß daher dicht an der versatzseitigen Stempelreihe des Förderfeldes verlegt werden. Bei einer Breite des Fördermittels von 60 cm und einem in das Förderfeld hineinragenden Teil des Führungsrahmens von 70 cm muß daher die Feldbreite in geringmächtigen Flözen mindestens 1,50 m betragen. Zudem ist es infolge des Raumbedarfs der Maschine notwendig, nach der Gewinnungsschicht und vor dem Umlegen zu kerben.

Die Auswirkung eines Kerbs auf den Gang der Kohle bei der Herstellung von Einbrüchen ist bei aufgesteckten und spitzwinklig zum Stoß verlaufenden Schlechten am größten. Aber auch dann hat sich die Leistungssteigerung im westdeutschen Steinkohlenbergbau meist nicht als so groß erwiesen, daß dadurch die Kosten je Kerb von 4—8 DM wieder ausgeglichen werden konnten.

Etwas günstiger ist das Schrägkerben zu beurteilen. Es besteht darin, daß z. B. mit dem Schrämzwerg ein Kerbschnitt hergestellt wird, der das Flöz vom Hangenden zum Liegenden auf eine Erstreckung von 1,3—2,0 m schräg durchschneidet. Die reine Schnittzeit beträgt 3—12 min je Kerb, die Zeit für Nebenarbeiten 5—15 min. Die Talfahrt der Maschine zu Beginn jeder Schicht dauert 2—3 Stunden. 10—40 Schnitte können je Schicht hergestellt werden. Die Kosten je Schrägkerb liegen dementsprechend zwischen 9,75 DM bei 10 und 3,75 DM bei 40 Schrägkerben. Ein Streb von 200 m Länge benötigt etwa 70—100 Kerbschnitte und somit den Einsatz von 2—5 Maschinen bei eintägigem oder von 1—2 Maschinen bei zweitägigem Verhieb. Einlagerungen und Bergemittel erschweren oder verhindern den Einsatz der Maschine. Wegen ihrer geringen Breite benötigt sie nur ein schmales Fahrfeld, so daß sie auch bei rückfreier Abbaufront benutzt werden kann. Da sie durch ein zusätzliches Seil gegen Absturz gesichert wird, kann bis zu einem Einfallen von 45° mit ihr gearbeitet werden. Wesentlich ist ferner, daß infolge des schrägen Verlaufs der Kerben die Gewinnbarkeit stärker verbessert wird als bei einem senkrechten Kerb. Andererseits wird bei diesem Verfahren das Hangende nicht in dem gleichen Maße beunruhigt wie beim durchgehenden Schrämen, so daß das Schrägkerben bei harter Kohle und schlechtem Hangenden oder bei Vorhandensein mehrerer Störungen, die ein durchgehendes Schrämen nicht erlauben, Vorteile bringen kann. Unter den gleichen Abbaubedingungen kommt übrigens auch die Anwendung der Kohlensäge in Betracht.

Das unterbrochene Schrämen mit Kleinschrämmaschinen wird meist als Bogenschram in Form eines Viertel- oder eines Halbkreises durchgeführt. Nachteilig ist, daß die eigentliche Einbruchsarbeit nicht erleichtert wird. Im ganzen gesehen, wird von dem Verfahren nur selten Gebrauch gemacht.

41. — Die schneidende Zurichtung in Auf- und Abhauen. Diese Vorrichtungsbaue werden in der Regel lediglich in der Kohle — ohne Nachreißen von Nebengestein — aufgefahren, so daß sich eine Leistungssteigerung in der Kohlengewinnung in einer gleich großen Leistungssteigerung des Vortriebs auswirkt.

Als Grundformen schneidender Zurichtung können in Auf- und Abhauen das Schrämen und das Kerben angewandt werden.

Die einfachste Form des Schrämens ist der Bogenschram (Abb. 83a). Hierfür wird bei feststehender Maschine der Schrämarm um 180° geschwenkt, so daß als Schrämtiefe weniger als die halbe Breite des Aufhauens erreicht wird. Es können also kurze Schrämarmlängen und damit schwache Maschinen verwendet werden. Dafür wird von der Schrämmaschine eine große Beweglichkeit erwartet, da nach beendetem Schrämen die Maschine an einem der Stöße abgestellt werden muß. Am günstigsten ist daher beim Einfallen zwischen 0 und 15° eine Maschine mit Raupenfahrwerk. Die Nachteile dieser Art des Schrämens liegen in der Form des Schrams. Zwar wird die Auflockerungszone vor der Mitte des Orts erweitert; die Kohle an den Stößen, die erfahrungsgemäß die schwerste Abbauhammerarbeit erfordert, wird nicht unterschrämt.

Diesen Nachteil vermeidet teilweise die seitliche Aufstellung der Maschine und der damit mögliche Sichelschram (Abb. 83b). Die Länge des Schrämarms muß etwa $^2/_3$ der Breite des Aufhauens betragen. Die Eickhoff-Kleinschrämmaschine auf Raupen ist hierzu gut geeignet. Die Maschine wird an dem für die Ausnützung der Schlechten günstigsten Stoß aufgestellt und das Ort schräg gesetzt.

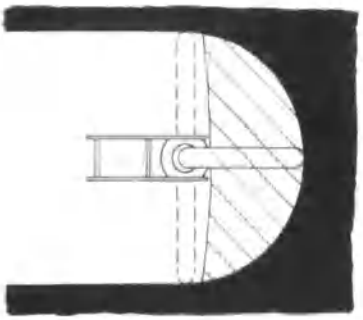


Abb. 83a. Bogenschram.

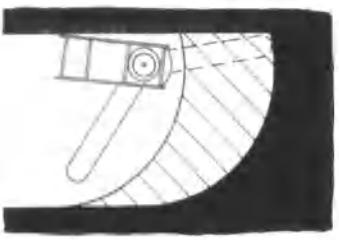


Abb. 83b. Sichelschram.

Den beschriebenen Formen ist gemeinsam, daß bei feststehender Maschine geschrämt wird. Es kann dagegen auch die Maschine mit umlaufender Schrämkette und feststehendem Schrämarm in die Kohle eingefahren werden, so daß auch an den Stößen die Kohle unterschrämt wird und so ein erweiterter Bogenschram entsteht. Auch Großschrämmaschinen, die für einen Streb nicht mehr betriebssicher genug sind, sind in Verbindung mit einem Führungsrahmen geeignet.

Zum Kerben in Auf- und Abhauen wird bei einem Einfallen bis zu 20° zweckmäßig die Einbruchkerbmaschine auf Raupen gesetzt. Bei größerem Einfallen muß das Raupenfahrwerk durch einen Schlitten ersetzt werden. Die Rüstzeiten sind hierbei jedoch sehr hoch, so daß bei steilem Einfallen eine schneidende Zurichtung nur selten anzutreffen ist, um so mehr, als das Schrämen das Auslaufen der Kohle begünstigt.

42. — Anwendungsbereiche des Schrämens und Kerbens in Auf- und Abhauen. Die sehr unterschiedlichen Arbeitsbedingungen machen eine allgemeingültige Entscheidung der Frage, ob das Schrämen oder das Kerben vorzuziehen ist, unmöglich. Es können jedoch unter Berücksichtigung der Kohlenhärte, des Spannungszustandes im Kohlenstoß, der Schlechten, der Mächtigkeit und des Einfallens Richtlinien aufgestellt werden, welche die Entscheidung, ob geschrämt oder gekerbt werden soll, erleichtern.

Ist die Kohle überall gleich hart und fest, so ist ein Schram angebracht. Bei der Gewinnung kann dann das Gewicht des Abbauhammers besser ausgenützt werden. Dagegen ist in einer schlechtenreichen Kohle, bei der jedoch der Einbruch an einem der beiden Stöße Schwierigkeiten bereitet, das Kerben an dem nach der Schlechtenwirkung günstigen Stoß zweckmäßiger. Der Hauer kann dann mit offenen Lagen arbeiten. Ein einzelner Kerb ist dabei meist ausreichend, besonders

dann, wenn das Ort schräg gestellt wird und die Kohle genügend Zeit hat, sich zum Kerb hin zu entspannen. Es ist daher zu empfehlen, immer am Schichtende zu kerben und eine möglichst große Kerbtiefe zu wählen. Sind mehrere Kerbe notwendig, so ist in Betracht zu ziehen, daß z. B. die Herstellung von drei Schnitten 80 min dauert, wogegen ein Schram in der Hälfte der Zeit hergestellt werden kann. Besonders diese Überlegung führte mit Recht zu einer größeren Verbreitung des Schrämens.

In mächtigen Flözen wird die Entscheidung vielfach zugunsten eines Kerbs fallen, da dann bei gleicher Abschlagslänge die Schnittfläche größer wird. Darf in einem Aufhauen geschossen werden, so ist immer ein Schram vorzuziehen. Die unterschrämte Kohle kann so in einem Zündgang zum Schram hin abgedrückt werden.

Der Erfolg der maschinellen Zurichtung ist von einer guten Betriebsorganisation sehr abhängig. Anzustreben ist ein in jeder Schicht abgeschlossener Zyklus, der aus Auskohlen, Verbauen und Schrämen oder Kerben besteht. Die Zurichtungsarbeit dabei an den Beginn der Schicht zu legen, ist aus mehrfachen Gründen nicht zweckmäßig. Da zum Schrämen oder Kerben nur ein Mann nötig ist und diese Arbeit die Voraussetzung für den Beginn der Kohlengewinnung bildet, tritt am Beginn der Schicht häufig ein Leerlauf ein, der am Ende der Schicht nicht eintreten kann, da dann mit dem Schrämen bereits während des Ausbauens begonnen werden kann. Störungen an der Maschine lassen sich dann auch während des Schichtenwechsels beheben, ohne den normalen Arbeitsablauf zu stören.

Eine weitere Voraussetzung für einen gleichmäßigen Arbeitsablauf bildet die Übereinstimmung von Schrämtiefe und Auffahrleistung. Wegen des hohen Anteils der Rüstzeiten sollte die Schrämtiefe möglichst groß gewählt werden. Für Auffahrleistungen, die größer als die mögliche Schrämtiefe sind, empfiehlt es sich, in der Mitte und auch am Ende der Schicht zu schrämen. Hierbei kann dann auch auf kleinere Maschinen zurückgegriffen werden, die neben dem Vorteil geringerer Kosten eine größere Beweglichkeit besitzen.

Im ganzen kann gesagt werden, daß in Auf- und Abhauen die besprochenen Arten der maschinellen Zurichtung von größerer Bedeutung sind als im Abbau, wo der Gang der Kohle ohnehin besser ist und es Verfahren der maschinellen Zurichtung und Hereingewinnung gibt, die leistungsfähiger sind.

43. — Die schneidende Zurichtung in Abbaustrecken. In mit Damm aufgefahrenen Abbaustrecken kann bei mittelharter und harter Kohle das durchgehende Schrämen mit Kleinschrämmaschinen angewandt werden. Hierbei bietet der Schrämzwerg vielseitige Möglichkeiten, indem er auf Raupen, auf dem Fördermittel oder auf einem Führungsrahmen am Stoß entlang fahren kann.

In gewöhnlichen Abbaustrecken wird von den Streckenvortriebsmaschinen eine große Anpassungsfähigkeit verlangt, der die vorhandenen Bauarten allerdings auf Kosten hohen Gewichts und großer Abmessungen gerecht werden. Sie haben sich in sehr harter Kohle bewährt, indem sie die Zeit für das Herstellen des Einbruchs herabsetzen.

D. Kohlengewinnungs- und Lademaschinen.

***44.* — Vorbemerkung.** Wenn man Schrämmaschinen sowie Kerb- und Schlitzmaschinen als Gewinnungsmaschinen bezeichnet, so ist die Bezeichnung nur in dem Sinne richtig, als sie bei der Hereingewinnung gebraucht werden, indem sie diese vorbereiten, zurichten und erleichtern. Diese selbst muß dann in der Regel noch durch Schießarbeit oder durch den Abbauhammer erfolgen. Aber auch der Abbauhammer kann infolge seiner geringen Leistungsfähigkeit und Kleinheit nicht als Gewinnungsmaschine angesprochen werden, sondern nur als mechanisierte Hacke, also als Werkzeug. Um daher die bisherige Teilmechanisierung der Hereingewinnung durch eine Vollmechanisierung zu ersetzen, sind Maschinen notwendig, die die Kohle

ladefertig aus dem Abbaustoß herauslösen. Wie Zeitstudien, mit denen man die Tätigkeit des Hauers in der flachen Lagerung des Ruhrbergbaus untersuchte[1], ergeben haben, entfallen aber im Durchschnitt von dem nutzbaren Zeitaufwand des Hauers nur 35% auf die Hereingewinnung, d. h. das Lösen der Kohle, dagegen rund 45% auf die Ladearbeit und rund 20% auf das Einbringen des Ausbaus. Für die Erzielung einer Leistungssteigerung muß also die Mechanisierung auch der Ladearbeit als besonders bedeutungsvoll angesehen werden.

Aus der Erkenntnis dieser Sachlage hat man 1939 damit begonnen, *Kohlengewinnungs-* und *Lademaschinen* zu entwickeln. Sie sind im üblichen Strebbau, und zwar überwiegend in der flachen Lagerung eingesetzt und sollen mit Ausnahme des Ausbaus die Tätigkeit des Hauers am Kohlenstoß mechanisieren. Die steile Lagerung hat sich bisher weitgehend der Mechanisierung entzogen.

45. — Grundsätzliche Möglichkeiten der Mechanisierung der Gewinnung und Verladung. Die *maschinenmäßige Kohlengewinnung* erscheint möglich durch schneidende oder durch schälende, spanabhebende Wirkung.

Das Zerschneiden kann durch einen oder mehrere Schrämausleger mit oder ohne Schrämpilz erfolgen. Auch kann zusätzlich ein Kerb durch einen senkrechten Ausleger hergestellt werden. Bevorzugt wird jedoch, die Schrämkette um einen oder zwei viereckige Rahmen zu führen, so daß waagerechte, senkrechte und schräge Schnitte entstehen. Nach einem oder mehreren dieser Verfahren arbeiten die *Schrämlademaschinen.*

Die schälende, spanabhebende, hobelnde Wirkung wird durch Messer bewerkstelligt, die, an einem Messerträger befestigt, durch Ketten oder Seile am Kohlenstoß hin und her gezogen werden, wie dieses beim *Kohlenhobel* der Fall ist. Er schält bei jedem Gang nur 5—30 cm breite Streifen des Kohlenstoßes ab. Zugleich verlangt er eine stempelfreie Kohlenfront, die auch bei den Schrämlademaschinen erwünscht ist.

Bei der meist von der gleichen Maschine vorgenommenen *maschinenmäßigen Verladung* der Kohle muß auf das Fördermittel Rücksicht genommen werden, sowie darauf, ob es im Gewinnungsfeld oder in einem von diesem durch eine Stempelreihe getrennten Förderfeld liegt. Beim Kohlenhobel liegt es immer im Gewinnungsfeld. Bei den Schrämlademaschinen kann das eine oder das andere der Fall sein. Meist sind bei ihnen Querförderer (z. B. Querkratzförderer, Schubförderer, Stahlplattenbänder, Schnecke) erforderlich, von denen die gewonnene Kohle seitlich einem im Gewinnungsfeld laufenden Unterband, einem Zweikettenförderer oder einem beliebigen der üblichen in einem getrennten Förderfeld verlegten Abbaufördermittel übergeben wird.

Auf weitere Einzelheiten wird bei der nachfolgenden Beschreibung einiger Gewinnungs- und Lademaschinen eingegangen.

46. — Die Schrämlademaschinen. Die heute in Deutschland gebräuchlichen Schrämlademaschinen sind zumeist *Rahmenschrämlader.* Bei ihnen treten an Stelle der Ausleger ein oder zwei hintereinanderliegende senk-

[1] VOGEL, W.: Ermittlung der Wirtschaftlichkeitsgrenzen für den Einsatz von Schrämmaschinen mit Hilfe von Arbeitszeitstudien. Glückauf 1941 S. 1.

rechte Rahmen, an deren Vorderseite ähnlich wie um einen Ausleger die Schrämkette läuft. Bei der Doppelrahmenmaschine hat der erste Rahmen eine rechteckige Form, führt den Liegend- und Mittelschram aus und hinterschneidet den Kohlenstoß (ähnlich Abb. 84). Der zweite dreieckförmige Rahmen hat die Aufgabe, einen horizontalen Schram am Hangenden, einen diagonalen Schram sowie die Verlängerung und Verbindung mit dem senkrechten Schnitt herzustellen. Die so weitgehend zerschnittene Kohle fällt durch die Rahmen auf einen Querförderer und wird von ihm auf das Strebfördermittel — in der Regel ein Zweikettenförderer — ausgetragen, auf dem die Maschine gleitet. Diese von der Firma Soest-Ferrum in Düsseldorf nach Angaben von CUYLEN gebaute Maschine ist mit einem 60-kW-Motor ausgerüstet. Wichtig ist eine kräftige Winde. Die Schnittiefe kann 62,5 cm oder 125 cm betragen. Der schmale Schnitt hat sich besser bewährt. Er erlaubt einen rascheren Fortschritt und ermöglicht auch eher, mit nur einem Rahmen auszukommen. Mit der Maschine sind auf den Pattberg-Schächten der Rheinpreußen A. G. in einem 1,4 mächtigen Flöz bei 2—3 sechsstündigen

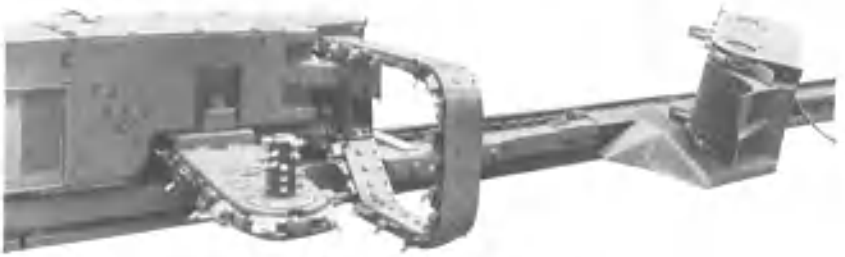


Abb. 84. Rahmenschrämlader von Eickhoff.

Gewinnungsschichten täglich im Dauerbetrieb bis 850 t je Tag hereingewonnen worden. Der Schichtenverbrauch in der Gewinnung lag zwischen 6 und 10 Schichten je 100 t.

Ein anderer Schrämlader nach CUYLEN ist für das Arbeiten in beiden Richtungen gebaut, vermeidet also die Talfahrt, die allerdings nur etwa $^3/_4$ Stunde in Anspruch nimmt. Bemerkenswert an dieser Maschine ist der Schubräumer. Er besteht aus drei schwingenden Körpern, deren Vorderseite eine gemeinsame senkrechte und zugleich zum Förderer pflugscharähnlich gebogene Fläche bilden. Durch ihn wird die seitliche Abförderung bewirkt und auch noch nicht aus dem Verband gelöste Kohle abgebrochen.

Der Rahmenschrämlader von EICKHOFF hat zwei Schneidkörper: einen normalen Kettenausleger mit oder ohne Schrämpilz und einen dahinter angeordneten Rahmen (Abb. 84). Die Maschine ist mit einer hydraulischen Winde ausgerüstet, die einen Schrämfortschritt von 100 m/h möglich macht[1].

Ein *Bohrschrämlader* nach Angaben von CUYLEN wird von der Firma Korfmann in Witten gebaut. Um drei kräftige, nebeneinander angeordnete Bohrkronen läuft ein Schrämrahmen. Die Bohrkronen führen sich die ge-

[1] RAUER, G.: Die Bemühungen des westdeutschen Steinkohlenbergbaus um die Mechanisierung der Kohlengewinnung. Glückauf 1953 S. 1209.

wonnene Kohle gegenseitig zu und ermöglichen dadurch eine Ableitung der Kohle nach der Seite, also nach dem Förderer hin.

Auch sei hier der „Continuous Miner" oder Dauerwühler erwähnt, von dem es verschiedene Bauarten gibt. Sie sind durch fünf oder mehr waagerecht oder senkrecht angeordnete Schrämketten gekennzeichnet, die dicht nebeneinander laufen und den Abbaustoß zerschneiden. Auch von mit Schrämpicken besetzten Walzen wird Gebrauch gemacht. Es ist dies bei den elektro-hydraulischen *Walzen-* und *Doppelwalzenschrämladern* der Firma Eickhoff der Fall. Diese Maschinen können im Strebbau für die Kohlengewinnung, im Örterbau des Kali- und Steinkohlenbergbaus sowie für den Abbaustreckenvortrieb in ausreichend mächtigen Flözen verwendet werden.

Der Einsatz dieser und ähnlicher Maschinen ist bisher auf wenige Fälle beschränkt geblieben. Die mit ihnen erzielten Ergebnisse sind jedoch ermutigend.

Im britischen Bergbau ist die Schrämlademaschine von Meco Moore mit mehr als 100 Stück in Gebrauch. Sie besteht aus einem oder zwei Schrämarmen, einem Kerbarm und verwendet ein Plattenband als Querförderer, von dem aus die Kohle auf das im Nachbarfeld liegende Strebfördermittel ausgetragen wird.

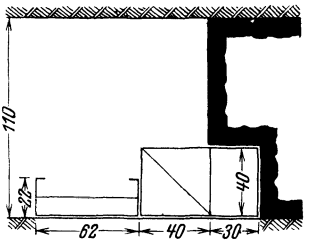


Abb. 85. Abschälende Wirkung des Einheitshobels.

47. — **Der Kohlenhobel.** Der Kohlenhobel hat, vom Steinkohlenbergwerk Ibbenbüren ausgehend, seine bisher größte Verbreitung im Ruhrbergbau gefunden, wird aber im ganzen westeuropäischen Steinkohlenbergbau sowie vereinzelt auch in Großbritannien, in den Vereinigten Staaten und in Japan angewandt. Etwa 8% der Ruhrkohlenförderung des Jahres 1954 wurde mittels Hobel hereingewonnen. Man unterscheidet den älteren Einheitshobel und den neueren Schnellhobel und hat von beiden Sonderbauarten entwickelt. Das Wesen des Hobelns besteht darin, daß ein mit Hobelmessern versehenes Gerät an den Kohlenstoß gedrückt und an diesem entlanggezogen wird. Dadurch werden Kohlenstreifen vom Stoß „abgeschält", und in das Fördermittel verladen.

48. — **Der Einheitshobel.** Der Hobel hat bei einem Gewicht von 1 t eine Länge von etwa 6 m und eine größte Breite von 70 cm, wovon 30 cm auf das Messer entfallen. Bei Flözmächtigkeiten zwischen 0,7 und 1,2 m wählt man seine Höhe zu 40 cm und bei mächtigeren Flözen zu 60 cm, in Sonderfällen auch zu 80 cm. Beim Hobeln werden Streifen der genannten Höhe und von 20—30 cm Breite vom Kohlenstoß abgeschält. Die überhängenden Teile dieser Streifen brechen in der Regel von selbst herein (Abb. 85). — Ein kennzeichnender Zug des Hobels ist sein symmetrischer Bau (Abb. 86). Damit er in beiden Richtungen arbeiten kann, besteht er aus zwei genau gleichen Teilen, die zur besseren Anpassung an Unregelmäßigkeiten des Einfallens vertikal gelenkig miteinander verbunden sind. Jede Hälfte besteht aus dem Messerträger *a* mit dem Messer *d*, dem Vorräumer *b* und der Zuglasche *c* mit der Zugrolle. Zwischen Messerträger und Vorräumer be-

findet sich die Rampe *e*. Über diese gleitet die gelöste Kohle auf das Abbaufördermittel. Die Arbeitsrichtung gegen die Schlechten hat sich als die günstigere erwiesen. Der Hobel greift dann in die Schlechten hinein und bricht die Kohle an ihnen ab.

Das Abbaufördermittel muß drei Aufgaben gewachsen sein. Es muß erstens in der Lage sein, große Mengen Kohle rasch abzufördern, es muß zweitens widerstandsfähig genug sein, um dem Kohlenhobel als seitliche Führung zu dienen und seitliche Drucke des Hobels von 0,5—2 t aufzunehmen sowie drittens, der Breite der abgeschälten Kohle entsprechend, geschlossen dem Kohlenstoß nachgerückt werden können. Diese Forderungen werden von den Zweikettenförderern erfüllt, wie sie von der Firma Beien und der Westfalia-Lünen (sogenannte Panzerförderer) gebaut werden. Die Länge der Förderer ist durch die Beanspruchungsmöglichkeit der Förderketten auf 280—330 m begrenzt. In ganz flacher Lagerung werden nur etwa 200—220 m erreicht. Hierdurch ist auch die größte Kohlenstoßlänge bestimmt.

Der Hobel wird an Seilen von je zwei Häspeln gezogen, von denen der eine in der unteren, der andere in der oberen Abbaustrecke aufgestellt ist.

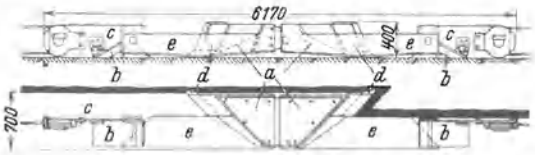


Abb. 86. Darstellung des Einheitshobels im Grundriß und Schnitt.

Es sind 20-PS-Geradzahnmotorhäspel mit Parabolscheibe für dreifache Seilumschlingung. Zum Aufwickeln des Seils dient ein hinter dem Zughaspel stehender 8 PS Trommelhaspel. Die Seile werden den Zughäspeln über Umlenkrollen zugeführt, die verschiebbar in besonderen Spannrahmen (Umlenkstationen) angeordnet sind. Die Hobelgeschwindigkeit beträgt 4,5— 9 m/min.

Von den verschiedenen Sonderbauarten des Einheitshobels sei der Westende- sowie der Radbod-Stufenhobel[1] erwähnt. Die Besonderheit des letzterwähnten besteht einmal darin, daß er durch zwei, den Doppelkettenförderer überbrückende Portale auf dem Förderer geführt wird. Außer dem an ihm angebrachten Hauptmesserträger besitzt er noch abnehmbare Vorschneider, die höhenverstellbar sind. Er eignet sich insbesondere zum Hobeln bei sehr weichem und welligem Liegenden sowie in mächtigen Flözen, namentlich wenn die Oberkohle fest oder angebrannt ist. In dem 1,8 m mächtigen Flöz Dickebank wurden in einem 220 m langen Streb bei zweischichtigem Betrieb 1300 t Rohkohle täglich gewonnen.

Mehrfach hat man versucht, den Hobel durch den Einbau starkschlagender Hämmer selbstwirkend und von einem Zugmittel mehr oder weniger unabhängig zu machen. Diesen Versuchen ist ein Erfolg bisher versagt geblieben.

[1] Schunke, E.: Schälende Kohlengewinnung in mächtigen Flözen. Glückauf 1949 S. 403; ferner Glückauf 1951 S. 629: Neue Betriebserfahrungen mit schälender Kohlengewinnung in mächtigen Flözen usw.

49. — Der Westfalia-Schnellhobel[1]. Einen entscheidenden Auftrieb erhielt die schälende Hereingewinnung durch den seit 1949 auf dem Markt befindlichen Schnellhobel, der nach seinem 1950 verstorbenen Erbauer auch Löbbehobel genannt wird (Abb. 87) und heute in den meisten Fällen dem Einheitshobel vorgezogen wird. Er unterscheidet sich von diesem in der Hauptsache durch Vereinigung der Antriebe für den Doppelkettenförderer und den Hobel, benötigt also keine besonderen in den Abbaustrecken aufzustellenden Zugwinden mit den schwerfälligen Umlenkstationen. Diese Vereinigung der Antriebe war nur durch Verringerung der Zugkraft am Hobel möglich, da sonst die Gefahr des Ausknickens des Zweikettenförderers, an dem der Hobel geführt wird, bestanden hätte. Diese Verringerung wird durch Verminderung der Schnittbreite herbeigeführt. Sie beträgt beim Schnellhobel je nach Festigkeit der Kohle nur 5 –15 cm. Damit je-

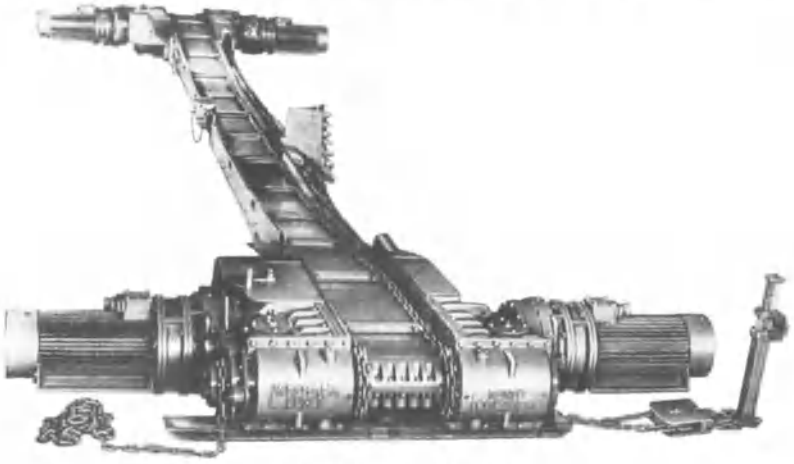


Abb. 87. Löbbehobel-Anlage.

doch der Kohlenanfall nicht abnimmt, wurde die Fahrgeschwindigkeit auf 22 m/min erhöht. Sie ist damit halb so groß wie die Fördergeschwindigkeit des Kettenförderers.

Die Zugkraft für den Hobel liefern die an beiden Enden des Panzerförderers angebrachten Antriebsstationen, die entsprechend stark bemessen sein müssen. Die Antriebskraft der Motoren wird über die Getriebe sowohl auf die Antriebstrommeln des Doppelkettenförderers als über eine Lamellenkupplung gleichzeitig auf das Antriebsrad der Hobelkette übertragen. Die angetriebene Lamellenkupplung gibt das Drehmoment an ihre Antriebswelle weiter, wenn über ein elektromagnetisch gesteuertes Druckluftventil die Lamellen mit einem Mindestdruck von 2,3 atü aneinandergepreßt werden. Durch das Einschalten der Lamellenkupplung am Hauptantrieb wird der Hobel zur Ladestrecke und durch Einschalten der Kupplung am Hilfsantrieb zur Kopfstrecke gezogen. Für den Antrieb werden Elektro- oder Druckluftmotoren bis zu 40 kW oder 55 PS benutzt. Jede der beiden Antriebsstationen kann entweder aus einem Elektro- oder Druckluftmotor,

[1] Lange, F.: Das Hobeln von Kohle. Glückauf 1952 S. 1.

aus zwei Elektro- oder Druckluftmotoren oder aus einem Elektro- und einem Druckluftmotor bestehen. Bei Elektromotoren sind eine Anfahrerleichterung und ein Blockierungsschutz notwendig. Hierzu hat sich die Voith-Sinclair-Turbo-Kupplung vorzüglich bewährt. Bei Druckluftmotoren, die ebenso wie die Elektromotoren freitragend angeflanscht werden, dient eine elastische Bolzenkupplung zur Energieübertragung. Zur Sicherung der Hobelkette gegen Überlastung ist das Antriebsrad mit einer Scherbolzenkupplung für eine Höchstbeanspruchung von 20 t verbunden.

Der Hobel selbst besteht aus dem Hobelschlitten mit den Bodenschwertern, dem auf dem Schlitten etwas schwenkbaren Hobelkörper, etwaigen Zwischenstücken und dem Deckel (Abb. 88). Die Bodenschwerter gleiten unter dem Förderer. Dadurch, sowie durch die an den Rinnen angebrachten Rückführungsrohre der Hobelkette, erhält der Hobel eine sichere Zwangsführung, die ein Kippen und Klettern des Hobels verhindert und auch das Durchfahren von kleineren Sätteln im Streb ermöglicht. Der Hobelkörper ist auf beiden Seiten mit leicht auswechselbaren, scharfen Stoßmeißeln versehen sowie mit je einem Bodenmeißel. Die normale Höhe des Hobels einschließlich Deckel, der ebenfalls beiderseitig mit je einem Meißel ausgerüstet ist, beläuft sich auf 425 mm. In mächtigeren Flözen oder in Flözen, deren Oberkohle nicht von selbst hereinbricht, werden noch mit Meißeln versehene Zwischenstücke eingebaut, wodurch der Hobel bis 750 mm erhöht werden kann. Andererseits gibt es auch eine Sonderbauart von nur 320 mm Höhe. — Bei normaler Hobelfähigkeit der Kohle werden Stoßmeißel verwandt, bei denen die Werkzeugschneide am Meißelrücken liegt, während bei harter Kohle Meißel vorgezogen werden, deren Schneiden an der Werkzeugbrust liegen. Da diese Meißelform dem Klettern des Hobels entgegenwirkt, dienen solche Meißel auch im Normalfall als Firstmeißel im Deckel. Auch den Bodenmeißeln kommt besondere Bedeutung zu.

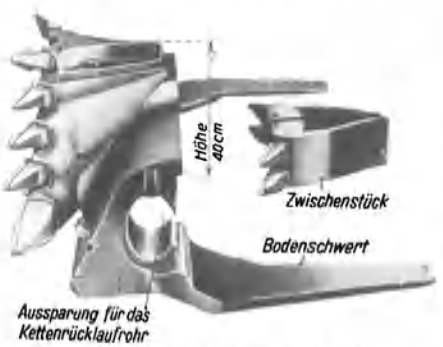


Abb. 88. Einzelteile des Löbbehobels.

Der Schnellhobel wird nicht durch Seile, sondern durch Ketten gezogen. Sie sind aus Sonderkettenstahl hergestellt und besitzen bei 22 mm Gliedstärke eine Bruchfestigkeit von 50 t. Die Kette wird aus Strängen von 8 m Länge während des Einziehens in das Rückführungsrohr mit Kettenschlössern zu ihrer Gesamtlänge verbunden, über die beiden Antriebsräder geführt und mit Spannschlössern an die beiden Enden des Hobelkörpers angeschlagen.

Bemerkenswert ist weiterhin, daß eine Schnellhobelanlage im Gegensatz zu einem ohne Hobel laufenden Doppelkettenförderer schon bei geringem Einfallen gegen ein Abrutschen in der Förderrichtung gesichert werden muß. Es geschieht dies durch eine kräftige Verankerung des oberen Antriebs mit Hilfe eines Doppelflaschenzugs von 50—60 t Eigenkraft.

Bei jeder Schälfahrt werden Förderer und Hobel von Druckluftzylindern an den Kohlenstoß gedrückt. Die Rückzylinder pflegen in Abständen von 6—12 m an der Versatzseite des Förderers angebracht zu werden. Sie stützen sich am Ausbau oder an besonderen Schleppstempeln ab. Die Antriebsstationen werden nach Einlegen eines Hebels mit eigener Kraft gerückt, und zwar geschieht dies über ein vom Getriebe bewegtes Kettenrad, das die um eine verankerte lose Rolle geführte Rückkette anzieht (vgl. Abb. 87). Zur Erleichterung des Rückens ruhen die Antriebsstationen auf Gleitkufen.

50. — Der Anbauhobel[1]. Der Anbauhobel läßt sich mit geringem Arbeits- und Kapitalaufwand an bereits vorhandene und in Betrieb befindliche Panzerförderer anbauen. Darüber hinaus gestattet der Anbauhobel, auch in Teilstücken von Streben zu hobeln. Diese Eigenschaft ist dann von Bedeutung, wenn größere Störungen oder gar Störungszonen ein Baufeld mit sonst zum Hobeln geeigneten Gebirgsverhältnissen durchziehen. Bisher war eine mechanische Gewinnung in Strebteilen nur mit dem schneidenden Verfahren möglich. Durch den Anbauhobel werden also die Anwendungsmöglichkeiten der so leistungsfähigen schälenden Gewinnung beträchtlich vermehrt.

Der Anbauhobel ist ein Löbbehobel, bei dem jedoch Antriebs- und Umkehrstelle vom Panzerförderer unabhängig sind. Da der Anbauhobel seiner Bestimmung gemäß an vorhandenen Panzerförderern angebaut werden soll, kann bei ihm nicht — wie beim Löbbehobel — Förder- und Hobelantrieb vereinigt sein, sondern es muß zu dem am Panzerförderer bereits vorhandenen Förderantrieb ein zusätzlicher, unabhängiger Hobelantrieb angebracht werden. Zu diesem Zweck wird an der Kohlenstoßseite des Panzerförderer-Antriebsrahmens zunächst der sogenannte Hobelkasten angebracht, der das Hobelkettenrad enthält. An diesem Hobelkasten befinden sich das Hobelkettengetriebe und der Hobelmotor. Am anderen Ende des Panzerförderers kann nun beispielsweise ein gleicher Antrieb untergebracht werden. Die Anbauhobelanlage kommt dann einer Löbbehobelanlage gleich, hat aber dieser gegenüber den Vorteil, daß sie auch festere Kohle hobeln kann, weil beim Anbauhobel die Antriebsleistungen der beiden Hobelantriebe sich addieren, während beim Löbbehobel stets nur der in Hobelrichtung liegende Antrieb auf den Hobel wirkt. Allerdings ist bei dieser Anordnung der Anbauhobelanlage der Panzerfördererantrieb schwächer als beim Löbbehobel, weswegen diese Anordnung nur für kleine Förderleistungen geeignet ist. Der Anbau eines weiteren Panzerförderermotors ist aber möglich.

Darüber hinaus bietet sich durch eine andere Anordnung der Anbauhobelanlage die Möglichkeit, in Teilstücken eines Strebs zu hobeln, und zwar durch Einbau einer Hobelumkehrstelle an jedem beliebigen Punkt des Panzerförderers. Diese Zwischenumkehre besteht auf der Kohlenstoßseite aus einem geschweißten Kasten, der das Hobelkettenrad enthält. Der Kasten ist durch zwei schwenkbare Laschen unter dem Panzerförderer mit

[1] Brandi: Neue Wege für die schälende Kohlengewinnung. Glückauf 1953 S. 345.

einer versatzseitigen Seitenwange so verbunden, daß die auf das Hobelkettenrad wirkenden Zugkräfte die Umkehre am Panzerförderer festklemmen. Mit Hilfe dieser Umkehrstelle sind verschiedene Arten des Einsatzes möglich.

Abb. 89a zeigt die oben besprochene normale Anbauhobelanlage für einen kurzen Streb. Mit *1* sind die Panzerförderer-Antriebe bezeichnet und mit *2* die Hobelantriebe. Abb. 89b dagegen gibt einen Anbauhobel in einem langen Streb wieder, der von einer mächtigen Störung durchzogen wird, die den Streb in zwei Teile unterteilt. In diesen beiden Teilen wird an dem durch

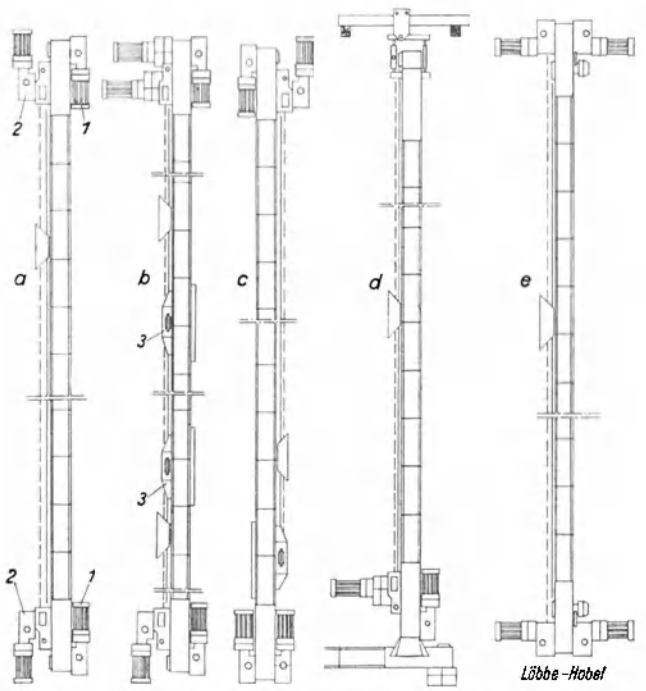


Abb. 89. Verschiedene Anordnungen des Anbauhobels und Löbbehobels.
a für kleine Förderleistungen; — *b* in einem gestörten Streb mit zwei Hobeln und Zwischenumkehren; — *c* mit einer Zwischenumkehre unmittelbar am entgegengesetzten Antrieb; *d* mit Endumkehre für kurze Streben; — *e* Löbbehobel.

den ganzen Streb durchgehenden Panzerförderer gehobelt, und zwar befindet sich dicht unterhalb und oberhalb der Störung je eine Umkehre *3* für die Hobelkette. Im Ober- und Unterstreb kann also unabhängig voneinander gehobelt werden. In Abb. 89c ist die Anordnung für einen Streb von üblicher Länge dargestellt, in dem nur vom oberen Antrieb aus mit einer Umkehre hin- und hergehobelt wird. Bis zu etwa 180 m Streblänge kann mit dieser Anordnung gehobelt werden. Abb. 89d zeigt eine Anordnung für kurze Streben bis zu etwa 120 m Länge. Hierfür wurde eine Endumkehre geschaffen, in der Förderumkehre und Hobelumkehre vereinigt sind. Sie ist mit einer Spannvorrichtung an einem Spannbalken aufgehängt. Abb. 89e zeigt zum Vergleich einen Löbbehobel.

51. — Die Beherrschung des Hangenden in Hobelstreben. Eine gute Beherrschung des Hangenden ist eine wichtige Voraussetzung für den Erfolg eines Hobelbetriebes. Da das Hangende am Kohlenstoß auf der gesamten Streblänge fast gleichzeitig freigelegt wird, ist es in Hobelstreben noch schwieriger als in Abbauhammerbetrieben, einen Nachfallpacken, der einmal durchgebrochen ist, wieder anzubauen. Die Stempeldichte sollte nicht weniger als 1,5 Stempel je m^2 betragen. Felder über 80 cm Breite empfehlen sich nur bei besonders günstigem Hangenden. Es können Kurzkappen oder beim Dreiecksbau auch längere Kappen verwandt werden.

Neben dem Ausbau hat auch das Versatzverfahren wesentlichen Einfluß auf die Beherrschung des Hangenden. Die höchsten Strebleistungen ermöglicht in der Regel der Bruchbau. Er hat auch in Hobelbetrieben die größte Verbreitung. An Versatzverfahren kommen Blasversatz und Blindortversatz in Betracht. Aus Gründen der leichteren Beherrschung des Hangenden sollte der erste Einsatz eines Hobels zweckmäßig nicht in einem sehr mächtigen Flöz erfolgen.

52. — Die Abbaustreckenförderung. Wesentlich ist, daß die Abbaustreckenförderung leistungsfähig genug ist. Auch bei dünnen Flözen ist dieser Forderung Beachtung zu schenken, da bei entsprechend großer Schnittbreite des Hobels auch in solchen Flözen die Kohlenförderung hoch sein kann. Als sehr nützlich hat es sich für einen reibungslosen Betriebsablauf erwiesen, zwischen Strebpanzerförderer und Streckenfördermittel einen Streckenpanzerförderer einzuschalten. Es wird hierdurch eine gleichmäßige Aufgabe des Förderguts auf das Streckenfördermittel erreicht, die Übergabehöhe zwischen Streb und Strecke verringert und eine Verschmutzung der Übergabestelle durch überfallende Kohle vermieden.

53. — Schichtenverbrauch, Leistung und Wirtschaftlichkeit. Im Durchschnitt ist der Schichtenverbrauch der Hobelstreben im westdeutschen Steinkohlenbergbau geringer als bei anderen Gewinnungsverfahren, wobei jedoch beachtet werden muß, daß die schneidende Gewinnung in erster Linie in härteren Flözen stattfindet. Der Schichtenverbrauch je 100 t in der Gewinnung schwankt zwischen 4,5 und 12 (Durchschnitt 8,4), im Streb zwischen 6 und 20 (Durchschnitt 15) und im Abbau zwischen 7 und 26 (Durchschnitt 20). Die Leistung in der Gewinnung schwankt somit zwischen 8,5 und 22 t je M. u. Sch. im Vergleich zu 7 t als Durchschnittswert aller Abbaubetriebe des westdeutschen Steinkohlenbergbaus[1].

Die Wirtschaftlichkeit einer Hobelanlage ergibt sich aus einer Gegenüberstellung des Mehraufwandes an Maschinenkosten und den eingesparten Arbeitskosten. Die Maschinenkosten dürften bei einem 200 m langen Streb und elektrischem Antrieb mit 400—600 DM je Arbeitstag und 10000 bis 15000 DM je Monat zu veranschlagen sein, bei Druckluftantrieb etwa 25% mehr. Die Arbeitskosten hängen vom Schichtenaufwand ab. Der größte Anteil entfällt mit 3—7 Schichten/100 t auf den Ausbau. Hierbei kann angenommen werden, daß 25—50 Baue je Mann gestellt werden können, wobei Ausbauelemente angenommen sind, die von einem Mann allein gehandhabt werden können und weiterhin vorausgesetzt ist, daß die Ausbauhauer

[1] Schlüter, R.: Zehn Jahre Kohlenhobel. Glückauf 1953 S. 537.

in ihrem Abschnitt auch die Vordrückzylinder bedienen. Aus der Anzahl der Felder, die je Schicht verhauen werden sollen, ergibt sich die Zahl der je Schicht zu setzenden Baue. — Zur Bedienung der Hobelanlage sind je ein Mann am Haupt- und Hilfsantrieb notwendig und in mächtigen Flözen ein Hobelbegleiter. Dazu kommt in der Förderschicht je ein Schlosser und Elektriker und auf einer förderfreien Schicht ein Schlosser zur Wartung der Anlage. — Außer dem Schichtenaufwand für den Bergeversatz oder Bruchbau sind noch die Leute für das Auskohlen der sogenannten Hobelställe oben und unten zu berücksichtigen. Je nach Flözmächtigkeit und Abbaufortschritt kommt man mit 2—3 Mann für jeden Stall aus. Wird die Kopfstrecke nachgenommen, so sind am oberen Antrieb meist 3—4 Mann erforderlich.

Die Wirtschaftlichkeit ist in der Regel umso höher, je größer die tägliche Fördermenge ist. Sie sollte mindestens 400 t je Schicht betragen. Fördermengen von 1000 t und mehr sind im Dauerbetrieb schon mehrfach erreicht worden. Sie sind entweder nur in Flözen von mehr als etwa 1,60 m Mächtigkeit oder bei hohem Abbaufortschritt möglich. Meist beträgt der Abbaufortschritt 1,2—2,5 m. In Einzelfällen konnten schon 4—6 m erzielt werden. Werte von mehr als 2 m sind nur bei zweischichtiger Hereingewinnung und bei Rückbau möglich, wenn also durch den Abbaustreckenvortrieb keine Behinderung eintritt.

54. — Der Schälschrapper[1]. Bei einer Schälschrapperanlage werden mehrere Schrapperkästen, die in Abständen von 20—25 m an Seilen befestigt sind, durch zwei Häspel am Kohlenstoß hin- und hergezogen, wobei der von jedem Schrappkasten zurückzulegende Weg einige Meter größer als ihr gegenseitiger Abstand ist. Dadurch wird erreicht, daß der jeweils vordere Kasten die von dem rückwärtig anschließenden Kasten übergebene Kohle aufnimmt und weiterfördert. Der vorderste Kasten trägt schließlich die Kohle in das Streckenfördermittel aus. Damit die Messer der Schrappkästen ihre schälende Wirkung am Kohlenstoß ausüben können, ist ein Andruck erforderlich. Zu diesem Zwecke dienen Führungsschienen aus U-Eisen von 3 m Länge und etwa 400 mm Höhe, die durch Gelenke untereinander verbunden sind, an denen mit Druckluft betriebene Vordrückzylinder angreifen. Neuerdings wird besonders in dünnen Flözen auf die Führungsschienen verzichtet und der Andruck durch das rücklaufende Seil hervorgerufen. Streben mit Schälschrappern können einflügelig oder zweiflügelig als Doppelstreben mit Mittelstrecke betrieben werden, wodurch die Ausnutzung des Streckenfördermittels wesentlich verbessert wird. Das Flözeinfallen darf bei Doppelstreben jedoch 10° nicht übersteigen, da die Kästen im unteren Flügel bergauf arbeiten müssen. Da Zugkräfte bis zu 15 und 20 t benötigt werden, sind die mit zwei Trommeln versehenen Schrapperhäspel mit kräftigem Antrieb bis 150 kW Leistung und mehr ausgerüstet. Die Seiltrommeln müssen etwa 40—50 m Seil von 30—35 mm Seildurchmesser aufnehmen können. An Stelle einer ortsfesten Haspelkammer an der Kopfstrecke (Abb. 90), deren Lage so gewählt werden

[1] MERKEL: Betriebsergebnisse mit Schälschrapperanlagen. Glückauf 1949 S. 5; — ferner R. SCHLÜTER: Zehn Jahre Kohlenhobel. Glückauf 1953 S. 537.

sollte, daß ein möglichst großes Feld abgebaut werden kann, tritt bei Wegfall der Führungsschienen eine vereinfachte Aufstellung in der Ladestrecke, die jedoch laufend vorgerückt werden muß.

Als Seile scheinen sich Gleichschlagseile drallarmer Ausführung am besten zu bewähren. Die Verbindung des Seils mit den Kästen ist auf verschiedene Weise möglich. Entweder werden sie mittels Seilklemmen an das durchgehende Seil angeschlagen oder sie werden mittels zweier Seilenden mit dem Hauptseil verbunden. Eine dritte Möglichkeit besteht darin, auf ein durchgehendes Hauptseil zu verzichten und die Kästen untereinander durch ein oder zwei Seile zu verbinden. Diese Befestigungsart hat den Vorteil, bei einem Seilriß im Streb nicht spleißen zu müssen, sondern das gerissene Seilstück auswechseln zu können, was in dünnen Flözen einfacher ist. Andererseits vermeidet ein durchgehendes Hauptseil ein Klettern der Kästen.

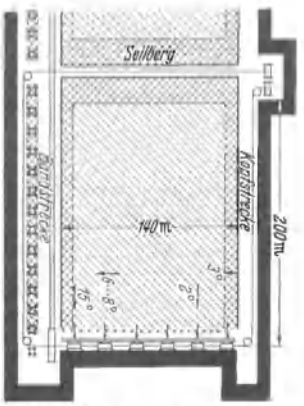


Abb. 90. Seilführung in einem Schälschrapperbetrieb.

Damit die Schrapperkästen die in Förderrichtung zunehmende Fördermenge bewältigen können, muß ihr Fassungsvermögen in dieser Richtung zunehmen. Es werden also Schrapperkästen verschiedener Größe benötigt, die man aus 1, 2, 3 oder 4 sogenannten Einheitsschrapperkästen zusammenbaut.

Die Einheitsschrapperkästen bestehen aus kräftigen, mit U-Eisen verstärkten Wänden. Die Rückwand ist klappbar und gleitet beim Rückwärtsgang über die bereits gewonnene Kohle hinweg. Die Kastenbreite beträgt meist 800 mm, die Länge 1000 mm und die Kastenhöhe je nach der Flözmächtigkeit 330—550 mm. Ihr Inhalt schwankt zwischen 0,25 und 0,4 m³.

Schwierigkeiten in der Seilführung und großer Seilverschleiß beim Schleifen am Hangenden und Liegenden führten zur Kette als Zugmittel, mit der einige Besonderheiten in den Schälschrappbetrieb Eingang fanden, die der Erwähnung bedürfen[1]. Der Antrieb ist nach den Erfahrungen mit dem Schnellhobel- und Panzerfördererantrieb gebaut und läßt eine Leistung von 55 PS zu, die durch einen oder mehrere Druckluft- oder Elektromotoren erzeugt werden kann. Zur Zeit wird die Kette in der Kopfstrecke mit Hilfe einer Umlenkrolle lediglich umgelenkt, jedoch ist auch hier der Einbau eines Hilfsantriebes möglich.

Antrieb und Umkehre sind auf einem Schlitten verlagert und an 4 m langen Verschiebeträgern verankert. Sie werden entweder von Hand mit Kettenzügen oder automatisch um die gewünschte Schnittbreite vorgezogen. Nach einem Abbaufortschritt von jeweils 4 m müssen die Verschiebeträger vorverlegt werden.

Abschließend läßt sich sagen, daß mit Schälschrapperanlagen — besonders mit Kette als Zugmittel — gute Erfahrungen gemacht wurden.

[1] Rauer, G.: Die Bemühungen des westdeutschen Steinkohlenbergbaus um die Mechanisierung der Kohlengewinnung. Glückauf 1953 S. 1209.

Dieses Verfahren eignet sich bei gutem Liegenden besonders für den Abbau von 40—60 cm mächtigen flachgelagerten Flözen, die mit anderen Mitteln wirtschaftlich nicht zu gewinnen sind. Einen großen Einfluß auf die Wirtschaftlichkeit hat naturgemäß der Abbaustreckenvortrieb und die Abbaustreckenförderung. Dieser Einfluß ist von Fall zu Fall zu untersuchen, wenn man vor der Frage des Abbaus solcher geringmächtiger Flöze steht.

Rückblick und Ausblick auf die maschinelle Kohlengewinnung und Verladung.

Die schälende Kohlengewinnung mit Hilfe des Schnellhobels und anderer Hobelbauarten hat im westdeutschen Bergbau eine größere Verbreitung gefunden als die schneidend wirkenden Schrämlademaschinen, die im britischen Kohlenbergbau infolge der größeren Härte der dortigen Kohle eine vergleichsweise ähnliche Rolle spielen wie bei der vielfach weicheren Kohle, z. B. des Ruhrgebiets und anderer kontinentaler Bergbaubezirke der Hobel. In etwa 70 Abbaubetrieben der flachen Lagerung, die etwa 30000 t täglich förderten, wurde 1954 der Hobel im Ruhrgebiet angewandt. Bei der schneidenden Kohlengewinnung ist die Gewinnung mittels Schrämmaschinen mit ein oder zwei Auslegern und Schrämlademaschinen zu unterscheiden. Im Jahre 1953 waren 62 Schrämmaschinenbetriebe im Ruhrgebiet vorhanden, die in Verbindung mit vorrückbaren Abbaufördermitteln arbeiteten und auch rd. 30000 t täglich förderten. Hierzu kamen weitere 226 Schrämbetriebe, bei denen Schrämmaschinenfahrfeld und Förderfeld getrennt waren und ein umlegbares Fördermittel benutzt wurde. Dagegen waren nur wenige Schrämlademaschinen in Gebrauch, obwohl hervorragende Einzelergebnisse erzielt werden konnten.

Ziel der maschinellen Kohlengewinnung ist außer der Erleichterung der menschlichen Arbeit eine Kostensenkung. Es kann nicht genug betont werden, daß die Kostensenkung in starkem Maße von der Höhe der Fördermenge des mechanisierten Betriebspunktes abhängt. Angesichts der hohen Anlagekosten — sie betragen für einen Hobelstreb einschließlich der elektrischen Einrichtungen, aber ohne den Ausbau, etwa 400000 DM — und der Maschinenbetriebskosten von täglich 400—600 DM, ist eine fühlbare Verbesserung der Wirtschaftlichkeit nur zu erreichen, wenn die letztgenannte Summe von einer hohen Tonnenzahl getragen wird. Erhöhung der Fördermenge je Betriebspunkt muß also das Ziel sein. Im allgemeinen ist bei einer Förderung von weniger als 400 t täglich die Wirtschaftlichkeit eines vollmechanisierten Betriebs nicht zu erwarten.

In besonderer Weise wird die Kraftwirtschaft einer Schachtanlage durch die Einrichtung vollmechanisierter Abbaubetriebe beansprucht. Die eingebaute Leistung ist mit 100—200 kW zu veranschlagen, von denen $^1/_2$—$^2/_3$ auf den Zweikettenförderer entfallen und der übrige Teil auf den Hobel oder den Schrämlader. Eine Bereitstellung der hierfür erforderlichen Energiemengen aus dem Druckluftnetz ist ohne Beeinträchtigung anderer Druckluftverbraucher vielfach nicht möglich, auf jeden Fall aber kostspielig. Es sollte daher der elektrische Antrieb für alle oder zumindest für den größten Teil der Motoren gewählt werden.

Bemerkenswert ist, daß die schälende und die schneidende Kohlengewinnung sich bisher in der Hauptsache auf wenig gestörte Flöze mit gutem Hangenden der flachen bis halbsteilen Lagerung beschränkt hat. Durch den Anbauhobel ist eine Möglichkeit geschaffen, auch bei Vorhandensein von einer oder mehreren streichenden oder diagonalen Störungen zu hobeln. Es wird die Aufgabe der nächsten Zukunft sein, auch für Flöze mit weniger guten geologischen Bedingungen Lösungen für eine Mechanisierung zu finden. Entscheidend wird hierfür auch die weitere Entwicklung des Ausbaus[1] sein. Durch den T-Ausbau sowie durch die Vorpfändkappen ist bereits ein großer Fortschritt erzielt worden. Er hat die stempelfreie Abbaufront ermöglicht, welche die Voraussetzung aller vollmechanischen Gewinnungsverfahren ist. Von großer Bedeutung wird auch die Ausdehnung der Mechanisierung der Gewinnung auf die steile Lagerung sein. Durch Schrämmaschinen, Rahmenschrämmaschinen, sonstige schneidende Gewinnungsmaschinen, durch Schälschrapper und Seilschrämgeräte sind zwar in zahlreichen Einzelfällen gute Ergebnisse erzielt worden, ein durchschlagender Erfolg ist ihnen jedoch bisher versagt geblieben; sei es, daß die Handhabung schwerer Maschinen bei steilem Einfallen zu umständlich war, sei es, daß Ausbau, Bergeversatz oder Staubentwicklung und Kohlenzerfall zu große Schwierigkeiten bereiteten.

IV. Sprengarbeit.

55. — Geschichtliches. Die Erfindung der Spreng- oder Schießarbeit ist einer der Marksteine in der Entwicklung der menschlichen Kultur. Der heutige Bergbau beruht zum großen Teil auf der Schießarbeit, das heißt auf der Verwendung von Sprengstoffen. So findet im gesamten Erzbergbau, im Steinsalz- und Kalibergbau die Hereingewinnung durch Schießarbeit statt. Durch Schräm- und Schießarbeit wird der größte Teil der Steinkohlen in Großbritannien und in den Vereinigten Staaten hereingewonnen. Aber auch im westeuropäischen und im japanischen Steinkohlenbergbau, wo die Schießarbeit für die Hereingewinnung der Kohle selbst nur eine geringe Rolle spielt, ist sie für die Auffahrung des umfangreichen Gesteinsstreckennetzes unentbehrlich. Auch in der Industrie der Steine und Erden ist sie von erheblicher, wenn auch nicht von ausschließlicher Bedeutung. Selbst die Erdölgewinnung kann den Sprengstoff nicht gänzlich entbehren. Er wird hier zuweilen zur Erhöhung der Förderung der Bohrlöcher benutzt.

Bis 1865 wurde für die Sprengarbeit allein Schwarzpulver benutzt, dessen erste Anwendung im Erzbergbau Ungarns, des Erzgebirges und des Harzes in der ersten Hälfte des 17. Jahrhunderts stattfand. 1866 erfand Nobel das Gurdynamit und 1878 die Sprenggelatine. In der Mitte der 1880er Jahre erschienen die ersten Sicherheitssprengstoffe, die jetzt Wettersprengstoffe genannt werden, auf dem Markte.

Ähnlich wichtig wie die Vervollkommnung der Sprengstoffe war die Einführung der maschinellen Bohrarbeit. Die Erfindung der Bohrmaschinen

[1] Siehe Näheres in Band II dieses Lehrbuches.

fällt in die zweite Hälfte der fünfziger Jahre des vorigen Jahrhunderts. Sie haben die Bohrarbeit entscheidend beschleunigt und erleichtert, so daß das Bohren von Hand heute nur in weichem Gestein noch eine untergeordnete Rolle spielt.

A. Herstellung der Bohrlöcher.

56. — Allgemeines. Die Bohrlöcher werden *drehend*, *schlagend* oder auch *stoßend* hergestellt. Das drehende Bohren erscheint insofern vorteilhaft, als hierbei eine ununterbrochene Bearbeitung der Bohrlochsohle stattfindet, während beim schlagenden und stoßenden Bohren durch den Rückwärtsgang des Kolbens Unterbrechungen und damit Zeitverluste unvermeidlich sind. Bis vor kurzem war das drehende Bohren von Sprenglöchern jedoch nur in weichem oder mittelhartem Gestein wie Kohle, Tonschiefer, Stein- und Kalisalz möglich. In neuerer Zeit hat man jedoch gelernt, auch harte Gesteine drehend oder *drehendschlagend* zu bohren, wodurch dem in härteren Gesteinen bis vor kurzem allein üblichen schlagenden (im Ausland auch stoßenden) Bohren ein Wettbewerber entstanden ist.

a) Drehendes Bohren in mäßig festem Gestein.

57. — Bohrstangen und Bohrschneiden. Wird trocken gebohrt, so dient als Bohrstange ein Schlangenbohrer. Dieser ist aus einer stählernen Stange mit rechteckigem oder rautenförmigem Querschnitt nach Art eines Holzbohrers schraubenförmig gewunden. Der rechteckige Querschnitt schafft das Bohrmehl besser aus dem Loche, der rautenförmige verdreht sich weniger leicht, ist also fester und für härteres Gestein geeigneter. Im Salzbergbau haben sich Bohrstangen mit Schwertprofil 34 × 18,5 mm und 38 Windungen je Meter eingebürgert.

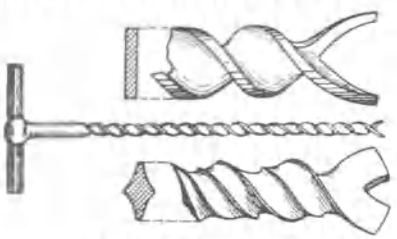


Abb. 91. Schlangenbohrer.

Wird naß gebohrt, was in den meisten Gesteinen aus Gründen des Bohrfortschritts und der Staubbekämpfung notwendig ist, sich aber auch in anderen Fällen empfehlen kann, so werden Hohlbohrstangen verwandt.

Für Bohren von Hand in mildem Gestein (Kohle zum Beispiel) kommt es zuweilen noch vor, daß die Schneiden an die Schlangenbohrer angeschmiedet sind und entweder aus zwei lang ausgezogenen Spitzen oder aus einer Schwalbenschwanzform bestehen (Abb. 91).

Bei der vorherrschenden maschinellen Bohrarbeit werden jedoch durchweg mit Hartmetall bestückte Einsatzschneiden verwendet. Für Handdrehbohrmaschinen sind Zweiflügelschneiden üblich. Bei den Ausführungen nach Abb. 92 greift der Rundzapfen der Einsatzschneide in eine entsprechende Bohrung der Bohrstange. Die in dem Rundzapfen der Drehbohrschneide angebrachte Rille deckt sich mit in der Bohrstange angebrachten Querbohrungen. Um die Schneide vor dem Herausfallen zu sichern, wird durch diese Querbohrungen und durch die Rille des Schneidenschaftes ein

Draht geführt und beiderseits umgebogen. Die Mitnahme der Drehbohrschneide geschieht durch die beiden am Ende der Bohrstange befindlichen Zapfen.

Bei der Ausführung nach Abb. 93 benutzen die Einsatzschneiden einen Flachzapfen, der in ein entsprechendes Loch der Bohrstange paßt. Die Sicherung gegen Herausfallen geschieht auch hier durch einen Draht, während die Mitnahme der Schneide über den Flachzapfen erfolgt.

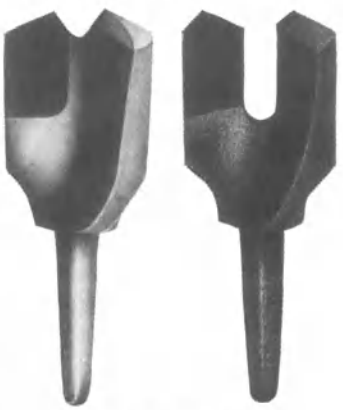


Abb. 92. Zweiflügelschneiden für drehendes Bohren.

Außer Kerbschneiden werden im Kalisalz auch Dachschneiden entsprechend der Abb. 93 verwandt.

58. Drucklufthandbohrmaschinen. Die Abb. 94 und 95 zeigen die Handdrehbohrmaschine mit Geradzahnmotor der Flottmann-Werke GmbH in Herne. Die Drehbewegungen des einen der beiden Rotoren wird über ein doppeltes Zahnrad und einen Zahnkranz auf die Bohrerhülse übertragen. Der eine der beiden Griffe ist als Drehgriff zur Regelung der Luftzufuhr ausgebildet. Der Motor entwickelt eine Leistung von 3—3,5 PS bei einem Luftverbrauch von etwa 200 m^3/h und einer Drehzahl am Bohrer von 500/min. Durch Verwendung von Leichtmetall für das Gehäuse konnte das Gewicht bei 11,5 kg gehalten werden.

Abb. 93. Dachschneide für drehendes Bohren.

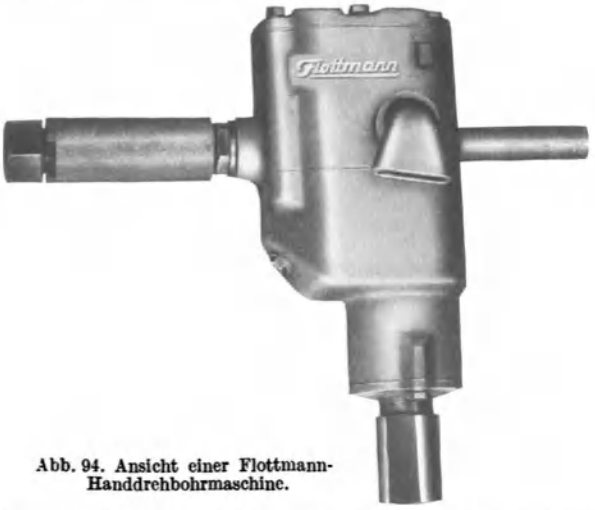


Abb. 94. Ansicht einer Flottmann-Handdrehbohrmaschine.

Außer in Kohle kann die Maschine in Tonschiefer und Sandschiefer, in kalkigem Brauneisenerz und Kalkstein, wenn nötig zur Erhöhung des Andrucks auch in Verbindung mit einem Bohrknecht verwendet werden. Im sandigen Schiefer Obernkirchens sind Bohrfortschritte von 100 cm/min, im Tonschiefer des Ruhrgebiets von 50—100 cm/min und im Brauneisenerz

der Grube Echte von 150 cm/min erzielt worden. Wichtig ist, bei nachlassendem Bohrfortschritt den Andruck zu erhöhen und die Maschine so langsam wie möglich laufen zu lassen (vgl. S. 126).

Ähnliche Handdrehbohrmaschinen, jedoch z. T. unter Verwendung anderer Motoren, bauen die Firmen Frölich & Klüpfel in Wuppertal-Barmen, Nüsse & Gräfer in Sprockhövel, Heinrich Korfmann in Witten und die Demag in Duisburg.

59. — Kosten. Die Anschaffungskosten der Flottmann-Handdrehbohrmaschine betragen 540 DM. Die jährlichen Betriebskosten können ohne die Kosten für die Bohrschneiden wie folgt geschätzt werden:

Tilgung und Verzinsung bei vierjähriger Lebensdauer, Wartung und Instandhaltung jährlich 15% des Preises, Luftverbrauch 200 m^3/h bei 2stündiger Luftverbrauchszeit täglich und 0,6 Pfg/m^3, Schläuche (jährlich 8 m zu DM 4,—/m). Das sind im Mittel je Arbeitstag 3,20 DM.

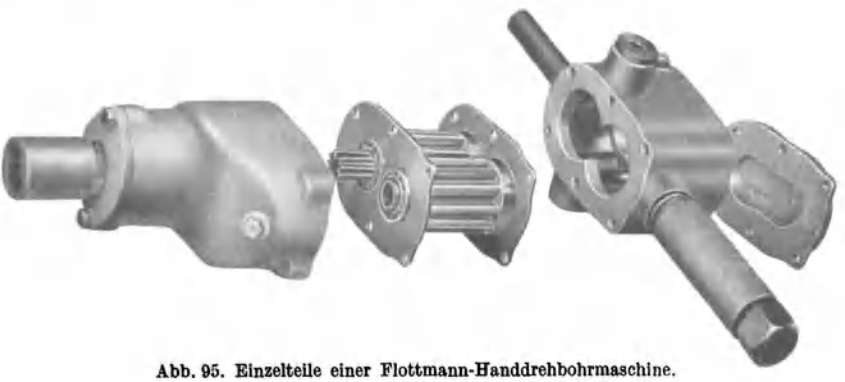


Abb. 95. Einzelteile einer Flottmann-Handdrehbohrmaschine.

60. — Elektrische Handdrehbohrmaschinen. Sie dienen zur Herstellung von Sprenglöchern in mildem und mittelhartem Gestein. Sie sind überall da am Platze, wo der von einem Bohrhauer ausübbare Bohrdruck von etwa 25 kg ausreicht, um die Bohrschneide in das Gestein eindringen zu lassen.

Als Beispiel einer elektrischen Handdrehbohrmaschine sei diejenige der Siemens-Schuckertwerke kurz erläutert (Abb. 96). Sie ist mit einem Drehstrommotor für 125 oder 220 V und einer abgegebenen Leistung von 0,9 kW mit dreipoligem Druckkontaktschalter und selbsttätiger Ausschaltung ausgerüstet. Für schlagwettergefährdete Betriebe wird eine besondere Ausführung in druckfester Kapselung mit Kabelstutzen und Steckverbindung in der Zuleitung und mit eingebautem dreipoligem Schalter für Handbetätigung oder für Fernschaltung gebaut. Ihr Gewicht beträgt 16,5 kg für die normale und 18,6 kg für die schlagwettergeschützte Ausführung. In beiden Fällen bestehen die Gehäuseteile aus einer korrosionsfesten Leichtmetallegierung (Silumin-Gamma).

Die rund 3000 Umdrehungen je Minute des 1,3-kW-Kurzschlußläufer-Motors werden durch ein zweistufiges Getriebe auf rd. 700 und 400 Um-

drehungen der Bohrspindel herabgesetzt. Die hohe Bohrspindeldrehzahl eignet sich in erster Linie für Bohren in Kohle, die niedrigeren Drehzahlen für Salz, Doggererz und Minette. Diese im Vergleich zu den früheren Bauarten sehr hohen Drehzahlen sind erst durch die Entwicklung der Hartmetallbohrschneiden möglich geworden (s. Ziff. 57). Damit haben sich auch die Bohrleistungen wesentlich erhöht. Sie betragen in der Minute je nach Härte und Beschaffenheit des betreffenden Gesteins in Kohle 800 bis 1600 mm, in Doggererzen 800—1200 mm, in Minette und Gips 800 bis 1000 mm, in Steinsalz 600—800 mm, in mittelhartem Kalkstein 200 bis 400 mm.

Die Maschinen haben infolge der wirtschaftlichen Überlegenheit der elektrischen Energie gegenüber der Druckluft im Kohlenbergbau fast aller

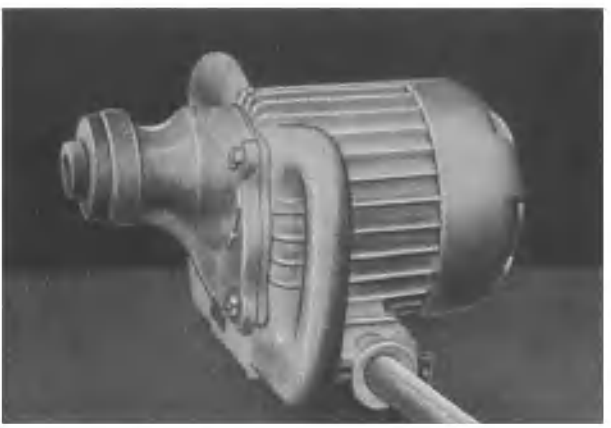


Abb. 96. Elektrische Handdrehbohrmaschine der SSW.

Länder eine große Verbreitung gefunden. Sie werden außerdem im Kali-, Doggererz-, Minette- und Gipsbergbau sowie in der Ton- und Zementindustrie benutzt.

Die Betriebskosten einer elektrischen Handbohrmaschine sind infolge der geringen Kraftkosten niedriger als bei den mit Druckluft betriebenen, aber, wie auch bei letzteren, je nach dem Ausnützungsgrad und nach der Art der Lagerstätte verschieden hoch.

Die neuen Hochfrequenz-Handdrehbohrmaschinen der Robert Bosch GmbH. in Stuttgart haben Käfigläufer-Drehstrommotoren für 125 Volt und 1 oder 2 kW Leistung. Die 1-kW-Maschinen sind für Drehzahlen von 500 und 700 U/min vorgesehen und wiegen 8,5 kg, die 2-kW-Maschinen für Drehzahlen von 420 und 700 U/min bei einem Gewicht von 12,5 kg. Es handelt sich also um leichte Maschinen, deren Bau durch Anwendung erhöhter Frequenz möglich geworden ist. Diese wird in einem Frequenzumformer erzeugt, der aus einem Kurzschlußläufer und einem Schleifringgenerator, die beide durch entsprechende Motorschutzschalter gesichert sind, besteht. Die Umformer werden mit Leistungen von 4,6 und 10 kVA gebaut und können gleichzeitig für den Antrieb von 2—8 Bohrmaschinen dienen. Die Hochfrequenz-Handdrehbohrmaschinen haben bereits auf mehreren Kaliwerken Eingang ge-

funden und werden hier meist im Strossenbau oder beim Abteufen benutzt, also dort, wo leichte Handbohrmaschinen zum Bohren nach unten bevorzugt werden. Sie sind nicht schlagwettersicher.

61. — Elektrische Säulendrehbohrmaschine. Wesentlich höhere Bohrdrücke — 600 bis 1000 kg — lassen sich mit Säulendrehbohrmaschinen erzielen. Um eine Überlastung der Maschine zu vermeiden, ist eine Reibungskupplung eingebaut, die beim Überschreiten des normal auf 600 kg eingestellten Bohrdruckes rutscht. Der Vorschub wird dann, der Härte des Gesteins entsprechend, geringer. Sie werden in härteren Gesteinen, wie Kalisalz mit Anhydrit- und Kieseriteinlagerungen, Anhydrit, hartem Kalk, Tonschiefer sowie Brauneisenerzen mit Kalkeinlagerungen oder höherem Kieselsäuregehalt angewandt.

Abb. 97. Säulendrehbohrmaschine der SSW.

Die weitverbreitete Säulendrehbohrmaschine der SSW (Abb. 97) wird durch einen Drehstromkurzschlußläufer für 125/220 Volt angetrieben. Die Leistung beträgt 2 kW an der Bohrspindel. Durch weitgehende Verwendung von Leichtmetall ist es möglich gewesen, die Maschine mit einem verhältnismäßig niedrigen Gewicht von nur 78 kg zu bauen. Bei Benutzung gewisser Hilfsvorrichtungen ist es infolgedessen möglich, die Maschine nur von einem Bohrhauer bedienen zu lassen.

Wie Abb. 98 veranschaulicht, wird vom Motorritzel die Leistung über die Vorgelegeräder *1—5* auf die Bohrspindel übertragen, und zwar geschieht dieses durch ein Mitnehmerrohr, das in die Längsnute der linksgängigen Bohrspindel faßt. Von der Vorschubwelle aus wird über das Räderpaar *6* und *7* die Spindelmutter an der Bohrkopfseite angetrieben. Bohrspindel und Spindelmutter besitzen verschiedene Drehzahlen. Aus ihrem Unterschied

ergibt sich der selbsttätige Vorschub (Differentialvorschub). Vorschub und Spindeldrehzahlen können durch Austausch der Zahnräder geändert und dem Gestein angepaßt werden. Die von der Steuerung betätigte Reibkupplung dient zur Übertragung der Drehbewegung von dem Vorgelegerad *3* auf die Vorschubwelle sowie dazu, diese durch Kupplung mit dem Gehäuse stillzusetzen. Im letzteren Falle wird auch die Spindelmutter festgehalten, wodurch die drehende Bohrspindel in der Spindelmutter mit großer Geschwindigkeit zurückläuft.

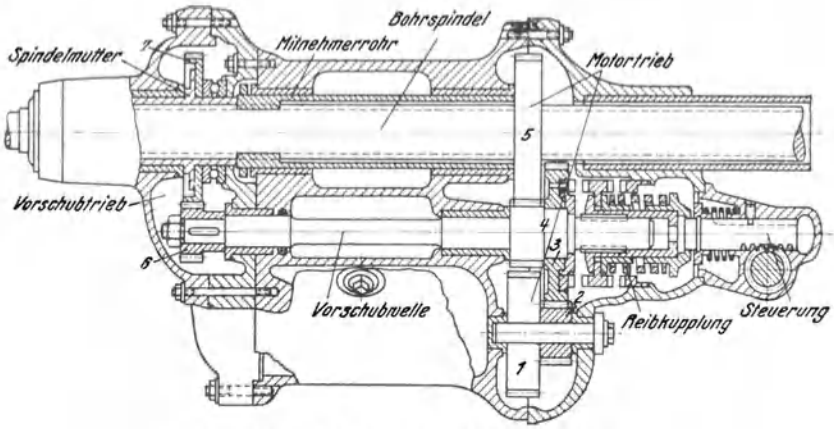


Abb. 98. Getriebe einer Säulendrehbohrmaschine.

Nachstehende Tabelle zeigt die günstigsten Werte für Drehzahl, Vorschub und Spanhöhe unter verschiedenen Arbeitsbedingungen:

Gesteinsart	Drehzahl U/min	Vorschub mm/min	Spanhöhe mm/U
Reines Steinsalz oder Sylvinit	660	1700	2,6
Normales Hartsalz mit Kieseriteinlagerungen .	520	1140	2,2
Hartsalz oder Sylvinit mit Anhydrit- und Langbeinitbänken oder Doggererz mit hohem Kieselsäuregehalt	660	1020	1,6
Schiefer, Kalkstein und andere Steine mittlerer Festigkeit	460	760	1,7
Anhydrit, Sandstein und harter Kalkstein . .	225	260	1,15

In härteren Gesteinen wird vielfach mit Wasserspülung gebohrt. Dabei wird durch die Kühlwirkung des Bohrwassers eine Erhöhung der Standfestigkeit der Bohrschneide und ein besserer Bohrmehltransport erreicht. Das Bohrwasser wird durch einen besonderen Bohrspindelkopf der Hohlbohrstange zugeführt.

Als Bohrstangen werden vorwiegend solche von einem Profil $34 \times 18{,}5$ mm für rd. 36 mm Bohrlochdurchmesser verwendet. Ist jedoch bei Benutzung ummantelten Wettersprengstoffs ein Bohrlochdurchmesser von 40—42 mm notwendig, so ist das Bohrstangenprofil $37 \times 22{,}5$ mm vorzuziehen.

Als Bohrschneiden werden im Steinsalzbergbau vielfach noch Schnellstahlschneiden benutzt, und zwar Zweiflügelschneiden mit tiefem Mittelschlitz. Ähnlich sind die Hartmetallschneiden für Steinsalz ausgebildet.

Im Kalibergbau sind Schlitzschneiden, Kerbschneiden und Dachschneiden üblich. Im Sylvinit und Karnallit werden Schlitzschneiden, deren Schlitzbreite im Mittel 10 mm beträgt, bevorzugt. Schlitzschneiden mit sehr schmalem (etwa 2 mm) Schlitz eignen sich für Salze mit anhydritischen Streifen. Kerbschneiden werden in Kalisalzen verwendet, die harte anhydritische oder langbeinitische Einlagerungen führen, während Dachschneiden für schwer bohrbare Salze, wie z. B. Anhydrit, benutzt werden. Die für alle diese Schneiden benutzten Hartmetallplättchen weisen Kobaltgehalte von 9 bis 12% auf, die dem Hartmetall eine hohe Zähigkeit verleihen.

Als Spannsäulen, in denen die Bohrmaschine verschiebbar befestigt ist, werden solche aus Leichtmetall verwandt. Ihr Gewicht beträgt 33 kg.

Die Robert Bosch GmbH. liefert außer ihren Hochfrequenz-Handdrehbohrmaschinen auch Hochfrequenz-Säulendrehbohrmaschinen von 2 kW Leistung und 11,5 kg Gewicht und für einen Andruck von 500 kg. Sie unterscheidet sich von der Handbohrmaschine durch das Fehlen der Griffe und des Momentschalters. Der Schlittenvorschub beläuft sich auf 1000 mm, die jeweilige bohrbare Länge also auf 1 m.

b) Drehendes Bohren in hartem Gebirge.

62. — Allgemeines. Nachdem in Gneis und Granit beim Auffahren des Simplon- und des Tauerntunnels schon um die Jahrhundertwende mit der hydraulischen Drehbohrmaschine von BRANDT höchst bemerkenswerte Erfolge erzielt worden waren, gelang es erst vor etwa zehn Jahren, mit Druckluft betriebene Drehbohrmaschinen für die Herstellung von Sprengbohrlöchern zu bauen. Es gelang erst, nachdem man die dem drehenden Bohren zugrunde liegenden Gesetzmäßigkeiten gefunden hatte, deren Folgerungen rein empirisch schon bei der Brandtschen Maschine angewandt worden waren: hoher Andruck und geringe Drehzahl.

Damit eine Drehbohrschneide spanabhebend wirken kann, muß sie in die Lage versetzt werden, in das Gestein einzudringen. Die Eindringtiefe je Umdrehung wird hierbei als Spantiefe bezeichnet. Sie läßt sich aus der Bohrlochtiefe und der Zahl der Bohrschneidenumdrehungen, die bis zur Erreichung dieser Tiefe erforderlich waren, errechnen. Es hat sich nun herausgestellt, daß zwischen der Druckfestigkeit des Gesteins, der Spantiefe und dem spezifischen Bohrdruck bestimmte Abhängigkeiten bestehen[1]. Unter spezifischem Bohrdruck ist hierbei das Verhältnis des Andrucks zu der die Bohrlochsohle berührenden Schneidenfläche zu verstehen.

Diese Abhängigkeit drückt sich zunächst darin aus, daß es für jedes Gestein einen kritischen spezifischen Bohrdruck gibt, der erst überschritten

[1] BESIGK, H., u. G. KÜHNE: Beitrag zur Kenntnis der Arbeitsweise von Gesteinsbohrern unter besonderer Berücksichtigung spanabhebender Bohrer. Öl u. Kohle 1940 S. 485/92; 1941 S. 451/50. — G. FETTWEIS: Gesetzmäßigkeiten beim drehenden Bohren. Glückauf 1951 S. 648. — H. MIDDENDORF u. P. SCHULZ: Das drehende Bohren von Sprengbohrlöchern im Gesteinsstreckenvortrieb. In: Mechanisches Auffahren von Strecken. Essen: Glückauf-Verlag 1950. — K. TRÖSKEN: Der Stand des drehenden Großlochbohrens im Ruhrbergbau unter Tage. Glückauf 1954 S. 1094.

werden muß, damit die Schneide in die Bohrlochsohle einzudringen beginnen kann. Unterhalb dieses kritischen Druckes findet nur ein gegenseitiges Abschleifen von Gestein und Bohrschneide statt (vgl. den fast waagerecht verlaufenden Teil der Kurven in Abb. 99). Oberhalb des kritischen Druckes beginnt die überwiegend zerspanende Arbeitsweise der Schneide. Je höher die Druckfestigkeit des Gesteins ist, um so höher ist der kritische Bohrdruck (vgl. die Lage der beiden Kurvengruppen in Abb. 99).

Ist der kritische Bohrdruck überschritten, so ruft eine verhältnismäßig geringe Drucksteigerung eine starke Erhöhung der Spantiefe und damit auch des Bohrfortschrittes hervor. Diese Tatsache kann aus dem steilen Anstieg der Kurven abgelesen werden. Weiterhin ergibt sich aus deren Verlauf, daß mit noch zunehmender Drucksteigerung Spantiefe und Bohrfortschritt immer weniger wachsen, was wohl damit erklärt werden kann, daß mit größerer Spantiefe sich die innere Reibung der Gesteinsteilchen stark erhöht. Eine Drucksteigerung über ein gewisses Maß hinaus ist also unwirtschaftlich.

Auch zwischen Drehzahl, Spantiefe und Bohrdruck bestehen bemerkenswerte Beziehungen. Wie ebenfalls aus Abb. 99 hervorgeht, muß bei höherer Drehzahl zur Erzielung der gleichen Spantiefe auch der Bohrdruck erhöht werden. Außerdem ist die Erkenntnis wichtig, daß mit wachsender Drehzahl auch der kritische spezifische Druck zunimmt, und zwar bei festeren Gesteinen um ein größeres Maß als in weniger festen. Der Einfluß der Drehzahl geht darauf zurück, daß die Druckkräfte eine bestimmte Zeit zu ihrer Auswirkung im Gestein benötigen. Der günstigste Bohrfortschritt kann nur erreicht werden, wenn Bohrdruck und Drehzahl aufeinander abgestimmt sind. Zu jedem Bohrdruck gibt es für jedes Gestein eine Drehzahl, die den größten Bohrfortschritt bewirkt. Besonders bei festen Gesteinen ist zu beachten, daß bei gleichem Bohrdruck, aber zunehmender Drehzahl die Bohrleistung abnimmt oder gar aufhört.

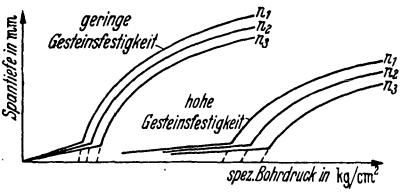


Abb. 99. Abhängigkeit der Spantiefe von dem spezifischen Bohrdruck, den Drehzahlen und der Gesteinsfestigkeit.

63. — Die Drehbohrmaschinen. Hier sind die Maschinen der Firmen Nüsse & Gräfer in Sprockhövel sowie Hausherr & Söhne zu erwähnen. Beide sind infolge der hohen Andrücke nur in Verbindung mit Bohrwagen zu benutzen.

Bei den Drehbohrmaschinen von Nüsse & Gräfer (Abb. 21) sind in einem gemeinsamen Führungsrahmen (Lafette), aber auf getrennten Führungsschlitten, ein Bohrmotor und ein Vorschubmotor angeordnet. Beide Motoren sind Geradzahnmotoren. Der Bohrmotor entwickelt eine Leistung von 5 PS, hat 200—250 Umdrehungen je Minute und ist zum Lösen der Bohrstange auf Linksdrehung umsteuerbar. Der Vorschubmotor von 2 PS gibt seine Leistung mittels eines Ritzels auf eine Zahnstange ab und erzeugt einen Andruck bis zu 2000 kg. Am vorderen Ende der Lafette, deren Länge der gewünschten Abschlaglänge entspricht, befindet sich ein Stoßanker. Seine Aufgabe besteht darin, die Maschine während des Bohrens, und zwar ins-

besondere während des Anbohrens fest mit der Ortsbrust zu verbinden. Er besteht aus einem 80 cm langen Druckluftzylinder und zwei mit Hartmetall bewehrten Ankerspitzen. Beim Einschalten des Vorschubmotors wird automatisch der Stoßanker in Tätigkeit gesetzt und die vordere Führung nach vorn geschoben, so daß ein sicheres Anbohren gewährleistet ist.

Der Druckluftbedarf liegt bei etwa 450 m^3/h. An Spülwasser, dessen Druck 6—8 atü betragen soll, werden 24 l/min benötigt. Auch die Verwendung eines Trockenabsauggerätes ist möglich. Der Preis der Maschine beträgt 2500 DM.

Die Bohrmaschine der Firma Hausherr & Söhne (Abb. 22) besitzt ebenfalls einen Bohrmotor und einen Vorschubmotor. Der Vorschubmotor ist jedoch am vorderen Ende der Lafette unter ihr angebracht. Er treibt eine Schraubenspindel an, die mittels einer Spindelmutter an der Maschine den Vorschub bewirkt. Eine weitere handbetätigte Spindel erlaubt es, die Bohrstange ohne Motor vom Stoß weg oder zum Stoß hin zu fahren. Der Bohrmotor ist ein Lamellenmotor von 7 PS und überträgt eine Drehzahl von 250 U/min. Der umsteuerbare Vorschubmotor von 3 PS erzeugt einen Andruck bis 2000 kg.

Der Druckluftverbrauch beträgt 500 m^3/h, der Wasserverbrauch 24 l/min. Der Preis der Maschine ist 2950 DM.

64. — Drehbohrschneiden und Bohrgestänge. Als Bohrschneiden haben sich mit Hartmetall bewehrte zweifingrige Kerbschneiden am besten bewährt, bei denen der im Kerb stehenbleibende Gesteinszylinder beim Bohren herausbricht. Die Breite des Kerbs zwischen den beiden Schneidenträgern ist bei Sandstein geringer als bei Tonschiefer. Die Standlänge der Drehbohrschneiden ist von der Gesteinshärte sehr abhängig. Sie beträgt bei Tonschiefer bis 50 m und sinkt im Sandstein auf 5 m und weniger.

Das Bohrgestänge muß aus legiertem Stahl bestehen und sollte einen Durchmesser von mindestens 30 mm besitzen. Wegen des in groben Spänen anfallenden Bohrkleins müssen die Spülkanäle reichlich bemessen werden. Aus dem gleichen Grunde muß der Unterschied zwischen den Durchmessern des Gestänges und der Schneide mindestens 8—10 mm betragen.

65. — Leistungen und Kosten. Der reine Bohrfortschritt liegt im Sandstein bei 50—80 cm/min, im Sandschiefer bei 70—120 cm/min und im Tonschiefer zwischen 100 und 200 cm/min. Im allgemeinen braucht eine Drehbohrmaschine nur etwa $^1/_4$—$^1/_5$ der Gesamtbohrzeit eines mittelschweren Hochleistungsbohrhammers. Eine Drehbohrmaschine bohrt also einen Abschlag in der gleichen Zeit ab wie 4—5 Bohrhämmer, wobei zwei Mann Bedienung beim drehenden Bohren 5—6 Mann beim schlagenden Bohren gegenüberstehen.

Die Kosten des drehenden Bohrens erreichen in mittelharten Gesteinen nur 60—80% des schlagenden Bohrens. In harten und sehr harten Gesteinen wachsen sie jedoch sehr rasch an, und zwar infolge der durch den beträchtlichen Schneidenverschleiß verursachten hohen Schneidenkosten. Es ist dies auch der Grund, weshalb das drehende Bohren nicht die Verbreitung erlangt hat, die man zunächst erwartete, und es hat den Anschein, als ob es durch die neueren Drehschlagbohrverfahren abgelöst werden würde.

c) Schlagendes Bohren[1].

66. — Vorbemerkung. Beim schlagenden Bohren steht der Bohrer mit seiner Schneide auf der Bohrlochsohle und empfängt in dieser Stellung durch den Kolben der Bohrmaschine unter regelmäßigem Umsetzen Schläge, die bewirken, daß die Schneide etwas in das Gestein eindringt und Gesteinsstückchen von der Bohrlochsohle abtrennt.

Der Bohrer besteht aus der Bohrstange und der Bohrschneide. Bei Stahlbohrern ist die Schneide in der Regel mit Hilfe von Gesenken und Formstempeln angeschmiedet, wenngleich im Ausland auch die abnehmbare Stahlschneide Verbreitung besitzt. Die Hartmetallschneiden sind meist abnehmbar; sie werden aber auch in die Bohrstange fest eingelötet geliefert.

67. — Die Bohrstangen. Die Bohrstangen sind rund, sechs- oder achtkantig und 22—32 mm dick. Sie können als Voll-, Schlangen- und Hohlbohrer ausgebildet sein. Hohlbohrer sind am verbreitetsten, da nur sie eine wirksame Bekämpfung des Staubes, sei es durch Naßbohren, sei es durch Trockenabsaugung, ermöglichen. Auch wird durch das Spülmittel die Bohrlochsohle vom Bohrklein freigehalten, was einen günstigen Einfluß auf die Bohrleistung hat, und schließlich tritt eine Kühlung der Schneide ein. Im übrigen können Vollbohrer bei mehr als 45° nach oben gerichteten Löchern, bei denen das Bohrmehl von selbst aus dem Bohrloch herausfällt, angewandt werden. Schlangenbohrer verwendet man im allgemeinen bei bis zu 45° nach oben und bis zu 25° nach unten gerichteten Löchern. Sie schaffen mittels ihrer Windungen das Bohrmehl aus dem Bohrloch.

Es zeigt sich immer wieder, daß Bohrstangen, insbesondere Hohlbohrstangen, häufig brechen, und zwar bei abnehmbaren Schneiden häufiger als bei festen. Diese Tatsache erklärt sich durch die unveränderte Länge der Bohrstange bei losen Schneiden, während sie sich bei festen Stahlschneiden infolge des immer wieder erneuten Anschmiedens der Schneide allmählich verkürzt. Durch Schwingungen verursachte Ermüdungsbrüche sind infolgedessen weniger häufig, da die Schwingungsknoten ihre Lage jeweils verändern. Es treten hohe Längs- und Biegespannungen auf, während Torsionsspannungen vermutlich klein sind[2].

Bei Hohlbohrstangen wird daher immer mehr legierter Stahl höchster Festigkeit benutzt. Wegen der Kerbempfindlichkeit dieses Stahls muß er sorgfältig behandelt werden. So ist z. B. ein Schlagen der Bohrstange zur Erleichterung des Umsetzens zu vermeiden. Auch sollen sie senkrecht aufgestellt werden, damit die Hohlbohrung, das „Hohl", nicht von Grubenwässern angegriffen wird. Ein Teil der Stangenbrüche ist auch auf das Bohren mit stumpfen Schneiden zurückzuführen.

---

[1] MÜLLER, O.: Das schlagende Bohren beim Auffahren von Gesteinsstrecken im Ruhrkohlenbergbau. In: Mechanisches Auffahren von Strecken. Essen: Glückauf-Verlag 1950.

[2] RÜDIGER, O., u. W. KINNA: Die mechanische Beanspruchung von Bohrstahl beim schlagenden Gesteinsbohren. Glückauf 1953 S. 1221. — H. H. GLOCKNER: Das Schwingungsverhalten von Bohrstangen beim schlagenden Bohren. Erzmetall 1953 S. 81.

68. — Die Stahlschneiden. Die gebräuchlichsten Formen der an die Bohrstangen angeschmiedeten Stahlschneiden sind in Abb. 100 wiedergegeben.

Es sind zu unterscheiden: die einfache Meißelschneide, die Doppelmeißelschneide, die Kreuzschneide, die X-Schneide, die Z-Schneide und die Kronenschneide mit 6 und 8 Schneiden. Bei ihrer Herstellung ist es besonders wichtig, auf eine richtige Breite zu achten. Sie ist abhängig vom Durch-

Abb. 100. Bohrerschneiden für schlagendes Bohren.

messer des Bohrers. Allgemein ist der kleinste Schneidendurchmesser 4 bis 6 mm größer zu wählen als der Bohrerdurchmesser, damit für das im Bohrloch fortzubewegende Bohrmehl genügend Raum bleibt. Die Verwendung

Benennung		Einfache Meißelschneide	Doppelmeißelschneide	Kreuzschneide	X-Schneide	Z-Schneide	Kronenschneide mit 6 u. 8 Schneiden
Verwendungsgebiet		für hartes, nicht klüftiges Gestein	für hartes, auch klüftiges Gestein bei größerem Lochdurchmesser	für klüftiges Gestein bei tiefen Löchern	für klüftiges Gestein bei besonders tiefen und weiten Löchern	für nicht zu hartes Gestein und Kohle	für sehr hartes, klüftiges Gestein
Kleinste und größte Schneidenbreite bei einem Stahl von	22 mm ∅	30—55	30—55	30—55	30—55	30—55	30—50
	26 mm ∅ 22 mm ⊘	34—65	34—65	34—65	34—65	34—65	34—55
	30 mm ∅ 26 mm ⊘	38—70	38—70	38—70	38—70	38—70	38—65
	30 mm ⊘	40—70	40—70	40—70	40—70	40—70	40—70

der einzelnen Schneidenformen geht aus der obigen Zahlentafel hervor. Dazu ist noch zu bemerken, daß der Einfachschneide bei kleinem Bohrlochdurchmesser in nicht klüftigem Gestein immer der Vorzug zu geben ist. Sie kann ohne besondere Einrichtung billig hergestellt und instand gehalten werden. Ist das Gestein dagegen klüftig und der Bohrlochdurchmesser größer, so ist die Verwendung einer Doppelschneide empfehlenswert. Bei äußerst hartem und stark klüftigem Gebirge sind mehrzahnige Schneiden vorzuziehen. Durch die Vielzahl der Zähne werden die einzelnen Schneidenkanten nicht so schnell abgenutzt; außerdem setzt sich die mehrzahnige Schneide in klüftigem Gestein nicht so leicht fest.

Durch die schlagende Bewegung des Bohrers wird die Bohrkrone abgenutzt, während durch die drehende Bewegung des Umsetzens ein seitlicher Verschleiß eintritt und der Schneidendurchmesser verringert wird

(Kaliberverschleiß). Schließlich hört die bohrende Wirkung der Schneide auf, so daß ein neuer Bohrer eingesetzt werden muß. Dessen Schneidendurchmesser darf jedoch nicht größer sein als der Durchmesser der abgenutzten Schneide des zuvor benutzten Bohrers. Zur Herstellung eines Bohrloches sind infolgedessen Bohrersätze notwendig, deren nutzbare Bohrerlänge und deren Schneidendurchmesser untereinander abgestuft sein müssen. Das Maß der Abstufung ist von der Härte des Gesteins abhängig. Bei hartem Gestein ist die Längenabstufung gering, die Schneidenabstufung groß; bei weichem Gestein ist es umgekehrt, da hier die Abnutzung der Schneide nur gering ist. Bei mittelhartem Gestein, wie es zumeist im Steinkohlenbergbau anzutreffen ist, kann ein Bohrer so lange benutzt werden, bis der Durchmesser seiner Schneide um etwa 2 mm abgenommen hat. Daraus ergibt sich eine Abstufung im Schneidendurchmesser von 3 mm. Bei der Abstufung der Bohrerlängen ist zu beachten, daß bei dem gleichen Gestein die von ein und demselben Bohrer zu erreichende Bohrlochtiefe etwa umgekehrt proportional dem Bohrerdurchmesser ist. Die mit dem gleichen Bohrer bis zur Abnutzung der Schneide erreichbare Bohrlochtiefe nimmt daher mit abnehmendem Schneidendurchmesser zu. Bei tiefen Löchern sind also die Anfangsbohrer kürzer als die Endbohrer. Bei Löchern von mäßiger Tiefe (etwa 2 m) wählt man dagegen meist eine einheitliche Längenabstufung, die 50 cm beträgt, bei hartem Gestein jedoch auf 20 – 30 cm sinken und bei weichem Gestein bis auf 1 m steigen kann.

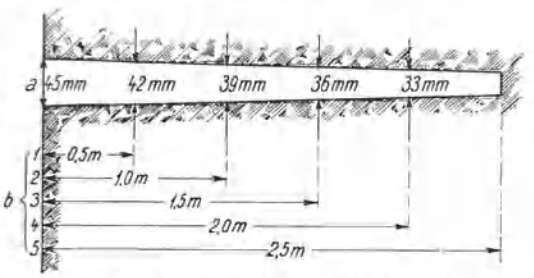


Abb. 101. Durchmesserabstufung bei einem mit Stahlmeißel hergestellten Bohrloch.

Abb. 101 veranschaulicht das Beispiel einer gleichmäßigen Längenabstufung, wobei mittelhartes Gestein und eine Bohrlochtiefe von 2,5 m angenommen sind.

69. — Die Behandlung der Stahlbohrer. Die Bohrer werden zweckmäßig aus im Tiegel- oder Elektroofen hergestelltem Stahl angefertigt, dessen Kohlenstoffgehalt zwischen 0,7 und 0,95% schwankt und dessen Mangangehalt 0,25 bis 0,35% beträgt. Ein solcher Stahl verbindet in günstiger Weise Härte und Zähigkeit und ist genügend härtbar. Durch die andauernden Erschütterungen bei der Bohrarbeit wird der Stahl infolge Änderung seines Gefüges allmählich brüchig. Schädlich ist insbesondere das Bohren mit stumpfen Bohrern. Das Stumpfwerden des Bohrers hat nicht nur ein Sinken der Leistung zur Folge, sondern es beschleunigt auch die Gefügeänderung des Stahles und begünstigt so das Brechen der Bohrstange. Ein großer Teil der Bohrstangenbrüche ist auf das Arbeiten mit stumpfen Bohrern zurückzuführen.

Sorgfältige Auswahl des Bohrstahls und zweckmäßige Behandlung und Verwendung der Bohrer ist daher sehr wichtig[1]. Ausschlaggebend darf nur die Güte,

[1] Maercks: Die Gezähewirtschaft. Bergbau 1935 S. 61. — Herbst: Aus dem Betrieb einer hochbeanspruchten Bohrerschmiede; Bergbau 1935 S. 74; — ferner Demag: Gesteinsbohren. Essen: Glückauf-Verlag 1951.

nicht der Preis sein. Es empfiehlt sich, für eine Schachtanlage nur *eine* Bohrstahlart zu verwenden, um verschiedene Handhabung der Härte- und Vergütungsverfahren beim Nachprüfen zu vermeiden.

Beim Schärfen des Bohrers sind folgende Arbeitsvorgänge zu unterscheiden: 1. das Erwärmen des Stahls für das Schmieden, 2. das Schärfen der Schneide, 3. das nochmalige Erwärmen für das Härten, 4. das Härten und 5. das Anlassen.

Bei dem ersten Erwärmen des Stahls für das Schärfen ist zur Vermeidung des sogenannten Verbrennens acht darauf zu geben, daß eine je nach der Art des Stahles verschiedene, bei den gewöhnlichen Stahlsorten zwischen 800 und 900° liegende Temperatur nicht überschritten wird. Dann wird die Schneide herausgeschmiedet und geformt. Da das Ausschmieden der Schneiden von Hand zeitraubend und teuer ist und außerdem eine gewisse Fertigkeit verlangt, benutzt man meist Bohrerschärfmaschinen. Hierdurch lassen sich die Schärfkosten erheblich ermäßigen; außerdem sind die maschinell geschärften Bohrer gleichmäßiger und behalten länger ihre Schärfe. Solche Schärfmaschinen werden von Flottmann und der Demag gebaut. Mit einer Maschine lassen sich in einer Stunde bis zu 70 Bohrerschneiden nachschärfen.

Nach dem Schärfen wird die Schneide gehärtet und dann angelassen, um die beim Formgeben und Härten auftretenden Spannungen zu beseitigen, die Sprödigkeit herabzusetzen und die Elastizität zu erhöhen. Das Härten besteht aus dem Anwärmen auf die richtige Härtetemperatur und einem sehr schnellen Abkühlen (Abschrecken) in fließendem kalten Wasser von 15 bis 20° C. Die richtige Härtetemperatur wird meist vom Lieferwerk des Bohrstahls vorgeschrieben. Sie liegt vielfach bei 750 bis 800° C. Zum Anlassen wird die Bohrschneide vor dem völligen Erkalten erneut erhitzt. Die Anlaßtemperatur liegt zwischen 200 und 300° C und richtet sich nach der Härte des Gesteins sowie nach der Schneidenform. Sie ist um so niedriger, je härter das Gestein und um so höher, je verwickelter die Schneidenform ist.

70. — Hartmetallschlagbohrer[1]. Auch beim schlagenden Bohren haben die Hartmetallschneiden die Stahlschneiden weitgehend verdrängt. Es gilt dies zumindest für die an die Bohrstangen angeschmiedeten Schlagbohrer. Abnehmbare Stahlschlagbohrer, die nicht nachgeschliffen, sondern, nachdem sie abgenützt sind, fortgeworfen werden, haben sich in gewissem Umfange den Hartmetallschlagbohrern gegenüber behaupten können, wo sie wie z. B. in den USA und in Südafrika in Massen verbraucht und daher billig hergestellt werden können.

Die Hartmetallherstellung hat inzwischen solche Fortschritte gemacht, daß Hartmetallschlagbohrer nicht nur in Verbindung mit leichten und mittelschweren Bohrhämmern, sondern auch mit schweren Bohrhämmern und Hammerbohrmaschinen benutzt werden können.

Die Vorzüge der Hartmetallschlagbohrer im Vergleich zu Stahlschlagbohrern sind mehrfacher Art: 1. Es ist ein um 50—150% größerer Bohrfortschritt zu erzielen, wobei die größere Steigerung bei härterem Gestein liegt. — 2. Der Kaliberverschleiß beträgt nur etwa den hundertsten Teil von dem der Stahlbohrer[2]. Der Bohrlochdurchmesser nimmt daher nur ganz geringfügig ab, so daß ein Schneidenwechsel nur bei langen Löchern und hartem Gestein notwendig ist. — 3. Das Bohrlochvolumen ist geringer, so daß weniger Bohrklein, insbesondere weniger feines Bohrklein anfällt. — 4. Es findet ein reibungsloses Abfließen des Bohrkleins und kein Energie-

[1] JAHN, R.: Erfahrungen beim schlagenden Bohren mit Hartmetallbohrwerkzeugen auf Ruhrzechen. In: Mechanisches Auffahren von Strecken. Essen: Glückauf-Verlag 1950.

[2] ODENHAUSEN, H.: Hartmetall im Bergbau. Glückauf 1954 S. 35.

verbrauch durch Weiterzerkleinerung statt. — 5. Ein „Tanzen" des Bohrers im Bohrloch wird vermieden, wodurch die Beanspruchung des Bohrgerätes und der Bedienung abnimmt. — 6. Das Nachschleifen der Hartmetallschlagbohrer ist billiger und bedarf weniger umfangreicher Räumlichkeiten als das Schärfen der Stahlschlagbohrer. — 7. Schließlich ist es im Falle der Verwendung von Aufsteckmeißeln wesentlich einfacher, nur die Schlagbohrer zum Ort der Wiederaufarbeitung zu bringen, als die ganzen Bohrstangen mit den angeschmiedeten Stahlschlagbohrern.

Abb. 102. Einfache Meißelschneide für schlagendes Bohren.

Ein weiterer Vorteil ist darin zu erblicken, daß Hartmetallschlagbohrer eine weit weniger enge Anpassung an die jeweilige Gesteinsart verlangen als die Stahlschlagbohrer. Für fast alle Gesteine hat sich die einfache Meißelschneide bewährt (Abb. 102). Nur für besonders festes und zerklüftetes Gestein ist die Kreuzschneide (Abb. 103) vorzuziehen und für Abteufarbeiten im festen Gestein die versetzte Meißelschneide. Je nach der Beanspruchung der Schneiden auf Verschleißhärte oder Zähigkeit wird besonders verschleißfestes oder besonders zähes Hartmetall verwandt. Dieses wird auch bei Verwendung überschwerer Hämmer vorgezogen.

Abb. 103. Hartmetall-Kreuzschneide.

Die Hartmetallschneiden sind entweder in abnehmbare Schlagbohrer oder aber in angestauchte Bohrköpfe der Bohrstangen selbst fest eingelötet. Die größte Verbreitung haben abnehmbare Schlagbohrer gefunden. Ihre Verbindung mit der Bohrstange geschieht bei Verwendung leichter oder mittelschwerer Hämmer durchweg durch Aufstecken des Schlagbohrers auf das konische Ende der Bohrstange; und zwar haben die Widia-Schlagbohrer einen Innenkegel, die dazugehörigen Bohrstangen einen Außenkegel. Die Firma Wallram in Essen liefert auch Schlagbohrer mit Außenkegel, so daß das Bohrrohr einen Innenkegel haben muß (Abb. 104). Für die Kegel hat sich eine Steigung 1 : 12 bei einer tragenden Länge des Kegels von 38 mm als am günstigsten erwiesen (DIN 20378). Die Kegel werden an Stangen jeder Querschnittsform auf einer Drehbank angedreht. Hierbei ist zum einwandfreien Sitz der Schlagbohrer ein so genaues Drehen des Kegels notwendig, daß beim Messen mit der Kegellehre das Ende der Stange innerhalb der Toleranzmarke der Lehre liegt. Ist nämlich der Bohrstangenkegel zu groß oder gar unrund, so wird der Schlagbohrerschaft aufgetrieben, was fast immer zu Schaftbrüchen führt. Ist der Kegel dagegen zu klein, so besteht infolge der dadurch er-

Abb. 104. Hartmetallbohrer mit Einsteckbohrkrone.

wirkten ungenügenden Verbindung die Gefahr, daß die Schlagbohrer beim Ziehen im Bohrloch steckenbleiben.

Zum Lösen der Schlagbohrer dienen besondere Lösevorrichtungen. Das Lösen durch Hammerschläge gegen den Bohrerschaft vorzunehmen, führt zu Beschädigungen der Schlagbohrer sowie der Stangenkegel. Eine empfehlenswerte Lösevorrichtung der Widia-Fabrik besteht in einem 8 kg schweren Abschlaggewicht mit Vorsetzring. Dieser wird unmittelbar vor den Schlagbohrerschaft aufgesetzt. Auf ihn fällt das Gewicht aus etwa 1 m Entfernung bei schräggehaltener Bohrstange, die, kurz bevor das Gewicht aufschlägt, noch mit einem kurzen Ruck angezogen wird.

Bei Benutzung überschwerer Hämmer hat sich eine Gewindeverbindung zwischen Schlagbohrer und Stange am zweckmäßigsten erwiesen. Sie darf weder zu locker sitzen noch beim Aufschrauben zu schwer gehen.

Außer den aufsteckbaren Schlagbohrern gibt es auch Bohrstangen, bei denen eine Hartmetallschneide in dem angestauchten Bohrkopf eingelötet ist. In Abb. 102 ist eine derartige von der Widia-Fabrik „Widabloc" genannte Bohrstange wiedergegeben. Sehr wichtig ist es bei dieser Bohrerart, die Lebensdauer der Bohrstangen derjenigen der Schneiden anzupassen, was bei hochwertigem legiertem Stahl möglich ist. Die Bohrstangen sind Sechskant-Hohlbohrstähle von 22 oder 26 mm Durchmesser. Ein in dem Bohrkopf seitlich angebrachtes Spülloch ermöglicht ein gutes Freispülen sowie eine störungsfreie Bohrmehlabfuhr.

Bohrstangen mit eingelöteter Hartmetallschneide werden mit Vorteil angewandt, wenn ein hoher Bohrfortschritt angestrebt wird, der Transport der Bohrstangen aber keine besonderen Schwierigkeiten bereitet. Auch bei senkrecht nach unten gerichteten Löchern, bei denen der Bohrmehlabfluß schwierig ist, haben sie sich bewährt. Da der Stangenbohrer kleinere Bohrlochdurchmesser erlaubt als der Aufsteckmeißel, kann der Sprengpatronendurchmesser 25 mm oder weniger betragen.

71. Das Bohren mit Hartmetallschlagbohrern und das Nachschleifen[1]. Als sehr wichtig hat es sich erwiesen, beim Ansetzen der Bohrlöcher vorsichtig zu verfahren. Das Anbohren geschieht meist auf unebener Fläche, so daß die Hartmetallschneide nur an einem Teil, hier jedoch sehr hoch beansprucht wird. Das Anbohren geht daher mit gedrosselter Luftzufuhr und schon mit Spülwasser vor sich, wobei die Bohrstange von Hand geführt wird und am besten nicht länger als 1,5 m lang sein sollte.

Die Standdauer eines Schlagbohrers hängt außer von der Bohrbarkeit des Gesteins davon ab, daß er rechtzeitig, d. h. weder zu früh noch zu spät, nachgeschliffen wird. Während des Bohrens muß daher der Schneidenverschleiß beobachtet werden. Zum mindesten ist nach jedem gebohrten Loch der Schlagbohrer zu überprüfen und nicht weiter zu benutzen, wenn die Schneide über 3 mm Breite abgestumpft ist. Läßt man die Abstumpfung weitergehen, so läßt zwar der Bohrfortschritt nur geringfügig nach, das Hartmetall und die Bohrstange jedoch werden übermäßig stark beansprucht, da der Schlagbohrer mehr Zertrümmerungsarbeit leisten muß.

[1] MÜLLER, O.: Handhabung und Behandlung von Hartmetallwerkzeugen für schlagendes und drehendes Bohren und von Bohrstangen. Glückauf 1954 S. 1074.

Zum Nachschleifen eignen sich Maschinen mit Siliziumkarbidschleifscheiben. Ein Schleifen bei reichlicher Wasserzufuhr ist dem Trockenschliff vorzuziehen. Stets sollte eine Schleiflehre benutzt werden, da nur mit ihrer Hilfe der richtige Schneidenwinkel eingehalten werden kann. Er ist größer als bei Stahlschneiden. Bei weichem Gestein beträgt er 105°, bei hartem Gestein 120°. Die Schneide muß nach dem Schleifen glatte Seiten haben und auch in der richtigen Wölbung geschliffen sein. Hohlschliff ist zu vermeiden. Schließlich ist — und zwar bei zunehmender Gesteinshärte um so mehr — darauf zu achten, daß eine Eckenabrundung von 2—3 mm bestehen bleibt. Werden die Kanten nämlich zu spitz zugeschliffen, so führt dies nicht nur zu Hartmetallausbrüchen, sondern wegen der starken Abnützung der Außenkanten müßte dann beim Nachschleifen zuviel Hartmetall in der Schneidenmitte fortgenommen werden.

Als Werkstoff für die Bohrstangen empfiehlt sich legierter Stahl. Er ist zwar teurer als unlegierter Stahl, jedoch schwingungsfester und daher haltbarer. Ähnlich wie bei Bohrstangen mit Stahlschlagbohrern ist großer Wert auf genaue Bearbeitung der Einsteckenden zu legen. Vor allem ist darauf zu achten, daß die Stirnfläche genau rechtwinklig zur Längsachse der Bohrstange liegt. Ist dies nicht der Fall, kann der Hammerkolben infolge einseitiger Beanspruchung zersprengt werden. Die Härte des Einsteckendes soll 45—50 HRc (Rockwellhärte c) betragen. Das Einsteckende ist entweder an die Hohlbohrstange angeschmiedet, oder aber das Einsteckende ist ähnlich wie der abnehmbare Schlagbohrer ein Stück für sich und wird auf dem Bohrrohr mittels Kegelverbindung befestigt (vgl. Abb. 104). Mit Hilfe von Doppelkegelverbindungen lassen sich auch Bohrer von 15—25 m Länge aus einzelnen Bohrrohren herstellen.

72. — Standdauer und Kosten. Die Einzelstanddauer eines Hartmetallschlagbohrers ist von der Härte des Gesteins abhängig, wie aus nachstehender Zusammenstellung hervorgeht. Sie beträgt:

in weichem Gestein	etwa 40—50	Bohrmeter
in mittelhartem Gestein	„ 15—25	„
in hartem Gestein	„ 10—15	„
in sehr hartem Gestein	„ 5—10	„

Die Gesamtstanddauer ergibt sich aus der Zahl der bis zur vollständigen Abnutzung der Schneide hergestellten Bohrmeter. Im allgemeinen soll die Abstumpfung der Schneiden nicht breiter werden als 2—2,5 mm. Bei hartem Gestein sind etwa 10, bei weichem Gestein etwa 25 Nachschliffe möglich.

Ein Hartmetallschlagbohrer mit Meißelschneide von 42 mm Schneidendurchmesser kostet etwa 44 DM und mit Kreuzschneide 67 DM. Die Gesamtstandlänge eines Schlagbohrers im Ruhrsandstein kann zu 150 bis 200 m und im Ruhr-Tonschiefer zu 1000 m angenommen werden, so daß einschließlich der Kosten für den Nachschliff die Schlagbohrerkosten je m im Sandstein 0,30 DM betragen und in Tonschiefer 0,06 DM. In Kalkstein sinken sie auf 0,03 DM, während sie im Granit oder Hämatit ansteigen können.

Schlagbohrmaschinen.

73. — Allgemeines. Bei den mit Druckluft angetriebenen Schlagbohrmaschinen übt ein in einem Zylinder freifliegender Kolben einen mittigen, unvollkommen elastischen Schlag auf das Einsteckende einer Bohrstange aus. Das Einsteckende steckt kraftschlüssig in der Bohrhülse, die sich beim Rückhub des Kolbens zwangsläufig dreht, wodurch das Umsetzen der Bohrstange bewirkt wird.

Schlagbohrmaschinen werden seit über fünfzig Jahren gebaut und haben in vielen hunderttausend Exemplaren in der ganzen Welt Verbreitung gefunden. Erst in den letzten Jahren ist ihre Bedeutung durch die neuen Dreh- und Drehschlagbohrverfahren etwas gemindert worden.

Es gibt eine große Anzahl verschiedener Bauarten[1]. Sie unterscheiden sich in ihrer grundsätzlichen Arbeitsweise nicht voneinander, sondern durch ihr Gewicht, durch ihre Steuerung und Umsetzart, durch Kolbendurchmesser, Hubvolumen und Schlagzahl und infolgedessen durch ihren spezifischen Luftverbrauch (m^3/PSh) und ihren Umsetzwinkel.

Je nach ihrem Gewicht unterscheidet man leichte (11—17 kg), mittelschwere (18—22 kg), schwere (23—30 kg) und überschwere (31 bis 100 kg und mehr) Schlagbohrmaschinen. Die leichten und mittelschweren können von Hand geführt werden und heißen *Bohrhämmer*. Die schweren und überschweren Bauarten sind nur mit Einspann- und Vorschubvorrichtungen zu benutzen und werden *Hammerbohrmaschinen* genannt.

Leichte Hämmer werden für weiches und mittelhartes Gestein verwendet, für gelegentliche Bohrarbeiten, in beengten Räumen und in klüftigem Gebirge. In weichem und mittelhartem Gestein ist mit ihnen ein Bohrfortschritt von 10—20 cm/min erreichbar. Mittelschwere Bohrhämmer werden in allen Gesteinsarten überall dort benutzt, wo die leistungsfähigeren Hammerbohrmaschinen nicht ausreichend ausgenutzt werden und daher wegen ihrer höheren Anschaffungs- und Betriebskosten nicht wirtschaftlich sind. Die 18—22 kg schweren Maschinen sind jedoch überall dort am Platze, wo eine hohe Bohrleistung verlangt und eine gute Ausnutzung gegeben ist. Sie erlauben je nach Gesteinsart Bohrfortschritte von 20—50 cm/min. Die Maschinen der Gewichtsklasse 23—30 kg werden überwiegend zur Niederbringung abwärts gerichteter Bohrlöcher bis zu 10 m Tiefe, gelegentlich auch zur Herstellung von Verspülbohrlöchern in Betonmauern verwandt. Für Abteufzwecke sind ihnen jedoch in den neueren mittelschweren Hämmern (z. B. Flottmann AZ 20) starke Wettbewerber erwachsen. Überschwere Hammerbohrmaschinen werden in Verbindung mit automatischen Vorschubvorrichtungen beim beschleunigten Strecken- und Tunnelvortrieb benutzt, zum Bohren von Sprenglöchern großer Durchmesser sowie auch zur Herstellung von tieferen Untersuchungs- und Verspülbohrlöchern. Bohrfortschritte von 50—100 cm/min sind mit ihnen zu erzielen. Die Ansicht eines Bohrhammers zeigt Abb. 105.

74. — Beschreibung eines Bohrhammers. Der eigentliche Bohrhammer besteht, wie an dem Beispiel des verbreiteten Flottmann-Bohr-

[1] Siehe G. Dorstewitz: Gesichtspunkte für die zweckmäßige Durchführung der bergmännischen Bohrarbeit. Glückauf 1954 S. 1052.

hammers AZ 20 (Abb. 106) erläutert sein mag, aus dem Steuergehäuse *a*, der Steuerung *b*, dem Drehschieber *c*, dem Zylinder *d*, dem Sperrgehäuse *e*, dem Kolben *f*, der Umsetzvorrichtung *g* sowie dem vorderen Zylinderdeckel *i* und der Bohrhülse *h*, die zur Aufnahme des Bohreinsteckendes *k* dient.

Ähnlich leistungsstarke Hämmer sind der „Bergmeister" der Demag und der „Suprham" von Krupp. Auch der Mönninghoff-Bohrhammer X 1

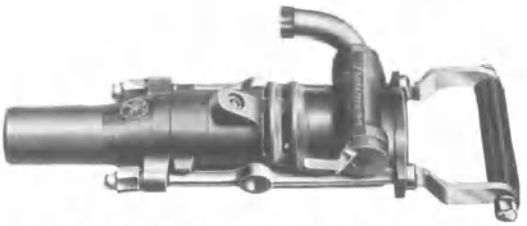


Abb. 105. Ansicht eines Bohrhammers von Flottmann.

und der Böhler-Bohrhammer SH 20 gehören hierher. Unter Voraussetzung eines Luftdrucks von 4 atü liegt ihre Einzelschlagarbeit bei 3—4 mkg, ihre Schlagleistung bei 1,5—2,2 PS, ihr Leistungsgewicht bei 9—12 kg/PS und ihre Schlagzahl bei 2000—2500/min. Ihr Luftverbrauch schwankt zwischen 110 m³/h (Flottmann AZ 20) und 180 m³/h (Bergmeister).

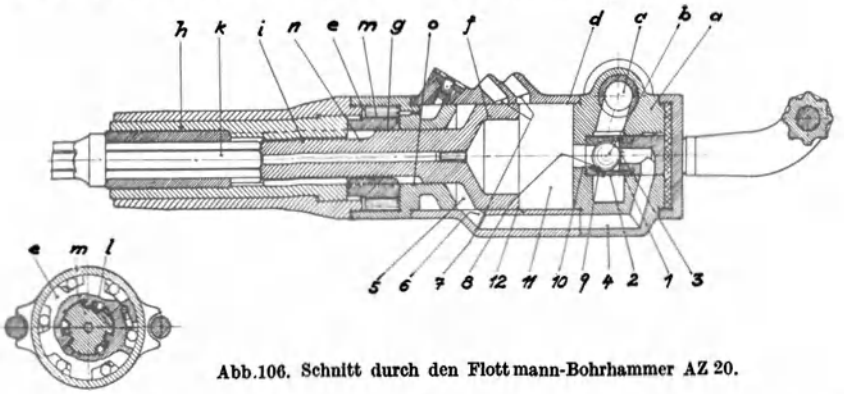


Abb. 106. Schnitt durch den Flottmann-Bohrhammer AZ 20.

Von den etwas leichteren mittelschweren Bohrhämmern seien der Frölich & Klüpfel-Bohrhammer B 18, der Flottmann-Bohrhammer AT 18, der Böhler-Bohrhammer BH 16 und der Demag-Bohrhammer Hb 60 erwähnt. Sie haben eine Einzelschlagarbeit von 2—3 mkg, Schlagzahlen von 1700—2000 min und Luftverbrauchswerte von 80—100 m³/h.

75. — Die Steuerung. Bei den Schlagbohrmaschinen hat die Ventil- oder Flattersteuerung die größte Verbreitung. Die Schiebersteuerung, bei der die Luftzufuhr durch das Gleiten eines als Voll- oder Rohrschieber ausgebildeten Steuerorgans in einer zylindrischen Bohrung gesteuert wird, wird vornehmlich bei Hämmern mit langem Hub angewandt.

Von den *Ventil- oder Flattersteuerkörpern* haben sich die zweifach angeordnete Kugel und die Steuerplatte am besten bewährt. Mit *Doppelkugel-*

steuerung ausgerüstete Schlagbohrmaschinen zeichnen sich durch geringen Luftverbrauch, durch geringen Druckabfall im Zylinder beim Kolbenvorschub, durch hohe Lebensdauer und hohe Schlagzahl aus. Die *Plattensteuerung* wird bei kurzhübigen Hämmern zur Erzielung höchster Schlagzahlen verwendet. Sie bedingen allerdings einen hohen Luftverbrauch.

Die Arbeitsweise der Steuerung des in Abb. 106 wiedergegebenen Flottmann-Hammers sei näher erläutert:

Die durch den Drehschieber *c* eintretende Frischluft kann durch die oberen Einströmlöcher *1* der Steuerbüchse *2*, den oberen Kugelsitz *3* und die Kanäle *4* in den vorderen Zylinderraum *5* eintreten und hebt den Kolben *f* an, bis die Kolbenkante *6* die Auspuffschlitze *7* im Zylinder *d* freigibt. In diesem Augenblick entweicht die im Zylinderraum *5* befindliche Luft ins Freie. Dadurch entsteht an der oberen Seite der Kugel am Kugelsitz *3* ein Druckabfall. Gleichzeitig lastet Frischluftdruck auf dem Ringflächenquerschnitt, der durch den inneren Durchmesser der Steuerbüchse und den Durchmesser des Kugelsitzes *8* gebildet wird.

In Verbindung mit dem im Zylinder *11* und Kanal *10* entstehenden Staudruck auf der unteren Seite der Kugel wird diese von ihrem Sitz *8* abgehoben und gegen den oberen Kugelsitz *3* gedrückt. Die Luft kann jetzt durch die unteren Einströmlöcher *9* und den Kanal *10* in den hinteren Zylinderraum *11* eintreten und drückt den oberen Kolben nach unten, bis die Kolbenkante *12* die Auspuffschlitze *7* erreicht hat und die Schlaghubluft entweichen kann. Es tritt jetzt eine Entlastung der Kugel und des Kugelsitzes *8* ein, wogegen auf der anderen Seite der Kugel der Frischluftdruck ruht, und zwar auf dem Ringquerschnitt, der von dem inneren Durchmesser der Steuerbüchse und dem Durchmesser des Kugelsitzes *3* gebildet wird. Hinzu kommt noch der Kompressionsdruck, der sich in dem vorderen Zylinderraum *5* nach Überlaufen der Auspufföffnungen *7* durch die Kolbenkante *6* bildet und der auf die Kalotte der Kugel, die in die Bohrung des Steuerbüchsendeckels hineinragt, drückt. Wenn dieser Druck auf der oberen Kugelhälfte überwiegt, verläßt die Kugel den oberen Kugelsitz *3* und gibt wieder die Einströmöffnung zum vorderen Zylinderraum *5* frei und der Rückhub beginnt.

Bei Freigabe des Auspuffes *7* durch die Kolbenkante *6* beginnt das Steuerspiel mit dem Schlaghub von neuem.

76. — Die Umsetzvorrichtung. Alle neuzeitlichen Schlagbohrmaschinen sind mit einer automatischen Umsetzvorrichtung ausgerüstet. Ihre wesentlichen Bestandteile sind das *Klinkengesperre* und die *Drallvorrichtung*. Das Klinkengesperre besteht aus der Drallmutter, die an ihrem Umfang mit Zähnen versehen und als Sperrad ausgebildet ist, das unter der Wirkung von Sperrklinken sich nur nach einer Richtung drehen kann. In dieser Richtung dreht sich die Drallmutter beim Vorwärtsgang des Kolbens. Bei dessen Rückwärtsgang wird die Drallmutter durch Sperrklinken festgehalten. Die Drallzüge zwingen den Kolben und infolgedessen auch die Drallmutter und die mit ihr verbundene Hülse sowie den in der Hülse steckenden Bohrer zu einer das Umsetzen bewirkenden Drehung von 20—50°.

Die Sperrklinken werden entweder durch Klinkenfedern festgehalten oder — zur Vermeidung von Klinkenfederbrüchen — von kleinen Preßluftkolben gegen das Sperrad gepreßt. Die schrägen Drallzüge sind auf dem rückwärtigen Teil der Kolbenstange angebracht und gehen in geradlinig verlaufende Nuten über. Im Ausland, besonders in den USA und in Schweden, zieht man es vor, als Drallvorrichtung eine hinter und in dem Kolben liegende Drallspindel zu wählen. Man tut dies deshalb, um die Drallzüge mit der Spindel auswechseln und den wertvollen Kolben weiterbenutzen zu können.

Die Nachteile einer Schwächung des Schlagkolbens und einer Verringerung des Schlaggewichtes werden dabei in Kauf genommen.

77. — Befestigung der Bohrer im Bohrhammer. Zur Aufnahme des Bohrers im Hammer dient die Bohrerhülse. Die Verbindung zwischen ihr und dem Einsteckende des Bohrers muß so beschaffen sein, daß der Bohrer an der Drehung der Bohrerhülse teilnimmt, im übrigen aber in der Längsrichtung verschiebbar ist, sobald er durch den Schlag des Arbeitskolbens getroffen wird. Die freie Beweglichkeit des Bohrers nach vorn muß aber begrenzt sein, denn zum Zwecke des Herausziehens des Bohrers aus dem Loch muß er auch der Rückwärtsbewegung der Maschine folgen.

In vielen Fällen geschieht das Zurückziehen des Bohrers aus dem Bohrloch bei laufendem Hammer. Um dies zu ermöglichen, ist der Hammer mit einem Bohrerhaltebügel ausgerüstet. Dieser ist am vorderen Zylinderdeckel federnd und scharnierartig befestigt und greift mit seiner Gabel hinter den Bund des Bohrers. Beim Zurückziehen des Hammers legt sich der Bohrerbund gegen den Bohrerhaltebügel und folgt so zwangsläufig der Rückwärtsbewegung des Bohrhammers.

78. — Mechanische Hammerschlagleistung, Umsetzwinkel, Hammerschlagarbeit und Schlagzahl. Ähnlich wie bei den Verbrennungskraftmaschinen läßt sich die mechanische Leistung von Schlagbohrmaschinen durch Erhöhung der Schlagzahl und durch Vergrößerung des Hubvolumens steigern. Eine Erhöhung der Schlagzahl ist mit erhöhtem Verschleiß und eine Vergrößerung des Hubvolumens mit einer Gewichtszunahme verbunden. In jedem Fall tritt eine Verstärkung des Rückstoßes ein. Außerdem erhöhen sich die Ansprüche an die Druckluftversorgung sowie an die Güte der Bohrhilfsgeräte. Bei gleichbleibendem Hubvolumen läßt sich außerdem eine Steigerung der Hammerleistung durch Vergrößerung des Verhältnisses von Kolbendurchmesser zum Kolbenhub erzielen. Die Kenntnis dieser Abhängigkeit hat die Entwicklung der Schlagbohrmaschinen in den letzten Jahren sehr beeinflußt. Bei älteren Bauarten lag dieses Verhältnis zwischen 0,9 und 1,5; bei neuen Bauarten liegt es zwischen 1,2 und 2,85, wobei die niedrigen Werte bei den Zahlengruppen die Hartsteinhämmer, die höheren Werte die Weichsteinhämmer betreffen.

Ebenfalls von der Gesteinsart hängt die Größe des Umsetzwinkels ab. Im allgemeinen folgt man dem Grundsatz, Weichsteinhämmern bei geringer Einzelschlagkraft große Umsetzwinkel (bis etwa 50°) und Hartsteinhämmern bei großer Einzelschlagkraft geringe Umsetzwinkel (bis etwa 20°) zu geben. Sogenannte Universalhämmer haben bei mittlerer Einzelschlagkraft einen mittleren Umsetzwinkel. Je größer der Umsetzwinkel ist, desto mehr wächst naturgemäß die Beanspruchung und der Verschleiß der Umsetzvorrichtung. Zugleich wird die Umsetzkraft schwächer. Nach französischen Untersuchungen sind die Umsetzwinkel bei der praktischen Bohrarbeit vielfach größer als die theoretisch errechneten Werte[1].

Bemerkenswert sind auch die neueren Erkenntnisse über die Abhängigkeit zwischen Schlagarbeit und Eindringtiefe der Bohrschneide in das Gestein. Ähnlich wie beim drehenden Bohren der kritische Bohrdruck zu

[1] Coeuillet: Rev. Industr. min. 1951 S. 233.

beachten ist, gibt es beim schlagenden Bohren eine kritische Schlagarbeit. Sie wird durch dasjenige Maß an Schlagarbeit ausgedrückt, bei der überhaupt ein Eindringen erreichbar ist. Ihre Höhe ist von der Gesteinshärte sowie von der Schneidenfläche der Bohrschneide abhängig. Das Verhältnis der tatsächlich aufgewandten zur kritischen Schlagarbeit muß stets größer als 1 sein. Anderseits hat es keinen Zweck, die Schlagarbeit über bestimmte von der Gesteinsart abhängige Werte zu steigern. Diese Werte schwanken etwa zwischen 2,5 und 4 mkg.

Auch die Schlagzahl, die bei den heutigen Schlagbohrmaschinen zwischen 1500 und 3500/min liegt, steht zur Bohrleistung in Beziehung. Die Bohrleistung erhöht sich jedoch nicht proportional zur Schlagzahl, sondern langsamer und fällt nach Erreichung eines Höchstwertes wahrscheinlich wieder ab. Dieser Verlauf hängt mit den bei höheren Schlagzahlen wachsenden Energieübertragungsverlusten zusammen. Durch Erhöhung des Andrucks lassen sich diese Verluste verringern. Allerdings setzt die Umsetzkraft jedes Hammers dem Andruck eine Grenze, so daß jedem Hammer ein „optimaler Andruck", also ein Bestwert, zugeordnet ist. Bei gleicher Hammerleistung erfordern jedenfalls schnellschlagende Hämmer mit geringer Einzelschlagkraft zur Erzielung gleicher Bohrleistung höhere Andrücke als Hämmer mit höherer Einzelschlagkraft und geringerer Schlagzahl. Auch ist der Andruck vom Preßluftdruck abhängig und nimmt mit ihm zu. Für die 17—22 kg schweren Hämmer beträgt der optimale Andruck 40—60 kg bei 4 atü und 60—90 kg bei 6 atü. Bei den überschweren Maschinen muß er schon bei 4 atü größer als 100 kg sein.

79. — Die Kosten des Bohrhammerbetriebes. Die Anschaffungskosten eines Bohrhammers schwanken je nach Gewicht und Fabrikat zwischen 220 DM und 560 DM, während überschwere Hammerbohrmaschinen bis 1500 DM kosten. Als Lebensdauer wird in der Regel eine Zeit von 3—4 Jahren angenommen, als jährliche Instandsetzungskosten 15% vom Preis. Die Laufzeit je Schicht beträgt in der Regel 2,5—3 h. Die Betriebskosten eines Bohrhammers von der Art des „Bergmeisters" sind daher wie folgt anzunehmen:

Tilgung und Verzinsung 28% des Preises	160 DM
Luftverbrauch (170 m³/h) bei 2,5stündiger Luftververbrauchszeit und 0,6 Pfg/m³	756 DM
Instandhaltung	84 DM
Schläuche (8 m jährlich zu je 4 DM)	32 DM
	1032 DM

Der Hammer kostet also jährlich 1032 DM, oder je Tag bei einschichtigem Betrieb 3,44 DM. Wird der Bohrhammer zweischichtig benutzt, so sind die Luftverbrauchs-, Instandhaltungs- und Schlauchkosten doppelt so hoch. Es ergeben sich dann Kosten von 1904 DM je Jahr oder 6,35 DM je Tag.

80. — Kosten des Schlagbohrens. Die Gesamtbohrkosten setzen sich aus den oben erwähnten Maschinenkosten, aus den Kosten für das Bohrgezähe und für die Löhne zusammen. Nach Untersuchungen im Siegerland sind die Lohnkosten mit rd. 52% an den Gesamtbohrkosten beteiligt. Auf die Materialkosten entfallen rd. 27%, auf Energie rd. 15%. Der Rest

entfällt auf Kapitaldienst und überbetriebliche Kosten. Bei den Hochleistungsbohrhämmern „Bergmeister", „Suprham" und „AZ 20" belaufen sich unter der Voraussetzung einer guten Ausnutzung die Gesamtkosten je Bohrmeter im Tonschiefer auf etwa 1 DM, im Sandschiefer auf 1,50 DM und im Sandstein auf etwa 2,20 DM; bei einer gut ausgenutzten überschweren Hammerbohrmaschine jedoch nur auf rd. 1,40 DM.

81. — Einrichtungen zur Erleichterung des Vorschubes von Bohrhämmern. Bei nicht zu hartem Gestein, in dem das Loch in wenigen Minuten abgebohrt wird, und insbesondere bei abwärts gerichteten Bohrlöchern bewährt sich der einfache Vorschub mit der Hand. Dagegen wächst der für das Halten und das Andrücken des Hammers erforderliche Kraftaufwand um so mehr, je härter das Gestein, je schwerer der Hammer und je steiler das Bohrloch nach oben gerichtet ist.

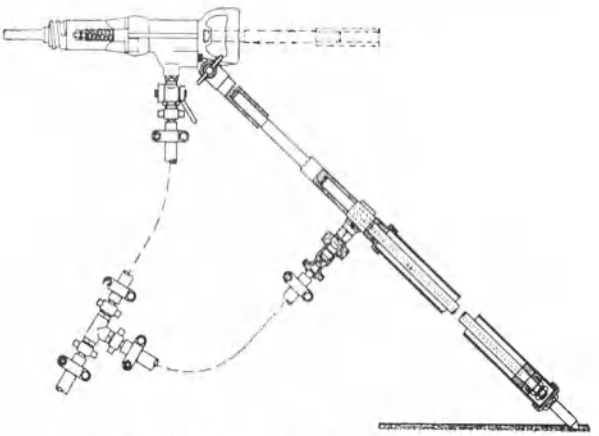


Abb. 107. Bohrknecht von Flottmann.

Man verwendet daher allgemein Bohrstützen, wenn man nicht überhaupt zur Verwendung von Bohrwagen (s. S. 145) übergeht, was in mechanisierten Gesteinsstreckenvortrieben in zunehmendem Maße der Fall ist.

Die größte Verbreitung haben luftgefederte Bohrstützen gefunden, bei denen der zur Wirkung kommende Druck der Druckluft regelbar ist. Sie sind unter dem Namen Teleskopstütze oder Bohrknecht bekannt und werden u. a. von der Demag, der Essener Maschinenbau A. G. und von Flottmann gebaut.

Als Beispiel einer solchen Bohrstütze sei der Flottmannsche Bohrknecht mit seinen vielseitigen Verwendungsmöglichkeiten näher beschrieben. Er besteht nach Abb. 107 aus zwei teleskopartig ineinander verschiebbaren Arbeitszylindern. In ihnen gleitet ein Kolben mit einer langen Kolbenstange, an dem sich das Lufteinlaßstück befindet. Die Kolbenstange kann durch weitere Stangen verlängert werden. An ihrem Ende befindet sich eine Gabel für die Befestigung des Bohrhammers. Die Druckluft gelangt durch das als Absperrventil ausgebildete Regelventil in die Bohrung der Kolbenstange und von ihr aus in die beiden hinteren Zylinderräume. Hierbei wird zunächst der größere Arbeitszylinder nach vorn geschoben. Ist dessen Auszug er-

schöpft, so schiebt sich der Kolben mit der Kolbenstange weiter nach vorn, so daß ein Gesamtvorschub des an der Kolbenstange befestigten Bohrhammers von 1,4 m erreicht wird. Diese große Vorschublänge hat den Vorteil, daß die Stütze beim Bohren gewöhnlicher Schußlöcher von etwa 2,5 m Länge nur noch wenig nachgerückt zu werden braucht. Eine besondere Fußkralle, die sich in das Liegende festsetzt, verhindert ein Weggleiten der Bohrstütze. Sehr handlich wird sie außerdem durch Einfügen von ein oder mehreren Verlängerungsstücken sowie durch die besondere winkelbewegliche Art der Befestigung des Bohrhammers. Auf diese Weise kann sie nicht nur für söhlige, sondern auch für schräg- und senkrecht nach oben gerichtete Bohrlöcher verwendet werden. Ihre im eingezogenen Zustand kurze Baulänge erlaubt auch ihre Benutzung bei beschränktem Raum. Nur zum Bohren von Löchern unmittelbar oberhalb der Sohle ist eine zusätzliche Sondervorrichtung notwendig. Die Regelung des Andrucks, welcher der Art des Gesteins sowie dem Rückstoß des Hammers angepaßt werden kann, erfolgt durch das oben erwähnte Regelventil.

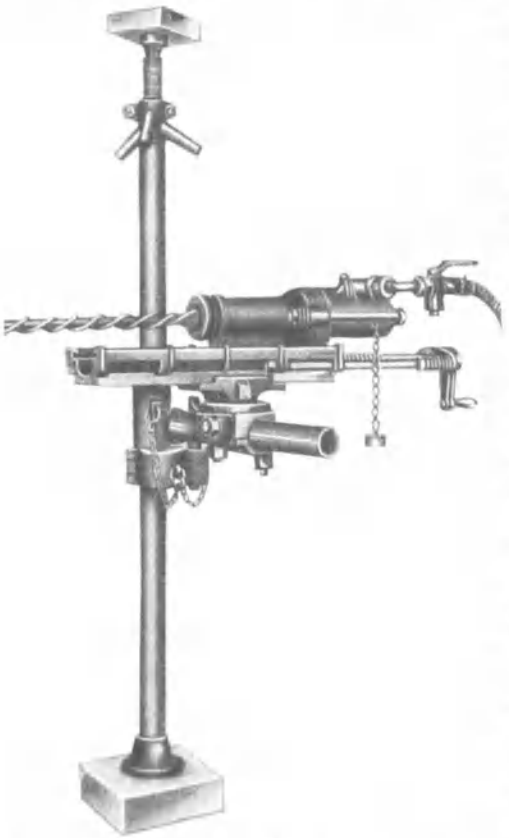


Abb. 108. Hammerbohrmaschine von Flottmann.

Nach Abb. 108 kann der Bohrhammer auch in Verbindung mit einer Spannsäule, einem Vorschubschlitten und einer Vorschubspindel benutzt werden. Die Säule besteht aus einem Rohr und Fußstück sowie einer Druckspindel mit Kopfstück. Die Spindel kann zum Festklemmen aus dem Säulenrohr herausgeschraubt werden. Zur Erhöhung der Standsicherheit werden an beiden Enden Hartholzstücke zwischengelegt. Der Abstand der Säulen vom Stoß soll etwa 1 m betragen. Auch empfiehlt es sich, sie nach Anbohren des ersten Loches nachzuspannen.

Der in Verbindung mit den Spannsäulen oder den weiter unten erwähnten Dreifußgestellen gebräuchliche Schlittenvorschub stellt einmal ein Verbindungselement für schwere Bohrhämmer zur Übertragung des Gewichtes und Rückdrucks dar, gestattet aber zugleich ein Vorschieben des Bohr-

hammers durch Drehen einer Handkurbel. Die Vorrichtung besteht aus einem Führungsschiffchen, in dem durch Spindelantrieb mittels Handkurbel ein Schlitten vor- und rückwärts bewegt werden kann. In dem Schlitten kann der Bohrhammer leicht befestigt werden.

In Steinbrüchen und zuweilen auch in großen Abbauräumen unter Tage treten an Stelle der Bohrsäulen zum Halten schwerer und schwerster Schlagbohrmaschinen Dreifußgestelle. Sie benutzen drei verstellbare Säulenrohre mit ausziehbaren Verlängerungsstützen. An den Säulenrohren sitzen Gewichtshalter, auf denen zur Erhöhung der Standsicherheit abnehmbare Belastungsgewichte angebracht werden.

d) Das Drehschlagbohren[1].

82. — Allgemeines. Wie aus der Bezeichnung hervorgeht, handelt es sich beim Drehschlagbohren um eine Verbindung von drehendem und schlagendem Bohren. Es wird also sowohl schlagend als auch drehend Bohrarbeit geleistet, wobei offenbar die zertrümmernde Schlagwirkung die spanabhebende des drehenden Bohrens wesentlich erleichtert. Die minutlichen Schlagzahlen sind doppelt so hoch wie bei den Bohrhämmern und belaufen sich auf 3—5000 bei einer Einzelschlagarbeit von 3—4 mkg. Die Drehzahlen sind zwischen 80 und 300 U/min stufenweise regelbar. Der erforderliche Andruck ist etwas niedriger als beim Drehbohren und liegt bei etwa 1000 kg. Der Spülwasserdruck muß ähnlich wie beim Drehbohren 6—8 atü betragen.

83. — Die Drehschlagbohrmaschinen. Die auf dem Markt befindlichen Maschinen werden von den Firmen Nüsse & Gräfer, Sprockhövel, Hausherr & Söhne, Sprockhövel, und der Salzgitter A. G. gebaut. Alle Maschinen stimmen insofern überein, als sie je einen Drehbohrmotor, ein Schlaggerät und einen Vorschubmotor besitzen, daß sie auf einem Führungsrahmen angeordnet sind und wegen ihres Gewichtes sowie des auszuübenden Andrucks nur in Verbindung mit einem Bohrwagen benutzt werden können.

Die „*Kombimaschine*" von Nüsse & Gräfer leitet sich von der Drehbohrmaschine dieser Firma ab und unterscheidet sich von dieser im wesentlichen durch das Vorhandensein des aus einem freifliegenden Kolben bestehenden Schlaggerätes, dessen Schlagzahl mit 3000 unveränderlich ist. Eine Anpassung an die Bohrbarkeit des Gesteins findet durch die Drehzahlregelung des 5 PS Geradzahn-Drehbohrmotors statt. Er kann für weiche Gesteine auf eine Drehzahl von 300, für mittelharte und harte Gesteine auf Drehzahlen von 200 und 100 U/min eingestellt werden. Je geringer bei gleichbleibender Schlagzahl die Drehzahl ist, um so dichter liegen die durch die Schläge auf der Bohrlochsohle erzeugten Kerbe nebeneinander. Da bei hartem Gestein viel Zertrümmerungsarbeit geleistet werden muß, verringert man daher die Drehzahl mit zunehmender Gesteinshärte. Der Spülkopf ist fest in die Maschine eingebaut. Das Hohlbohrgestänge wird, ohne es einzuschrauben,

[1] Voss, K. H.: Der gegenwärtige Entwicklungsstand des Drehschlagbohrens. Bergbau 1953 S. 167. — R. Jahn: Das Drehschlagbohren. Glückauf 1954 S. 1086. — K. H. Voss: Kritische Untersuchungen und Betrachtungen über das Drehschlagbohren. Bergfreiheit 1954 S. 413 u. 479.

in eine bajonettverschlußartige Büchse gesteckt und findet nach einer Vierteldrehung an zwei Widerlagern Halt.

Es ist mit der „Kombimaschine" wie auch bei den anderen Drehschlagbohrmaschinen möglich, das Schlaggerät stillzusetzen und in mildem Gestein nur drehend zu bohren und alsdann sogar höhere Bohrleistungen als mit dem Drehschlagbohren zu erzielen. Hierbei ist es natürlich erforderlich, Gestänge und Bohrer auszuwechseln sowie den Andruckmotor auf Vollast laufen zu lassen.

Der Luftverbrauch der Kombimaschine beträgt 550 m³/h, ihr Preis 3800 DM.

Das „*Albogerät*" von Hausherr & Söhne ähnelt der Drehbohrmaschine dieser Firma. Hinter dem Lamellendrehbohrmotor von 7 PS ist das aus einem Doppelkolbensystem bestehende Schlaggerät angeordnet. Die beiden Kolben bewegen sich in getrennten Kammern, und zwar gegenläufig, was ein fast rückstoßfreies Arbeiten bewirkt. Der hintere Kolben schlägt auf die Stirnfläche, der vordere Kolben dagegen auf den Bund eines Schlagbolzens, der die Schläge auf das Einsteckende überträgt. Auf diese Weise wird die hohe Schlagzahl/min von 5000 erreicht und eine Einzelschlagkraft von 4,5 mkg. Sie führt zu einer Verringerung des Abstandes der durch die Schläge auf der Bohrlochsohle erzeugten Kerbe bei gleichbleibender Drehzahl von 160 U/min. Der Andruck ist mittels eines Reduzierventils zwischen 0,75 und 1,5 t regelbar.

Der Luftverbrauch der Albomaschine beträgt 660 m³/h. Sie kostet 3880 DM.

Bei der „*Vibromaschine*" der Salzgitter Maschinen A. G. sind Drehbohrmotor und Getriebe unterhalb der Lafette, alle übrigen Teile auf der Lafette angeordnet, also Spülkopf, Schlaghammer, Vorschubmotor sowie Bohrdruckregler und Bohrzwischengetriebe.

Der Drehmotor ist ein Schrägzahnmotor von 7 PS und 5000 U/min, die durch Bohr- und Zwischengetriebe auf 80 und 200 U/min vermindert werden. Der Schlaghammer besteht aus einem freifliegenden Kolben mit Plattensteuerung. Die Schlagzahl beträgt 3000/min, die Einzelschlagarbeit je nach Kolbendurchmesser 3 oder 4 mkg. Zwischen Kolben und Bohrstange liegt ein Zwischenstück, an dessen sechskantig ausgebildeter Mitte das Drehmoment übertragen wird. Der Vorschubmotor von 3,5 PS befindet sich am Lafettenende. Über ein Getriebe bewegt er das Bohraggregat durch eine seitliche Spindel. Wird der Andruck zu hoch, gibt eine Zugfeder nach und drosselt durch den Rückhub der Spindel die Preßluftzufuhr zum Vorschubmotor ab.

Der Luftverbrauch des Drehmotors liegt bei 600 m³/h und des Vibrohammers bei 180 m³/h.

84. — Bohrschneiden und Bohrgestänge. Wie beim Drehbohren haben sich bisher auch beim Drehschlagbohren zweifingrige Hartmetallschneiden am besten bewährt. Der Schneidenwinkel liegt mit 70—90° zwischen den entsprechenden Werten des Schlagbohrers (100—120°) und der Drehbohrschneide (40—70°). Besondere Bedeutung haben Lage und Durchmesser der Spüllöcher, da wesentlich mehr Bohrklein je Zeiteinheit abzuführen ist als beim schlagenden Bohren. Etwa 10 Anschliffe je Schneide

sind möglich. Im Durchschnitt ist die Standlänge der Drehschlagbohrschneiden mindestens so groß wie die der Schlagbohrer. Die Standlänge der Bohrstangen, die sehr stark vom Andruck beeinflußt wird, übertrifft mit 1000—3000 Bohrmetern die der Schlagbohrstangen bei weitem.

85. — Leistungen und Kosten. In Anbetracht der Neuheit des Drehschlagbohrens können genaue Angaben über Leistungen und Kosten noch nicht gemacht werden. Man kann etwa sagen, daß die Bohrleistung eines Drehschlagbohrgerätes der von sechs mittelschweren Hochleistungsbohrhämmern entspricht. Auch wirtschaftlich ist das Drehschlagbohren dem Schlagbohren überlegen[1]. Dem Drehbohren gegenüber ist es vor allen Dingen durch seine Anwendbarkeit auch in harten Gesteinen zu bevorzugen. Auch sind Bohrfortschritt und Bohrschneidenverschleiß beim Drehschlagbohren allgemein günstiger.

e) Die Bohrwagen.

86. — Vorbemerkung. Eine Möglichkeit, die Bohrarbeit vollständig zu mechanisieren und damit die Bohrleistung weiter zu steigern, bieten die Bohrwagen. Ihr Einsatz ist überall dort gerechtfertigt, wo eine größere Anzahl von Sprengbohrlöchern in möglichst kurzer Zeit gebohrt werden soll, vor allem also bei Gesteinsstreckenvortrieben, beim Abbau in Erzgruben, in Steinbrüchen und Erztagebauen. Im Ausland sind die Bohrwagen in allen diesen und anderen Fällen sehr verbreitet. Im deutschen Bergbau setzen sie sich erst allmählich durch, weil deutsche Firmen erst im Jahre 1948 mit der Herstellung von eigentlichen Bohrwagen begannen und weil die zur wirtschaftlichen Rechtfertigung ihres Einsatzes notwendige Leistungssteigerung nicht immer so selbstverständlich erreicht wird wie beispielsweise meist bei den Lademaschinen.

Je nach der Arbeitsweise der in den Bohrwagen verwendeten Bohrmaschinen unterscheidet man Schlagbohrwagen, Stoßbohrwagen, Drehbohrwagen und Drehschlagbohrwagen. Sie sind alle fahrbar, meist mittels Radsätzen auf Schienen, seltener auf Gummireifen und noch seltener auf Raupen.

Hergestellt werden Bohrwagen u. a. von der Maschinenfabrik Mönninghoff in Bochum, von der Demag in Duisburg, von der Firma Bergtechnik in Lünen, von der Maschinenfabrik Hausherr & Söhne in Sprockhövel, von der Maschinenfabrik Nüsse & Gräfer in Sprockhövel, von der Salzgitter Maschinen A.G. in Salzgitter-Bad.

87. — Schlagbohrwagen. Die im Ausland und insbesondere in den USA am meisten verbreiteten Bohrwagen sind die mit „Drill Jumbo" bezeichneten Bauarten. Sie bestehen im allgemeinen aus einem vierrädrigen Schienenfahrgestell oder einem Raupenfahrwerk und den damit verbundenen beiden Auslegerarmen. Diese sind sowohl senkrecht als auch waagerecht hydraulisch schwenkbar und tragen an ihren Enden — ebenfalls allseitig schwenkbar — die Führungsbahnen mit den Vorschubschlitten und Bohrhämmern. Ein hydraulischer Stempel spannt während der Bohrarbeit den Bohrwagen zwischen Gestänge und Firste ein. Der Vorschub der Hämmer wird durch eine von einem kleinen Motor angetriebene Kette bewirkt.

[1] JAHN, R.: Das Drehschlagbohren. Glückauf 1954 S. 1086.

Der Mönninghoff-Bohrwagen (Abb. 109) ist eine weiterentwickelte deutsche Form des „Drill Jumbo". Das Fahrgestell trägt zwei waagerechte, querliegende Führungsrohre, auf denen die beiden Bohrarmträger angeordnet sind. Sie können mittels eines von Hand zu bedienenden Hebels und der Verzahnung des hinteren Rohres auf den Führungsrohren quer zur Fahrtrichtung beliebig verschoben werden. In jedem Bohrarmträger ist ein Bohrarm gelagert, der hydraulisch senkrecht schwenkbar ist. Am Ende jedes Bohrarmes ist — allseitig schwenkbar — die Führungsbahn mit dem Vorschubschlitten gelagert. Das Verschieben dieses Schlittens gegen den Stoß und zurück erfolgt mittels einer Rollenkette durch einen Druckluftmotor, der sich am rückwärtigen Ende der Führungsbahn befindet. Zum Verankern des Bohrwagens während der Bohrarbeit dienen zwei zwischen den Laufrädern eingebaute Spannvorrichtungen. Auf die beiden

Abb. 109. Bohrwagen der Fa. Mönninghoff.

Führungsrohre können auch mehr als zwei, und zwar bis zu vier Bohrarmträger aufgeschoben werden, so daß der Bohrwagen mit vier Bohrhämmern gleichzeitig arbeiten kann. Es können mittelschwere bis überschwere Bohrhämmer verwendet werden.

Eine Sonderbauart des Mönninghoff-Bohrwagens ist für die Zusammenarbeit mit Stoßschaufelladern entwickelt worden. Dieses Gerät besteht aus einer Bühne, die auf dem normalen Gestänge fahrbar ist. Beim Bohren (und Laden) steht die Bühne auf vier verstellbaren Stützen, während die Radsätze zur Seite geschwenkt werden. Hierdurch entsteht unter der Bohrbühne ein freier Raum, durch den das Haufwerk geladen werden kann. Über die ganze Breite der Bühne laufen quer zur Streckenrichtung zwei Führungsschienen, auf denen — anstatt auf den Führungsrohren — drei bis fünf der oben beschriebenen Bohrarmträger mit Bohrarmen, Führungsbahnen, Vorschubschlitten und Bohrhämmern verschiebbar gelagert sind.

Der Demag-Bohrwagen ist ein vorwiegend für Steinbrüche, Erztagebaue usw. gebauter Bohrwagen auf gummibereiftem Fahrwerk, wie Abb. 110 ihn darstellt.

88. — Stoßbohrwagen. Bohrwagen mit Stoßbohrmaschinen sind im deutschen Bergbau nicht gebräuchlich. Dies liegt daran, daß insbesondere im deutschen Steinkohlenbergbau nicht so harte Gesteine vorhanden sind, in denen die Stoßbohrmaschinen den schlagenden Geräten wirtschaftlich überlegen wären. Im Ausland dagegen werden Stoßbohrwagen häufig angewandt. Zu diesem Zweck werden die üblichen, in Ziff. 87 beschriebenen „Drill Jumbos" mit Stoßbohrmaschinen ausgerüstet.

Abb. 110. Bohrwagen der Demag.

89. Drehbohrwagen. Die Bohrwagen für drehendes Bohren sind wegen des notwendigen hohen Bohrandrucks schwerer gebaut als die Bohrwagen für schlagendes Bohren.

Der zweiarmige Nüsse & Gräfer-Bohrwagen (Abb. 111) besitzt ein 1,50 m langes, vierrädriges Schienenfahrgestell, auf dem in zwei waagerecht in

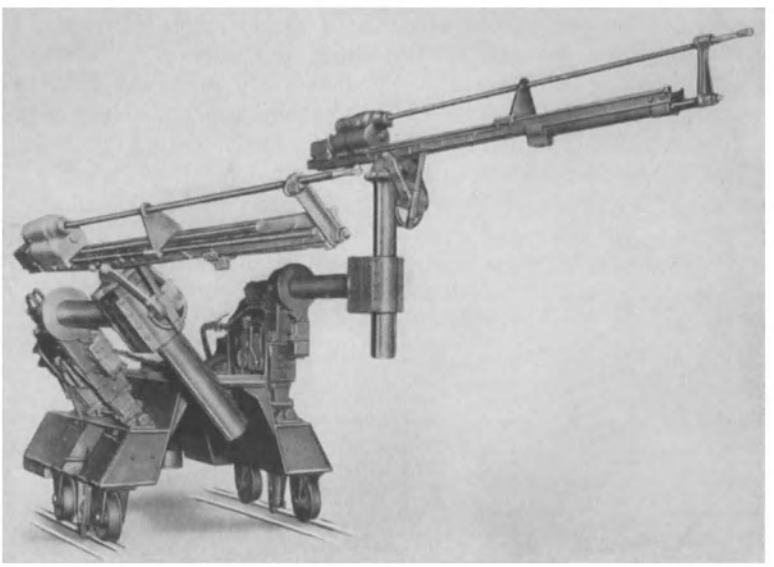


Abb. 111. Zweiarmiger Bohrwagen der Fa. Nüsse & Gräfer.

Streckenrichtung liegenden, parallelen Wellen je ein kräftiger U-förmiger Schwenkbügel gelagert ist. Jeder dieser beiden Schwenkbügel läßt sich

mittels eines Druckluftmotors aus der vertikalen Normallage um etwa 40° nach außen schwenken. An der Vorderfront jedes Schwenkbügels ist oben ein waagerechter Ausleger gelagert, der durch einen weiteren Druckluftmotor um seine Längsachse gedreht werden kann. Am Ende jedes dieser beiden waagerechten Ausleger befindet sich ein Führungsblock mit Motor und Getriebe, in dem — senkrecht zum Ausleger — ein Bohrarm gelagert ist, der durch eben diesen dritten Motor mittels Zahntrieb ein- und ausgefahren werden kann. Zur Bewegung der beiden Bohrarme dienen also insgesamt sechs Druckluftmotoren. Am Ende jedes Bohrarms ist eine Nüsse & Gräfer-Drehbohrmaschine aufgehängt. Mittels der etwa 3,50 m langen Führungsbahn, auf der der Schlitten mit dem Bohrmotor und dem Vorschubmotor mittels Zahnstangentrieb vorwärtsgleitet, wird ein Andruck bis zu 2 t erzeugt. Während des Bohrens wird der Bohrwagen durch zwei Klammern, die auf jeder Seite in der Mitte des Fahrgestells klauenförmig die Schiene umfassen (s. Abb. 111) und von Hand betätigt werden, am Gestänge verankert. Am hinteren Ende des Fahrgestells ist ein 70 cm langer Kasten zur Aufnahme eines Gegengewichts angebracht, das den Bohrwagen trotz der langen, schweren Ausleger und Bohrarme bei dem geringen Radabstand von 95 cm im Gleichgewicht hält.

Der einarmige Nüsse & Gräfer-Bohrwagen ist für kleinere Ausbruchquerschnitte gedacht. Er entspricht genau der zweiarmigen Bauart, besitzt aber nur einen U-förmigen Schwenkbügel, der nach jeder Seite um etwa 40° schwenkbar ist, trägt also auch nur einen waagerechten Ausleger mit einem Bohrarm und einer Drehbohrmaschine P III/4—1.

Der Nüsse & Gräfer-Portalbohrwagen ist für die Zusammenarbeit mit Stoßschaufelladern entwickelt worden (s. Abb. 111). Er unterscheidet sich von dem normalen zweiarmigen Bohrwagen nur durch sein breites Fahrgestell, das ein Arbeiten des Stoßschaufelladers während des Bohrens erlaubt. Das Fahrgestell dieses Bohrwagens hat normalerweise eine Spurweite von 1,55 m, benötigt also ein besonderes Gestänge. Dieses braucht jedoch nur eine Länge von etwa 20 m zu haben. Mit der Spurweite von 1,55 m kann der Bohrwagen im allgemeinen nicht über die breite Ladeschaufel der Stoßschaufler hinwegfahren. Dies ist aber auch nicht notwendig, da infolge der langen Ausleger der Nüsse & Gräfer-Bohrwagen die Vorderkante des Fahrgestells beim Bohren noch 4,30 m von der Ortsbrust entfernt ist.

Der Hausherr-Bohrwagen, der in Abb. 112 wiedergegeben ist, besitzt ein 3,20 m langes, achträdriges Schienenfahrgestell, das infolge der Unterbringung der 8 Räder in 2 zweiachsigen Drehgestellen alle Kurven durchfahren kann. Auf dem Fahrgestell befindet sich, in zwei kräftigen Stützen gelagert, eine waagerecht in Streckenrichtung liegende, starre Mittelwelle. Auf dieser Welle sind zwei Bohrarme vertikal schwenkbar gelagert. Das Schwenken und die Längenänderung jedes Bohrarmes geschieht durch je einen Drehkolbenmotor. Am Ende jedes Bohrarmes ist allseitig schwenkbar eine Hausherr-Drehbohrmaschine aufgehängt. Mittels der etwa 4 m langen Lafette mit dem Vorschubmotor am vorderen Ende, der über eine Spindel den Bohrmotor mit dem Bohrer vorzieht, wird ein Andruck bis zu 1,5 t erzeugt (vgl. S. 126). Während des Bohrens wird der Bohrwagen

durch einen Druckluftzylinder mit drehbar verlagertem Holzbalken (siehe Abb. 112) zwischen Firste und Gestänge eingespannt.

Der Bohrwagen hat ein Gesamtgewicht von 5 t und ist vor allem für Ausbruchquerschnitte von 11—20 m² geeignet. Nachteilig ist, daß er auf einer dreieckigen Fläche unmittelbar vor seinem Standort keine Löcher anzusetzen erlaubt.

Außerdem baut die Firma Hausherr einen zweiarmigen Leichtbohrwagen, der kürzer, beweglicher, kurvengängiger, wenn auch weniger standfest ist als die Bauart der Abb. 112 und sich außerdem durch einen größeren Bewegungsbereich der Bohrarme auszeichnet (kleinere „blinde" Fläche). Auch gibt es einen Bohrwagen mit nur einem Bohrarm für Ausbruchquerschnitte von 6—10 m².

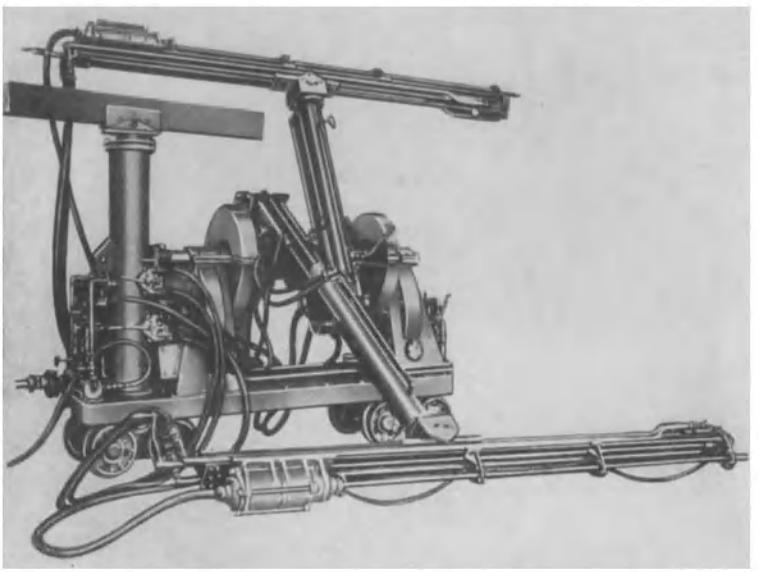


Abb. 112. Drehbohrwagen der Fa. Hausherr & Söhne.

Die Maschinenfabriken Nüsse & Gräfer und Hausherr & Söhne bauen auch Drehbohrwagen für mehr oder weniger senkrecht nach unten gerichtete Löcher. Diese Bohrwagen sind überwiegend für den Übertageeinsatz bestimmt und im allgemeinen schienengebunden.

Der Mönninghoff-Bohrwagen (vgl. Abb. 109) kann durch Austausch der Bohrhämmer gegen Drehbohrmaschinen in einen Drehbohrwagen umgewandelt werden.

90. Drehschlagbohrwagen[1]. Die Drehschlagbohrwagen sind im allgemeinen wegen des ebenfalls notwendigen hohen Bohrandrucks ähnlich schwer ausgeführt wie die Drehbohrwagen.

Die in der vorhergehenden Ziffer beschriebenen Nüsse- und Gräfer-Bohrwagen und die Hausherr-Bohrwagen (vgl. Abb. 111 u. 112) können

[1] Vgl. R. Jahn: Das Drehschlagbohren. Glückauf 1954 S. 1094.

durch Austausch der Drehbohrmaschinen gegen Drehschlagbohrgeräte in Drehschlagbohrwagen umgewandelt werden.

Der in Abb. 113 wiedergegebene Salzgitter-Bohrwagen besitzt ein vierrädriges Schienenfahrgestell, dessen vorderer Teil (zum Bohren zwischen den Schienen) gabelförmig ausgebildet ist. Auf dem Fahrgestell befindet sich der Hauptgetriebeständer, in dem die beiden Bohrarme drehbar gelagert sind. Das Schwenken jedes Bohrarms geschieht durch je einen Druckluftmotor. Jeder Bohrarm trägt — senkrecht zur Schwenkachse — einen kurzen Hilfsausleger, der mittels je eines weiteren Druckluftmotors unabhängig vom Bohrarm geschwenkt werden kann. Am Ende jedes dieser beiden Hilfsausleger ist eine Vibro-Bohrmaschine allseitig schwenkbar aufgehängt (vgl. S. 144). Während des Bohrens wird der Bohrwagen mit Klammern

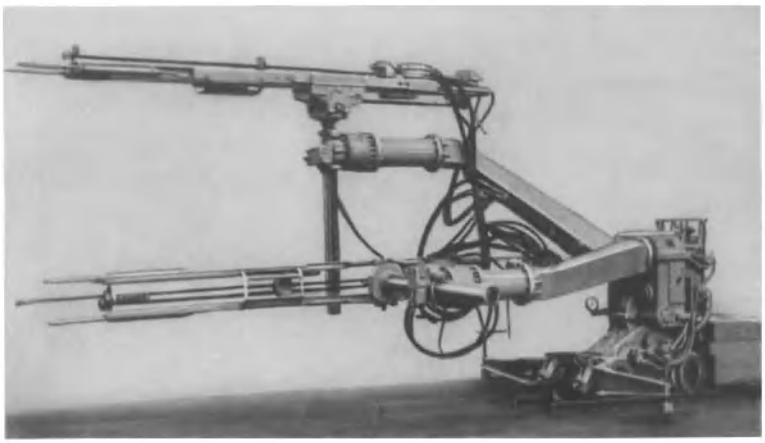


Abb. 113. Drehschlagbohrwagen der Salzgitter-Maschinen A.G.

am Gestänge verankert und zusätzlich durch zwei schwenkbare Ausleger am vorderen, gabelförmigen Fahrgestellende abgestützt. Am hinteren Ende des Fahrgestells ist ein schweres Gegengewicht angebracht, das dem Gerät die nötige Standfestigkeit verleiht.

Der einarmige Salzgitter-Lenker-Bohrwagen stellt eine neue, leichtere Bauart mit besonders guten Schwenkeigenschaften dar. Als sogenannter Parallel-Lenker-Bohrwagen ist dieses Gerät zusätzlich mit einem Parallelogramm-Gestänge ausgerüstet, das bewirkt, daß die Bohrmaschine bei jeder Schwenkung des Bohrarms immer die gleiche Richtung beibehält, also parallel verschoben wird. Diese Lenker-Bohrwagen werden auch mehrarmig gebaut als sogenannte Brückenbohrwagen für die Zusammenarbeit mit Stoßschaufelladern.

B. Die Sprengstoffe[1].

a) Allgemeiner Teil.

91. — Sprengstoff; Sprengung; Explosion. Bergbausprengstoffe sind handhabungssichere chemische Stoffgemische, die durch entsprechende Mittel, aber ohne Zusatz eines anderen Stoffes, zu einer raschen chemischen Umsetzung gebracht werden können. Die bei dieser Umsetzung erzeugten Energie- und Gasmengen müssen zu einer Sprengung ausreichend sein. Die Spannkraft der erhitzten, im Bohrloch zusammengedrängten Gase muß also genügen, um das plötzliche Auseinandertreiben, nämlich die Sprengung, zu bewirken. Entsprechend der Begriffsbestimmung des VDI[2] nennt man eine solche auf dem Ausdehnungsbestreben von Gasen und Dämpfen beruhende, plötzlich verlaufende Kraftäußerung allgemein auch Explosion.

Die gewerblichen Sprengstoffe bestehen aus brennbaren, hauptsächlich kohlenstoff- und wasserstoffhaltigen Bestandteilen, die entweder durch chemische Koppelung oder durch einfache Zumischung von Sauerstoff abgebenden Bestandteilen zu dieser plötzlichen Umsetzung unter Freiwerden von Wärme und Gas befähigt sind.

92. — Arten der plötzlichen Umsetzung — Deflagration und Detonation. Die plötzliche chemische Umsetzung der Sprengstoffe kann auf zwei verschiedene Weisen erfolgen: entweder in einer Flamme mit Unterschallgeschwindigkeit als Verbrennung oder *Deflagration* oder in einem Verdichtungsstoß mit Überschallgeschwindigkeit[3] als *Detonation*.

Unter Verbrennung setzen sich Schwarzpulver und Sprengsalpeter um sowie Schießmittel, wie z. B. rauchloses Pulver. Sie haben eine treibende und nur wenig zertrümmernde Wirkung. Die übrigen gewerblichen Sprengstoffe setzen sich unter Detonation um. Wegen ihrer brisanten, zermalmenden Wirkung werden sie auch „brisante Sprengstoffe" genannt.

Die Detonation ist ein mit einer chemischen Umsetzung gekoppelter Stoßvorgang. Er löst durch seine überhöhte Druck- und Temperaturspitze die chemische Umsetzung aus, die wiederum die zur Aufrechterhaltung des Stoßes erforderliche Energie liefert. Häufig wird der Detonations- oder Reaktionsstoß auch als Detonationswelle bezeichnet. Zwar kann er mit einem verzerrten, übersteilen Wellenberg verglichen werden, stellt aber selbst keine Schwingung dar, wenngleich er — ähnlich wie ein Glockenschlag die Glocke — das Gebirge zu Schwingungen anstoßen kann.

Nur bei der Detonation treten die hohen Druckstöße — 10000 bis 30000 at — auf, welche die *Brisanz* ausmachen, indem sie das Gestein zermalmen und zerreißen. Die nach Ablauf der Detonation im angerissenen Bohrloch noch unter hohem Druck stehenden, heißen Gase treiben alsdann

---

[1] Vgl. hierzu C. Beyling u. R. Drekopf: Sprengstoffe und Zündmittel mit besonderer Berücksichtigung der Sprengarbeit unter Tage. Berlin: Springer 1936; — ferner G. Lehmann: Neuerungen auf dem Gebiete des Schießwesens. Glückauf 1937 S. 461.

[2] Z. VDI. Bd. 55 (1911) S. 1451 und 1663/4.

[3] Roth, J. F.: Verbrennung, Initiierung, Detonation, Explosion. Nobelhefte 1954 S. 29.

das Gestein noch weiter auseinander und werfen es — *treibende Wirkung*. Je nach der Zusammensetzung und Dichte eines Sprengstoffes und je nach seiner Anwendung sind die Brisanz und Treibwirkung verschieden hoch.

93. — Einleitung der Umsetzung, Initiierung. Die Einleitung der Verbrennung von Schwarzpulver, Sprengsalpeter usw. erfolgt praktisch durch den Zündstrahl einer Zündschnur oder eines Zündhütchens, also nur durch eine Flamme. Auch die detonierenden Sprengstoffe können durch entsprechend kräftige Flammen oder sonstige hohe örtliche Erwärmung, z. B. durch kräftige Reibung oder plötzliche Schläge, zu mehr oder weniger heftigem Abbrennen gebracht werden. Die Temperatur, bei welcher die Umsetzung eines Sprengstoffes einsetzt, heißt Zündtemperatur. Aber diese anfänglich langsame Umsetzung unter Abbrennen geht nur selten in die eigentliche Detonation über. Eine Ausnahme in diesem Verhalten machen die *Initialsprengstoffe*. Bei ihnen wird durch eine Flamme der Übergang in die Detonation bei geringster Menge fast augenblicklich bewirkt. Diese Initialsprengstoffe, zu denen Bleiazid und Knallquecksilber gehören, dienen deshalb in den Sprengkapseln zur gewollten Auslösung, zur Initiierung der Detonation der brisanten Sprengstoffe.

94. — Explosionsschwaden. Die gasförmigen und festen Erzeugnisse der Explosion von Sprengstoffen heißen Schwaden. Die Schwaden der für unter Tage bestimmten Sprengstoffe dürfen keine gefährlichen Mengen giftiger Bestandteile enthalten. Die Bergbausprengstoffe sind daher auf einem geringen Überschuß an dem zur völligen Verbrennung erforderlichen Sauerstoff aufgebaut. Ihre Schwaden bestehen aus Kohlensäure, Wasserdampf, Stickstoff und einer geringen Menge Sauerstoff. Je nach Zusammensetzung des Sprengstoffs können als feste Schwadenbestandteile Kochsalz, Kaliumchlorid, Kalziumkarbonat und Soda hinzukommen.

Bei Schwarzpulver und Sprengsalpeter genügt der vorhandene Sauerstoff dagegen nicht zur völligen Verbrennung. Derartige Schwaden enthalten deshalb noch die giftigen Gase wie Kohlenoxyd und Schwefelwasserstoff sowie brennbare Gase, z. B. Wasserstoff.

Die nachstehende Zusammenstellung gibt über die Zusammensetzung der Schwaden der wichtigsten Bergbausprengstoffe Aufschluß.

Sprengstoff	Dampf in Mol/kg					Normalvolumen l/kg	Feste Bestandteile in g/kg
	CO_2	H_2O	N_2	O_2	insgesamt		
Ammon-Gelit 1	8,26	19,97	9,35	0,47	38,05	850	2,0
Ammon-Gelit 3	6,76	18,45	9,6	1,15	35,96	806	5,1
Donarit 1	5,68	22,30	11,1	1,0	40,08	896	5,1
Wetter-Nobelit B	4,17	10,87	5,36	1,92	22,32	500	409,2
Wetter-Wasagit B							
Wetter-Nobelit B (M_1)	3,5	6,73	3,01	1,0	14,24	320	608,0
Wetter-Wasagit B (M_1)							
Wetter-Carbonit A	1,48	14,04	7,07	3,15	25,74	578	382,5
Wetter-Securit A							

95. — Berechnung der sprengtechnischen Daten. Von der Detonation ist nur die Geschwindigkeit physikalisch einwandfrei meßbar. Alle anderen wichtigen

Größen der Detonation, wie z. B. Temperatur, Druck, Reaktionszonenlänge, können nicht genau gemessen werden, da kein entsprechendes Meßgerät der Brisanz der Detonation standhält. Nur durch Berechnung auf Grund physikalisch-chemischer Gesetzmäßigkeiten ist es möglich, über diese wichtigen Kenngrößen Angaben zu erhalten[1].

Aus der chemischen Umsetzungsgleichung eines Sprengstoffes ergibt sich die Zusammensetzung und Bildungswärme der Schwaden. Der Unterschied zwischen Bildungswärme der Schwaden und der Bildungswärme des Sprengstoffes ist die Umsetzungs- oder *Explosionswärme*. Aus Explosionswärme, Schwadenzusammensetzung und den Molwärmen oder den inneren Energien der Schwaden wird die *Explosionstemperatur* errechnet. Diese würde tatsächlich auftreten, wenn die Umsetzung vollständig ohne Arbeitsleistung und Wärmeabgabe im Ladevolumen stattfände. Das Produkt aus der Gesamtzahl an Gasmolen je kg Sprengstoff, der Gaskonstanten R und der absoluten Explosionstemperatur ist die *spezifische Energie* mt/kg Die spezifische Energie ist das thermodynamische Maß der Energie der Molekülbewegung nach der Umsetzung, deshalb ein Maß für die Expansionskraft der Schwaden und folglich der maximal zu erwartenden Sprengleistung.

Die *Brisanz* kann als Leistung der Detonation einer Sprengstoffsäule von 1 cm² Querschnitt definiert werden; sie ist das Produkt aus Dichte, Detonationsgeschwindigkeit und spez. Energie.

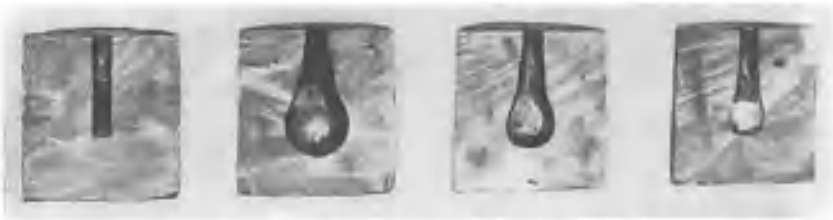


Abb. 114. Trauzlsche Bleimörser nach der Probe durchgesägt.

Durch Berechnung ist der *Detonations- oder Stoßdruck* zu ermitteln, der neuerdings als Maß der Brisanz bewertet wird, da der Stoßdruck die Ursache der zermalmenden Wirkung ist. Einige Angaben bringt die Zusammenstellung in Ziff. 98.

96. — Die vergleichende Messung der Sprengkraft und der Brisanz. Gibt es auch keine physikalisch genauen Meßverfahren für Sprengkraft und Brisanz, so sind doch gute praktische Vergleichs- oder Bewertungsmethoden im Gebrauch. Als ein verhältnismäßig gutes Maß für die Sprengkraft der Sprengstoffe hat sich die *Bleiblockausbauchung* nach TRAUZL erwiesen. Diese Untersuchung wird in Bleizylindern ausgeführt, die einen zylindrischen Hohlraum besitzen. In letzterem wird eine bestimmte Menge des zu untersuchenden Sprengstoffes (gewöhnlich 10 g) unter Sandbesatz zur Explosion gebracht. Die hierdurch bewirkte Erweiterung (Ausbauchung) des Hohlraumes dient als Maß für die Sprengwirkung des Sprengstoffes. Man verwendet zum Zwecke einheitlicher Beurteilung allgemein Bleizylinder aus reinstem Weichblei.

Die Abb. 114 zeigt vier durchgesägte Bleizylinder, von denen der erste unbeschossen ist, während der zweite mit Ammon-Gelit 3, der dritte mit Wetter-Nobelit B und der vierte mit Wetter-Carbonit A beschossen wurde. In beiden Fällen waren je 10 g Schußladung benutzt worden.

Neuerdings kommt als weiteres Meßverfahren für die Sprengkraft der *ballistische Mörser* auf. In einem waagerechten Mörser, der in einem 3 m langen Gestänge hängt, werden 10 g Sprengstoff zur Detonation gebracht. Die Expansionskraft der Schwaden treibt ein Geschoß an und bewirkt einen Rückstoß auf den Mörser.

[1] TAYLOR, J.: Detonation in condensed explosives. Oxford: Clarenden Press 1952.

Der dem Rückstoß entsprechende Ausschlag des Pendelsystems wird gemessen und in Prozenten der Sprengwirkung von Sprenggelatine ausgewertet.

Die vergleichende Messung des Detonationsstoßdruckes geschieht entweder nach HESS durch die *Stauchung* von Bleizylindern von 50 mm Höhe und 40 mm Durchmesser oder nach KAST durch die Stauchung von Kupferzylindern von 7 mm Durchmesser und 10,5 mm Höhe[1].

97. — Messung der Detonationsgeschwindigkeit. Die einzige meßbare charakteristische Eigenschaft der Detonation ist deren Geschwindigkeit. Meist wird diese Messung nach dem einfachen Verfahren von DAUTRICHE durchgeführt, das die genau bekannte Detonationsgeschwindigkeit einer mit Nitropentaerythrit gefüllten Meß-Sprengschnur zugrunde legt. Außerdem sind Verfahren mit hochwertigen elektrischen Zeitmeßgeräten, z. B. dem Elektronenstrahloszillographen, in Gebrauch.

Die Detonationsgeschwindigkeit ist einmal von der Art des Sprengstoffes, also von dessen Dichte, dessen spezifischer Energie und auch dessen physikalischer Beschaffenheit abhängig. Des weiteren spielen aber auch äußere Faktoren, wie Durchmesser und Einschluß der Sprengstoffsäule, und schließlich noch die Stärke der Initiierung eine Rolle. Je höher Dichte und spezifische Energie sind, um so höher ist bei einwandfreier Initiierung die Detonationsgeschwindigkeit. Man kann also über diese beiden Faktoren die Detonationsgeschwindigkeit und über diese die Brisanz beeinflussen. Die physikalische Beschaffenheit, wie z. B. die Korngröße der Bestandteile, ist besonders bei den Wettersprengstoffen mit Salzzusätzen von Einfluß. Durchmesser und Einschluß bestimmen über die seitlichen Energieverluste bei der Detonation gleichfalls deren Geschwindigkeit. Für jeden Sprengstoff und Einschluß gibt es einen Minimaldurchmesser, bei dessen Unterschreitung die Detonation erlischt. Bemerkt sei schließlich, daß die hochverdichteten, plastischen Sprengstoffe außer mit der stabilen und charakteristischen hohen „oberen" Detonationsgeschwindigkeit von 5000 bis 8000 m/sek noch bei schwachem Einschluß und schwacher Initiierung mit einer „unteren" Geschwindigkeit von 2000 bis 2500 m/sek detonieren können.

98. — Zusammenstellung und Allgemeines über Auswahl eines Sprengstoffes.

Sprengstoff	Dichte g/cm³	Detonationsgeschwindigkeit m/sek	Expl.-Temp. °C	Spezifische Energie mt/kg	Bleiblockausbauchg. in cm³	Stoßdruck in 1000 at
Ammon-Gelit 1 . . .	1,47	6800	3375	113,7	450	135
Ammon-Gelit 3 . . .	1,53	6150	3050	101,3	380	112
Donarit 1	1,0	4850	2710	101,3	375	57,5
Wetter-Nobelit B . .	1,69	5650	2080	44,5	190	92,5
Wetter-Wasagit B . .						
Wetter-Carbonit A .	1,13	2000	1280	34,0	90	10,4
Wetter-Securit A . .						

Diese Zusammenstellung läßt die große Verschiedenartigkeit der Sprengstoffe erkennen. Es ist die Aufgabe des Sprengingenieurs unter Beachtung der bergbehördlichen Vorschriften, den für den jeweiligen praktischen Fall günstigsten Sprengstoff zu wählen und seinen Gebrauch entsprechend zu organisieren. Hierbei sei daran erinnert, daß die Zertrümmerung und Zermalmung des der Sprengladung zunächst liegenden Gesteins durch den Stoßdruck erfolgt (brisante Wirkung). Die treibende Wirkung dagegen, das Absprengen und Abschleudern der Vorgabe, beruht auf der statischen Druckwirkung, die auf das Ausdehnungbestreben der hochverdichteten Schwaden zurückzuführen ist, dessen Maß die spezifische Energie

[1] HAID u. SELLE: Über die Sprengkraft und ihre Ermittlung. Z. ges. Schieß- u. Sprengstoffw. 1934 S. 13.

und die Bleiblockausbauchung sind. Im allgemeinen läßt sich sagen, daß in zähem, festem Gestein sehr brisante Sprengstoffe hoher Detonationsgeschwindigkeit, in geschichtetem Gestein dagegen mehr treibend wirkende mit geringerer Detonationsgeschwindigkeit die günstigsten Sprengwirkungen hervorbringen. Ein Sprengstoff, der für alle Verhältnisse paßt und in jedem Gestein die günstigsten Wirkungen aufweist, ist undenkbar.

b) Besonderer Teil.

99. — Einteilung der Sprengstoffe. Gemäß der amtlichen Liste der für den Bergbau geeigneten Sprengmittel[1] und den entsprechenden Nachträgen kommen für den Bergbau nachstehend angeführte Sprengstoffe vornehmlich in Betracht.

A. Gesteinssprengstoffe.

1. Pulversprengstoffe (Sprengpulver, Sprengsalpeter),
2. Brisante Gesteinssprengstoffe.
   a) Dynamit 1,
   b) Gelatinöse Ammonsalpetersprengstoffe (Ammon-Gelit),
   c) Ammonsalpetersprengstoffe mit Nitroglyzerinzusatz (Donarit),
   d) Ammonsalpetersprengstoffe ohne Nitroglyzerinzusatz (Ammonit),
   e) Chloratsprengstoffe (Chloratit 1).

B. Wettersprengstoffe.

1. Wettersprengstoffe, Klasse I,
   a) Gelatinöse Wettersprengstoffe,
   b) Ammonsalpeter-Wettersprengstoffe.
2. Wettersprengstoffe, Klasse II (ummantelte Sprengstoffe),
3. Wettersprengstoffe, Klasse III.

1. Sprengpulver und Sprengsalpeter.

Die Pulversprengstoffe haben im Bergbau nur noch untergeordnete Bedeutung.

Das *Sprengpulver*, das alte Schwarzpulver, ist ein inniges Gemisch aus 63%—77% Kalisalpeter mit Holzkohle und Schwefel. Der Kalisalpeter gibt den zur Verbrennung der Holzkohle und des Schwefels nötigen Sauerstoff her. Der Zusatz von Schwefel erleichtert die Zündung und ist für die Gleichmäßigkeit der Verbrennung und ihrer Geschwindigkeit notwendig.

Im Sprengsalpeter ist der Kalisalpeter ganz oder teilweise durch Natronsalpeter ersetzt. Der billigere Sprengsalpeter wird komprimiert vereinzelt noch im Salzbergbau verwendet.

2. Brisante Gesteinssprengstoffe.

100. — Vorbemerkung. Die brisanten Gesteinssprengstoffe dürfen nur in rotem Patronenpapier an den Bergbau abgegeben werden. Auch die Sprengstoffpakete müssen in rotes Papier eingeschlagen sein. Der Durchmesser der Patronen soll in der Regel 25 oder 30 mm betragen. Ihr Gewicht beläuft sich meist auf 100 g, so daß ihre Länge 10—15 cm beträgt. Zwecks Einsparung von Zeit beim Laden der Schüsse wird in zunehmendem Maße von 25 cm und auch 50 cm langen Patronen Gebrauch gemacht. Bevor die

[1] Siehe Bundesanzeiger Nr. 118 vom 21. Juni 1952.

Sprengstoffe selbst beschrieben werden, sei kurz auf das Sprengöl und die Kollodiumwolle eingegangen, die beim Aufbau der Sprengstoffe von großer Bedeutung sind.

101. — Das Sprengöl. Das Sprengöl ist der Hauptbestandteil der Dynamite und der gelatinösen Ammonsalpetersprengstoffe. Es ist zumeist ein Gemisch aus Nitroglyzerin und Nitroglykol; Nitroglyzerin allein wird wegen seiner leichten Gefrierbarkeit selten verwandt.

Das Sprengöl ist eine bei gewöhnlicher Temperatur geruchlose, ölige Flüssigkeit von gelblicher Färbung. Das Sprengöl wird von der Haut und besonders von den Schleimhäuten aufgenommen, so daß Sauberkeit beim Umgang mit Sprengöl enthaltenden Sprengstoffen geboten ist.

Das Sprengöl ist fast unlöslich in Wasser. Es ist gegen Schlag, Stoß und Reibung sehr empfindlich und kommt dabei leicht zur Explosion. Es gehört zu den Sprengstoffen mit geringem Sauerstoffüberschuß in den Nachschwaden. Die Nachteile des Nitroglyzerins, die in seiner leichten Gefrierbarkeit bei $+8°$ C sowie in den Gefahren der Handhabung hartgefrorener Patronen und deren Auftauen bestehen, sind durch ein Gemisch aus Nitroglyzerin und Nitroglykol überwunden. Das gemischte Sprengöl gefriert auch bei stärkstem Frost nicht.

102. — Die Kollodiumwolle ist ein Zellulosenitrat (Nitrozellulose). Sie entsteht bei der Einwirkung von Salpetersäure auf Baumwolle oder Holzzellstoff. Sie quillt in Sprengöl auf und bildet mit ihm schließlich eine beständige Gallerte — gelatiniertes Sprengöl — die kein Sprengöl austreten läßt[1].

103. — Dynamit 1. Dynamit 1 besteht aus 65% gelatiniertem Sprengöl; der Rest ist ein aus Natronsalpeter und Holzmehl bestehendes Zumischpulver. Mit einer kubischen Dichte von 1,53 g/cm³, einer Detonationsgeschwindigkeit von 6350 m/sek und einer spezifischen Energie von 96 mt/kg, kommt Dynamit 1 dem Ammon-Gelit 3 sehr nahe. Dynamit 1 ist nicht zum Stückgutversand zugelassen.

104. — Gelatinöse Ammonsalpetersprengstoffe, Ammon-Gelite 1, 2, 3. Bei den gelatinösen Ammonsalpetersprengstoffen ist dem gelatinierten Sprengöl ein hauptsächlich aus Natronsalpeter, Ammonsalpeter, Holzmehl und Nitroprodukten des Toluols bestehendes Zumischpulver zugesetzt. In Deutschland werden die *Ammon-Gelite* 1, 2 und 3 angewandt. An gelatiniertem Sprengöl enthält Ammon-Gelit 1: 40%, Ammon-Gelit 2: 30% und Ammon-Gelit 3: 23%. Diese Sprengstoffe ähneln in ihrer äußeren Erscheinung dem gewöhnlichen Brotteig. Mit abnehmendem Gehalt an gelatiniertem Sprengöl nimmt die Empfindlichkeit gegen Wasser und Feuchtigkeit zu, jedoch sind die schwächsten noch in nassen Bohrlöchern anwendbar. Ihre Dichte ist etwa 1,6.

Die Ammon-Gelite sind wegen ihrer gegenüber Dynamit 1 besseren Handhabungssicherheit zum Stückgutversand zugelassen.

---

[1] Gelatiniertes Sprengöl aus 93 bis 95% Sprengöl und 5 bis 7% Kollodiumwolle wird als Sprenggelatine bezeichnet; sie ist nicht mehr in der Sprengmittelliste aufgeführt.

105. — Pulverförmige Ammonsalpetersprengstoffe mit und ohne Nitroglyzerin. Diese Ammonsalpetersprengstoffe bestehen zu etwa 80% aus Ammonsalpeter; der Rest sind brennbare und explosible Bestandteile. Enthalten sie 4—6% Sprengöl zwecks Verbesserung der Detonationsfähigkeit, so heißen sie *Donarite*; andernfalls *Ammonite*. Der Ammonsalpeter selbst ist eine explosible Verbindung; seine Explosionsfähigkeit ist aber nicht groß genug, um ihn allein als Sprengstoff benutzen zu können. Auch würde die bei der Explosion entwickelte Kraft zu gering sein. Die Ammonsalpetersprengstoffe sind gegen Stoß und Schlag unempfindlich, so daß sie im Gebrauch und Verkehr ungefährlich sind und wegen ihrer Handhabungssicherheit auf der Eisenbahn als Stückgut zugelassen werden.

Alle Ammonsalpetersprengstoffe sind hygroskopisch. Sie müssen deshalb gut verpackt und sorgfältig gelagert werden. Hartgewordene Patronen sind vor ihrer Verwendung durch Walken zwischen den Händen weich zu machen. Die Sprengkraft der Ammonsalpetersprengstoffe ist je nach der Zusammensetzung verschieden, erreicht aber nicht diejenige der Ammon-Gelite, zumal auch ihre Dichte nur 1—1,2 g/cm³ beträgt. Sie werden vorwiegend im Salzbergbau, vereinzelt auch im Erzbergbau verwendet.

106. — Chloratsprengstoffe. Das Kaliumchlorat und das Natriumchlorat geben in der Explosionszersetzung ihren Sauerstoff leicht ab. Die Empfindlichkeit der Chloratsprengstoffe gegen Stoß, Schlag und Reibung läßt sich dadurch, daß man sie durch Beimischung öliger oder wachsartiger Stoffe plastisch macht, bis zu einem gewissen Grade vermindern. Tatsächlich liegt die Handhabungssicherheit dieser Sprengstoffe zwischen derjenigen der Ammonsalpetersprengstoffe und der Dynamite. Auch die Eisenbahnverkehrsordnung trägt dieser verhältnismäßig hohen Handhabungssicherheit Rechnung, indem sie Chloratit 1 zum gewöhnlichen Stückgutverkehr zuläßt. Durch Feuchtigkeit leiden die Chloratsprengstoffe weniger als die Ammonsalpetersprengstoffe.

Der einzige an den Bergbau gelieferte Chloratsprengstoff ist Chloratit 1, früher Chloratit 3. Es enthält 83—91% Natriumchlorat oder Kaliumchlorat, 5—12% Kohlenwasserstoffe und 0—4% Pflanzenmehl zum Auflockern der Patronen. Chloratit 1 findet z. Z. nur im Kali- und Salzbergbau eine beschränkte Anwendung.

3. Wettersprengstoffe.

107. — Vorbemerkung. Im Steinkohlenbergbau müssen beim Schießen zwei Gefahrenquellen besonders beachtet werden: 1. das Auftreten von flugfähigem Kohlenstaub und 2. die Methanausgasung. Würde in diesen Betrieben mit Sprengstoffen der bisher beschriebenen Art geschossen werden, so bestünde die Möglichkeit des Zündens etwa vorhandener Schlagwettergemische, durch die im weiteren Verlaufe eine Kohlenstaubexplosion ausgelöst werden könnte. Es genügen Bruchteile eines Grammes Schwarzpulver und wenige Gramm Dynamit, wenn sie unbesetzt im Bohrloch oder gar freiliegend detonieren, um Zündungen herbeizuführen. Auch Kohlenstaubaufwirbelungen ohne jede Schlagwetterbeimengungen werden in den Versuchsstrecken (s. Ziff. 113) bei unbesetzten Schüssen durch Ladungen

von 40—80 g Schwarzpulver oder Dynamit mit Sicherheit gezündet. Es war daher notwendig, eine neue Gruppe von Sprengstoffen zu schaffen, die auf Grund ihrer Zusammensetzung einen möglichst hohen Grad von Sicherheit gegen Kohlenstaub und Methangemische bieten. Man nennt diese Sprengstoffe Wettersprengstoffe.

108. — Begriffsbestimmung. Eine bestimmte Umgrenzung des Begriffs „Wettersprengstoff" gibt es nicht und kann es nicht geben, da die einzelnen Wettersprengstoffarten eine unterschiedliche Sicherheit gegenüber Schlagwetter und Kohlenstaub bieten und es auch noch nicht geklärt ist, ob eine absolute Sicherheit überhaupt erreichbar ist. Jedenfalls müssen sie eine wesentlich höhere Sicherheit gegenüber der Schlagwetter- und Kohlenstaubgefahr besitzen als die Gesteinssprengstoffe. Wo man die Grenze zu ziehen hat, ist jedoch zweifelhaft, und in der Tat ist sie zu verschiedenen Zeiten und in den einzelnen Ländern sehr verschieden gezogen worden. In Deutschland ist die Prüfung und das Verhalten der Sprengstoffe beim Schießen unter scharfen Bedingungen in einer Versuchsstrecke zur Grundlage ihrer Beurteilung gemacht worden.

Die Prüfverfahren für Wettersprengstoffe haben zu deren Einteilung in drei Klassen geführt:

Wettersprengstoffe der Klasse I. Umhüllung gelblich weiß,
Wettersprengstoffe der Klasse II (ummantelte Patronen). Umhüllung gelblich weiß mit grünen Streifen,
Wettersprengstoffe der Klasse III. Umhüllung grün.

Die Farbenunterschiede in der Umhüllung dienen zur guten Kenntlichmachung der einzelnen Sprengstoffarten und sind sowohl für das Einschlagpapier der Sprengstoffpakete als auch für das Patronenpapier vorgeschrieben. Die ummantelten Patronen werden außerdem durch den Buchstaben „M" hinter der Sprengstoffbezeichnung gekennzeichnet. Der Aufdruck auf den Paketen soll den Namen und die Art des Sprengstoffes angeben. Der Patronendurchmesser beträgt bei Klasse I 30 mm, bei Klasse II und III zur Zeit 32 mm. Das Patronengewicht beträgt in der Regel 100 g, bei Sprengstoffen der Klasse II 125 g. Je nach der Art des Sprengstoffs schwankt die Patronenlänge zwischen 10 und 13 cm.

109. — Ursachen der Schlagwetter- und Kohlenstaubzündung. Die Zündung der schlagenden Wetter im Gefolge der Schießarbeit kann durch eine Reihe von Ursachen ausgelöst oder beeinflußt werden. Von erheblichem Einfluß ist in Verbindung mit der Einwirkungszeit die Temperatur in der Detonationszone oder der Schwaden. Je niedriger die Temperatur der Umsetzungserzeugnisse und je kürzer deren Einwirkungsdauer ist, um so mehr sinkt die Gefahr. Weiter kann die Zündung durch adiabatische Kompression der Schlagwetter oder durch die Einwirkung einer Stoßwelle ausgelöst werden. Die Gefahr dieser Zündursachen nimmt mit der Brisanz und mit der Sprengleistung zu und ist bei einem unverdämmten oder Kantenschuß wesentlich größer als bei einem gutverdämmten Schuß, bei dem die Druckstöße und die Spannkraft der Gase durch Arbeitsleistung an der Vorgabe wesentlich herabgemindert worden sind. Eine große Rolle spielt auch die Detonationsübertragungsfähigkeit, die möglichst gut sein soll. Läßt sie

zu wünschen übrig, so ist die Möglichkeit nicht ausgeschlossen, daß in mehr oder weniger großer Menge undetonierte Sprengstoffteilchen entstehen, die bei unbesetzten oder freigelegten Schüssen deflagrierend, d. h. brennend, die Schwadenwolke durchbrechen und explosible Gase zünden können. Ist die Schwadenwolke groß, so ist es leichter möglich, daß diese Teilchen eingehüllt bleiben und vor der Berührung mit Schlagwettern geschützt werden. Bei kleiner Schwadenwolke ist dieses nicht so leicht der Fall. Hierin ist wahrscheinlich die Ursache für die Beobachtung zu suchen, nach der sich auf der Versuchsgrube bisweilen höhere Ladungen von Wettersprengstoffen im Gegensatz zu schwächeren als sicherer erwiesen haben.

Zur Herabsetzung der Brisanz und der Umsetzungstemperatur besitzen alle Wettersprengstoffe einen Zusatz inerter Salze, von denen sich am besten das Kochsalz bewährt hat. Kochsalz hat in feinverteilter Form, ähnlich dem Gesteinsstaub, außerdem eine flammenlöschende Wirkung.

110. — Wettersprengstoffe der Klasse I. In Deutschland werden zwei Sprengstoffgruppen dieser Klasse benutzt:

a) die gelatinöse Gruppe mit den Sprengstoffen *Wetter-Nobelit B und Wetter-Wasagit B.*

b) die Ammonsalpeter-Gruppe mit den Sprengstoffen *Wetter-Detonit A und Wetter-Westfalit A.*

Wetter-Nobelit B und Wetter-Wasagit B werden am meisten gebraucht. Es sind dies Sprengstoffe, die außer Ammonsalpeter und Kochsalz 30% gelatiniertes Sprengöl enthalten. Wegen ihres hohen Gehaltes an gelatiniertem Sprengöl sind sie plastisch und weitgehend unempfindlich gegen Feuchtigkeit. Ihre Dichte ist mit 1,69 g/cm³ hoch.

Wetter-Detonit A und Wetter-Westfalit A enthalten nur bis zu 6% Sprengöl, etwa 72% Ammonsalpeter, einige Prozente Kohlenwasserstoffe und als inerten Zusatz bis zu 18% Kochsalz.

111. — Wettersprengstoffe der Klasse II. Diese Klasse der ummantelten Wettersprengstoffe ist dadurch gekennzeichnet, daß ein aus gelatinösem Wettersprengstoff bestehender Patronenkern von 25 mm Durchmesser allseitig — also auch an den Kopfenden — mit einem flammenlöschenden Sicherheitsmantel von 3,5 mm Wandstärke umhüllt ist. Dieser Mantel besteht aus einem Gemisch von Natriumbikarbonat und Steinsalz, dem zur sicheren Übertragung der Detonation 10% Sprengöl beigemischt ist. Der Patronendurchmesser beträgt also 32 mm. Damit ein ungehindertes Einführen der Patrone in das Bohrloch ohne Beschädigung des Sicherheitsmantels möglich ist, sollte der Bohrlochdurchmesser mindestens 35 mm betragen. Festes Andrücken der Patrone im Bohrloch ist unter allen Umständen zu vermeiden, weil dadurch der Sicherheitsmantel zerstört wird und dann die kühleren Schwaden des Mantelsprengstoffes nicht mehr als Pufferschicht zwischen den heißeren Explosionsschwaden des Kernsprengstoffes und etwa vorhandenen Schlagwettern wirksam werden können. Ummantelte Sprengstoffe weisen zwar den nicht ummantelten Wettersprengstoffen gegenüber eine erhöhte Sicherheit auf, sind aber bei einem Kantenschuß (s. Ziff. 112) nicht unbedingt schlagwettersicher. Ihre Sprengkraft

ist naturgemäß geringer als die einer nicht ummantelten Patrone. Zugelassen sind bisher *Wetter-Nobelit B* (M_1) *und Wetter-Wasagit B* (M_1).

112. — Wettersprengstoffe der Klasse III. Einige Schlagwetterzündungen und Untersuchungen der Versuchsstrecke Dortmund-Derne ließen die Gefahr des Kantenschusses erkennen. Ein sog. Kantenschuß kann entstehen, wenn ein Schuß einer früheren Zeitstufe einem später folgenden Schuß die Vorgabe ganz oder teilweise wegreißt. Die Energie des zweiten Schusses nimmt den Weg des kleinsten Widerstandes, d. h. sie wird in Richtung der freigelegten Kante oder Spalte gelenkt und hier verstärkt wirksam. Es entstehen so sehr hohe und gerichtete Druck- und Wärmespitzen. Auch die Gefahr des Wegschleuderns deflagrierender Teilchen in Richtung der Kante ist erhöht. Diese besonderen Bedingungen können leicht zur Zündung von Schlagwettern führen. Es wurden deshalb Sprengstoffe gefordert, die auch gegen diese Zündmöglichkeit sicher sind.

Die ersten auch in der Kantenanordnung sicheren Sprengstoffe waren die für den Mantel bei der Klasse II verwendeten Gemische, die unter dem Namen *Wetter-Astralit* A und *Wetter-Bikarbit* A in der Liste der Bergbausprengmittel aufgeführt sind. Sie besitzen eine gute Detonationsübertragung, aber eine geringe Arbeitsleistung und können daher allein zur Sprengarbeit nicht verwendet werden.

Beim kombinierten Schießen[1], d. h. zusammen mit anderen Sprengstoffen, hatten sie jedoch eine gewisse Bedeutung erlangt. In Verbindung mit Gesteinssprengstoffen wurden sie vornehmlich zur Streckung der Ladesäule in tiefen Bohrlöchern mit geringer Vorgabe angewandt, in Verbindung mit anderen Wettersprengstoffen zur Verminderung der Brisanz und zur Erhöhung der Schlagwettersicherheit.

Es kam infolgedessen darauf an, Wettersprengstoffe von ähnlich hoher Sicherheit wie sie die Bikarbite aufweisen, aber wesentlich größerer Sprengkraft, zu entwickeln. Dieses Ziel ist im *Wetter-Carbonit A* und *Wetter-Securit A* erreicht worden. Sie bestehen aus einem molekularen Gemisch von Natronsalpeter und Ammonchlorid unter Zusatz von etwa 10% Sprengöl. Völlig neu ist bei ihnen die Behandlung des Natronsalpeters durch einen geringen Zusatz eines oberflächenaktiven Sprengstoffes sowie die genaue Einstellung der Korngrößen der Salzbestandteile. Ihre hohe Sicherheit gegen alle Kantenschußbedingungen ist vornehmlich darauf zurückzuführen, daß bei ihnen das Kochsalz nicht als solches im Sprengstoff vorhanden ist, sondern erst bei der Umsetzung als äußerst feines, oberflächenreiches Erzeugnis gebildet wird, und es ist bekannt, daß solche feinen Salzteilchen anlaufende Gasreaktionen, wie z. B. eine Schlagwetterexplosion, ausgezeichnet abbrechen und auslöschen[2].

Die Sprengkraft dieser neuen Sprengstoffe entspricht etwa den ummantelten Wettersprengstoffen.

113. — Erprobung der Schlagwetter- und Kohlenstaubsicherheit. Die Sicherheit von Sprengstoffen kann nur auf Grund von Versuchen, niemals aus der Rech-

[1] Ebbinghaus, E., u. Wussow: Ein neuartiges Schießverfahren in der Kohlengewinnung. Glückauf 1950 S. 323.

[2] Siehe das Nobelheft Nr. 4, 1954 mit Abhandlungen über die Wettersprengstoffe der Klasse III.

nung allein beurteilt werden. Ihre Erprobung erfolgt in den „Versuchsstrecken", die über Tage angelegt sind[1]. Sie sind meist 25 m lang und haben einen ovalen Querschnitt von 2 m^2. An einem Ende sind sie offen und am anderen Ende durch einen Mauerblock abgeschlossen. Die Sprengstoffe werden ohne Besatz in einem in diesem Mauerblock untergebrachten Stahlmörser zur Detonation gebracht, der 600 mm lang ist und 55 mm Durchmesser besitzt. Ein an den Mauerblock angrenzender Teil der Strecke von 10 m^3 wird durch einen Papierschirm abgetrennt. Bei Prüfung auf Schlagwettersicherheit wird dieser Raum, der die Explosionskammer darstellt, mit einem Schlagwettergemisch von 8—9,5% CH_4, bei Prüfung auf Kohlenstaubsicherheit mit einem explosionsgefährlichen Kohlenstaub-Luftgemisch gefüllt. Zur Herstellung des Schlagwettergemisches wird natürliches Grubengas verwandt. Als Kohlenstaub wird feingemahlener Staub einer Kohle von 25% flüchtigen Bestandteilen (auf Reinkohle berechnet) benutzt, von denen 10 l auf den Boden der Kammer verstreut und 2 l von oben her in die Explosionskammer gegeben und zum Aufwirbeln gebracht werden.

Alle Wettersprengstoffe müssen bei der Abgabe unbesetzter Schüsse aus dem Stahlmörser der Versuchsstrecke unbedingt sicher gegen entzündlichen Kohlenstaub sein. Für ihre Schlagwettersicherheit müssen sie je nach der Sicherheitsklasse verschieden hohe Anforderungen erfüllen. Die erste Prüfvorschrift der Sicherheit gegen Kohlenstaubzündung hat zu Wettersprengstoffen geführt, die auch in der Praxis keine Kohlenstaubexplosion mehr herbeigeführt haben. Die Sicherheit der Wettersprengstoffe der Klassen I und II gegenüber Schlagwetter ist nur bedingt. Wettersprengstoffe der Klasse I dürfen beim Schießen aus dem Stahlmörser mit Zündung von vorne, d. h. von der zuletzt eingeschobenen Patrone aus und mit Sprengkapsel Nr. 8 nach dem Bohrlochmunde zu mit Ladungen bis zu 600 g, in der Versuchsstrecke Schlagwetter nicht zünden. Falls sich diese 600 g im Schießmörser nicht unterbringen lassen, was bei leichteren Sprengstoffen vorkommt, so müssen sie mit der möglichen Höchstladung sicher sein. Diese Sicherheit kann bereits nicht mehr gegeben sein, wenn bei hohen Ladungen der freie Raum vor der Ladung sehr kurz ist, wenn die Schlagpatrone nicht als letzte eingebracht wird oder wenn auch nur eine Patrone außerhalb des Mörserbohrloches zur Detonation kommt. Wo diese Bedingungen nicht auftreten oder es nur auf Kohlenstaubsicherheit ankommt, genügen die Wettersprengstoffe der Klasse I den Sicherheitsanforderungen, wenn die Bohrlöcher ordentlich besetzt werden. Die Bergbehörde hat deshalb die Wettersprengstoffe der Klasse I unter der Bedingung der Einhaltung gewisser Vorsichtsmaßregeln — häufig ist auch besondere Genehmigung erforderlich — in den Schießstufen 2 und 4 für Gesteinssprengungen an Schlagwettergefährdeten Betriebspunkten zugelassen.

114. — Prüfungen im Kantenmörser. Nachdem auf der Versuchsgrube erkannt worden war, daß freiliegende gestreckte Ladungen von Sprengstoffpatronen, die sonst Schlagwetter nicht zündeten, ihre hohe Sicherheit verloren, wenn sie im Winkel zwischen zwei Gesteinsflächen zur Detonation kamen, besonders dann, wenn dem Winkel gegenüber in der Nähe eine dritte Gesteinswand als Prallwand wirkte — „Kantenschußbedingung" —, wurde in Derne die *Kantenschußanordnung* in die Versuchsstrecke eingebaut. Sie besteht aus einer Prallwand, vor der in einem Kantenmörser die Sprengstoffpatronen in einer Reihe ausgelegt und zur Detonation gebracht werden. Der Abstand des Kantenmörsers und dessen Winkel zur Prallwand ist veränderlich. Der Kantenmörser selbst besteht aus einer 2 m

[1] Neben diesen vorzugsweise der Erprobung der Schlagwetter und Kohlenstaubsicherheit von Sprengstoffen dienenden Versuchsstrecken gibt es auch andere, die hauptsächlich zum Zwecke des Studiums der Kohlenstaubgefahr und der Bekämpfung von Kohlenstaubexplosionen erbaut sind. Sie zeichnen sich in der Regel durch sehr erhebliche Längen (mehrere hundert Meter) aus. Näheres s. Beyling u. Zix: Die Versuchsstreckenanlage in Derne. Glückauf 1913 S. 433. — In Deutschland hat man für gleiche und ähnliche Versuchszwecke ein stillgelegtes Bergwerk (Versuchsgrube Tremonia, Dortmund) als „Versuchsgrube" eingerichtet. S. a. Schultze-Rhonhof: Die Versuchsgrube in Gelsenkirchen. Bergbau 1937 S. 45. — ferner Berichte der Versuchsgrubengesellschaft (Gelsenkirchen, C. Bertenburg).

langen Stahlwalze von 23 cm Durchmesser, in die der ganzen Länge nach eine 10 cm tiefe rechtwinklige Nut eingefräst ist. In die Winkellinie dieser Nut wird der Sprengstoff ausgelegt. Es ergab sich, daß die Wettersprengstoffe der Klasse I unter der scharfen Prüfung im Kantenmörser Schlagwetter zündeten. Für die Wettersprengstoffe der Klasse II wird eine begrenzte Sicherheit bei der Kantenschußanordnung als Bedingung gestellt, und zwar dürfen mindestens 3 Patronen = 375 g bei einem Wandabstand von 65 cm und 40° Auftreffwinkel keine Zündung auslösen. Von den Wettersprengstoffen der Klasse III wird verlangt, daß sie bei vollausgelegtem Kantenmörser, das sind 16 Patronen von zusammen 2000 g Gewicht, auch unter den ungünstigsten Bedingungen geschossen, das Schlagwettergemisch nicht zünden[1].

115. — Bewertung der in den Versuchsstrecken erzielten Ergebnisse. Angesichts der Schärfe der Verfahren, mit denen die Wettersprengstoffe im gewöhnlichen Mörser ohne Besatz oder im Kantenmörser geprüft werden, sollte man annehmen, daß die Schießarbeit in der Grube weit weniger gefährlich sei. Es dürfte auch kein Bedenken vorliegen, die Richtigkeit dieser Schlußfolgerung ohne weiteres für den Fall anzuerkennen, daß die Sprengarbeit in der Grube ordnungsgemäß ausgeführt wird. Im Fall der nicht vorschriftsmäßigen Ausführung der Sprengarbeit ist es allerdings unmöglich, die Verhältnisse abzuschätzen und mit den Bedingungen der Versuchsstrecke zu vergleichen. Obwohl die Wettersprengstoffe auch bei den äußerst ungünstigen Bedingungen des Kantenschusses geprüft werden, ist doch nicht der Schluß berechtigt, daß die auf einer Versuchsstrecke bei bestimmten Bedingungen ermittelten Sicherheitsladegrenzen eines Sprengstoffes nun auch für alle Fälle des Grubenbetriebes Geltung haben. Es steht allerdings fest, daß Wettersprengstoffe, die in den Versuchsstrecken sich im Verhältnis zu anderen Sprengstoffen als besonders schlagwettersicher gezeigt haben, auch im Betriebe hochgradig sicher sind. Um die Gefahren der Schießarbeit in Schlagwettergruben soweit als möglich zu verringern, sind, abgesehen von dem Mittel der Verbesserung der Sprengstoffe selbst, Höchstlademengen festgesetzt worden und eine Mindestlänge des Besatzes vorgeschrieben. Näheres siehe auf den Seiten 191 und 201.

4. Die Sprengkapseln.

116. — Einleitung. Sprengpulver und Sprengsalpeter können unmittelbar durch eine Stichflamme zur Explosion gebracht werden. Bei den brisanten Sprengstoffen genügt die einfache Flamme nicht. Es muß eine plötzliche Druckwirkung als Anstoß der Explosion hinzukommen. Hierfür bedient man sich der von ALFRED NOBEL erfundenen Sprengkapseln. Es sind dies zylindrische, an einem Ende geschlossene Metallhülsen, die eine Ladung aus hochbrisanten Sprengstoffen enthalten. Diese wird durch den Feuerstrahl der Zündschnur oder des elektrischen Zünders zur Explosion gebracht und bewirkt dadurch die sichere Auslösung der Detonation des Sprengstoffes.

---

[1] Näheres siehe W. GASSMANN: Die Entwicklung der Wettersprengstoffe und elektrischen Zünder mit einem Rückblick auf die behördlichen Lenkungsmaßnahmen, Nobelhefte März 1953 S. 25; — H. SCHULTZE-RHONHOF: Forschung und Prüfung im Dienste der Explosionsbekämpfung im Bergbau, Nobelhefte Januar 1953 S. 12; — H. AHRENS: Prüfung, Entwicklung und Forschung bei Sprengstoffen für den Steinkohlenbergbau in verschiedenen Ländern. Nobelhefte 1953 S. 45.

117. — Sprengkapseln. Die heute gebräuchlichen Sprengkapseln enthalten zwei Ladungen (Abb. 115). Die Sekundär- oder Bodenladung besteht aus einem hochverdichteten brisanten Sprengstoff, meist Tetryl, Nitropenta oder Hexogen. Auf dieser Sekundärladung ist die Primärladung aus einem hochempfindlichen Initialstoff aufgepreßt, die durch ein Innenhütchen mit Loch eingeschlossen und geschützt ist. Der Sprühstrahl der Zündschnur oder des elektrischen Zünders wirkt durch das Loch auf den Initialsprengstoff der Primärladung. Dessen Zündung ergreift den hochbrisanten Sprengstoff der Sekundärladung, wodurch ein starker Detonationsstoß erzeugt wird.

Die Kapselhülsen werden aus Kupfer oder Aluminium hergestellt. Die Kupferkapseln enthalten als Primärladung Knallquecksilber. Aluminium ist dagegen für Knallquecksilberkapseln nicht geeignet, weil es Umsetzungen mit dem Knallquecksilber eingeht, die eine allmähliche Zerstörung der Hülse zur Folge haben. Die Aluminiumkapseln enthalten als Primärladung daher ein Gemisch aus Bleiazid und Bleitrinitroresorzinat, das den Vorzug

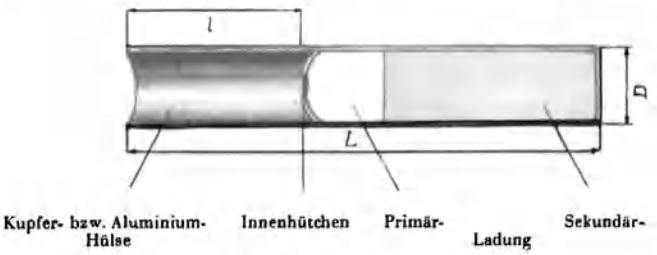


Abb. 115. Schnitt durch eine Sprengkapsel.

einer hohen Anzündempfindlichkeit und einer geringen Feuchtigkeitsempfindlichkeit hat. Es auch für offene Kupfersprengkapseln zu verwenden, ist deshalb unmöglich, da Bleiazid unter Einwirkung feuchter, kohlensäurehaltiger Luft mit Kupfer ein sehr reibungsempfindliches Kupferazid bildet, wodurch die Handhabung solcher Kapseln sehr gefährlich würde. In den elektrischen Spreng- und Sprengzeitzündern kann dagegen Bleiazid in Kupfersprengkapseln benutzt werden, da diese Zünder luftdicht abgeschlossen sind.

Die Sprengkapseln werden in Abmessungen mit den Nr. 6, 7 und 8 hergestellt. Am gebräuchlichsten ist Nr. 8. Sie ist 45 mm lang und hat einen Durchmesser von 6,85 mm.

118. — Handhabungssicherheit der Sprengkapseln. Wegen der großen Empfindlichkeit des Knallsatzes (gleichgültig, ob er aus Knallquecksilber oder Bleiazid besteht) gegen Stoß, Schlag und Reibung müssen die Sprengkapseln vor allen derartigen Beanspruchungen bewahrt bleiben. Eine Gefahr für den Knallsatz liegt hauptsächlich bei unvorsichtigem Anwürgen der Kapsel an die Zündschnur vor. Um dieser Gefahr zu begegnen, ist für alle Kapseln, die im Bergbau Verwendung finden sollen, vorgeschrieben, daß der Leerraum der Kapseln über dem Knallsatz eine Höhe von mindestens 15 mm hat.

119. — Vergleich zwischen Kupfer- und Aluminiumkapseln. In ihrer Zündwirkung auf die Sprengstoffladung sind die Kupferkapseln mit Knallquecksilberfüllung und die Aluminiumkapseln mit einer Ladung aus Bleiazid und Bleitrinitroresorzinat einander gleichwertig.

Wegen ihrer Billigkeit und Lagerbeständigkeit ist die Aluminiumkapsel weit verbreitet. In Schlagwettergruben ist sie jedoch nicht zugelassen und die ausschließliche Verwendung von Kupferkapseln vorgeschrieben, da die von kleinen Sprengladungen (z. B. von Knappschüssen) entwickelte Wärmemenge nicht ausreicht, sämtliche Splitter der Aluminiumhülse schon im Bohrloch völlig zu verbrennen. Infolgedessen können weißglühende Aluminiumteilchen aus dem Bohrloch geschleudert werden und Schlagwetter entzünden. Bei Kupferhülsen liegt diese Gefahr nicht vor, da Kupfer vie schwerer brennbar ist und etwa glühend aus dem Bohrloch herausgeschleuderte Teilchen auf ihrem Wege durch die Luft nicht verbrennen, sich vielmehr schnell abkühlen.

5. Lagerung der Sprengstoffe.

120. — Allgemeines. — Unterirdische Sprengstofflager. Die Hersteller der Sprengstoffe pflegen in jedem Bergbaubezirk oberirdische Sprengstofflager mit großen Beständen zu unterhalten, von denen aus die Verteilung der Sprengstoffe auf die einzelnen Gruben stattfindet. Auch die Gruben müssen naturgemäß Lager unterhalten, deren Bestände den Bedarf für einige Wochen oder länger zu decken imstande sind. Diese Lager können über oder unter Tage eingerichtet werden. Tatsächlich herrscht bei uns die Lagerung unter Tage weitaus vor. Schon die polizeiliche Genehmigung des unterirdischen Lagers ist einfacher und leichter zu erwirken, da ja die Rücksicht auf benachbarte Wohnungen, Eisenbahnen, Wege u. dgl. fortfällt. Die Lagerung unter Tage hat ferner den Vorteil einer gegen Einbrüche sowohl als auch gegen Naturereignisse, insbesondere Blitzschläge, gesicherten Lage. Die Bewachung ist leichter und wirksamer. Die Ausgabe der Sprengstoffe erfolgt unter Tage in größerer Nähe der Arbeitspunkte, so daß die ausgegebenen Einzelmengen nur auf kurze Entfernungen befördert zu werden brauchen. Die Zurücklieferung der in der Schicht nicht verbrauchten Sprengstoffmengen kann leichter überwacht werden. Schließlich ist unter Tage in der Regel eine gleichmäßige Temperatur vorhanden, die für die Erhaltung der Sprengstoffe günstig ist, das Gefrieren der sprengölhaltigen Sprengstoffe verhindert und gefrorene Sprengstoffe allmählich zum Auftauen bringt.

Die Lagerung der Sprengstoffe unter Tage ist durch Vorschriften und Richtlinien geregelt, von denen die wichtigsten hier erwähnt seien. So müssen Pulversprengstoffe und brisante Sprengstoffe sowie Sprengkapseln, wenn deren Stückzahl 4000 übersteigt, in getrennten Lagern oder getrennten Kammern des gleichen Lagers untergebracht sein. Auch sind von den Oberbergämtern Höchstmengen für eine Kammer vorgeschrieben, 1000 kg Dynamit oder dynamitähnliche Sprengstoffe, 2500 kg andere Gesteinssprengstoffe, 5000 kg Wettersprengstoffe. Sprengkapseln dürfen bis 500 Stück in Sprengstoffkammern gelagert werden, wenn deren Lagermenge 100 kg nicht übersteigt. Bis zu 5000 Sprengkapseln sind in einem Vorraum des Spreng-

stoffraumes unterzubringen. Fehlt dieser oder wird die Zahl von 5000 überschritten, werden die Sprengkapseln in einer besonderen Kammer gelagert.

Für die Aufbewahrungsräume sind doppelte Türen mit sicherem Verschluß vorgeschrieben; sie dürfen nicht mit offenem Licht betreten werden. Bei größeren Mengen ist es üblich, die Sprengstoffkisten auf Gestellen zu lagern. Sie müssen so standfest eingerichtet sein, daß die einzelnen Gestellböden nicht überlastet werden können. Aus diesem Grunde werden häufig Stahlgestelle bevorzugt. Bei einem Brand des Sprengstofflagers, mit dem eine Explosion nicht verbunden zu sein braucht, bleiben außerdem Stahlgestelle stehen, während Holzgestelle in sich zusammenbrechen. Bei den

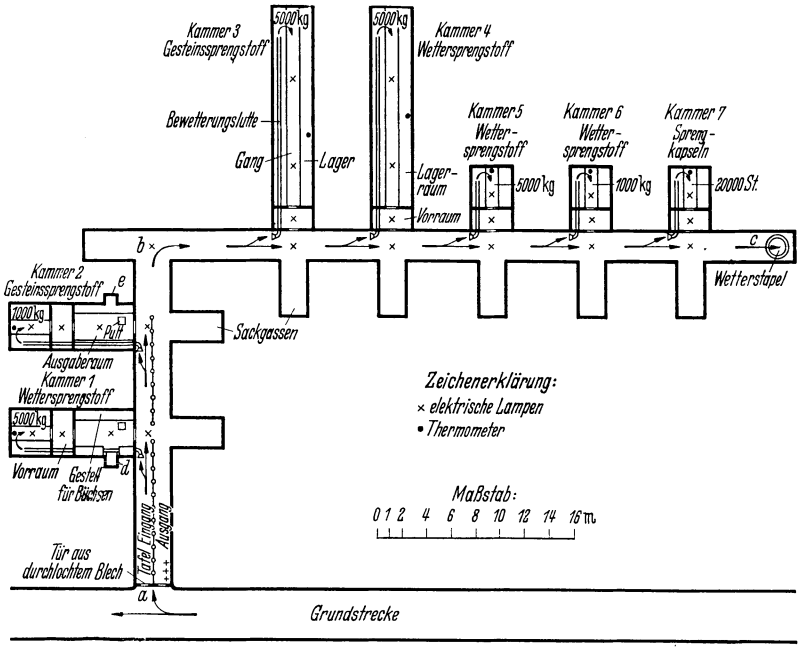


Abb. 116. Unterirdisches Sprengstofflager.

leicht entzündlichen Pulversprengstoffen ist dagegen Holz zur Vermeidung jeder Reibungs- und Funkengefahr der Vorzug zu geben, um so mehr, als Pulversprengstoffe bei einen Brand ohnehin zur Explosion kommen. Aus dem gleichen Grunde lagert man auch Sprengkapseln auf Holz.

Zur Verringerung der Wirkung der Explosion eines untertägigen Sprengstofflagers gibt man den Zuführungsstrecken zu den Lagerräumen eine gebrochene Linienführung. Gegenüber dem Eingang zu jedem Lagerraum schießt man Sackgassen von mindestens 4 m Länge aus. Die von einer Explosion ausgehende starke Stoßwelle kann auf diese Weise gemildert und durch die Streckenknicke weiterhin geschwächt werden (s. Abb. 116).

Noch größer als die mechanischen Zerstörungen sind die Gefahren der bei einem Brand oder der Explosion eines Sprengstofflagers entstehenden Schwaden, die Kohlenoxyd und nitrose Gase enthalten können. Sprengstofflager sollen daher eine unmittelbare Verbindung mit dem ausziehenden

Schacht haben. Befindet sich das Lager auf der Fördersohle, was aus betrieblichen Gründen und wegen der geringeren Feuchtigkeit des einziehenden Wetterstroms vielfach der Fall ist, so kann eine solche Verbindung oft nur durch Auffahren eines besonderen Weges geschaffen werden.

Durch längere Aufbewahrung erleiden Dynamite Veränderungen ihrer Dichte und damit ihrer Detonationsfähigkeit. Anderen Sprengstoffen kann die mit den Wettern zugeführte Feuchtigkeit schädlich sein. Man sollte daher Sprengstoff im allgemeinen nicht länger als zwei Monate und Sprengstoffe mit hohem Nitroglyzeringehalt nicht länger als vier Monate lagern. Sprengmittellager dürfen erst in Betrieb genommen werden, nachdem sie von der zuständigen Stelle abgenommen sind und die Betriebserlaubnis schriftlich erteilt worden ist.

Für den Besitz und die Verwendung von Sprengstoffen gilt das Reichsgesetz gegen den verbrecherischen und gemeingefährlichen Gebrauch von Sprengstoffen aus dem Jahre 1884. Es sieht die Erlaubnisschein- und Lagerbuchpflicht vor. Der Sprengstofferlaubnisschein, für dessen Ausstellung im Bergbau das Bergamt zuständig ist, bezweckt, daß Sprengstoffe von den Herstellerfirmen nur an zuverlässige Personen geliefert werden. Er wird gewöhnlich für den Betriebsführer ausgestellt, der aber nach bestimmten Richtlinien auch andere Beamte mit der Entgegennahme der Sprengstoffe beauftragen kann. Durch das Sprengstofflagerbuch wird der Verbleib des Sprengstoffes überwacht. In ihm sind alle Ein- und Ausgänge an Sprengstoffen und Zündmitteln mit ihrer genauen Kennzeichnung einzutragen. Zur Verfolgung des Verbleibs von Sprengstoffen und Zündmitteln außerhalb des einzelnen Sprengstofflagers dienen die von jedem Schießberechtigten zu führenden Schießbücher. In ihnen sind für jede Schicht Empfang und Verbrauch mit genauer Kennzeichnung (z. B. unter Angabe der Kisten- und Paketnummer) sowie für die Lohnabrechnung auch die Verbrauchsstelle einzutragen.

6. Vernichtung von Sprengmitteln.

121. — Allgemeines. Müssen Sprengstoffe und Zündmittel vernichtet werden, meist weil sie sich im Zustand der Zersetzung befinden, so geschieht dies nach bergpolizeilichen Richtlinien. Das Vernichten von Sprengmitteln auf den Gruben hat grundsätzlich unter Aufsicht und Anleitung der zuständigen Aufsichtsperson zu erfolgen. Bei Mengen über 25 kg ist die Herstellerfirma zu benachrichtigen. Die Entscheidung darüber, ob die Vernichtung auf der Grube erfolgen kann oder ob eine Rücksendung an die Herstellerfirma angebracht erscheint, wird durch einen Sachverständigen getroffen.

122. — Ausführung der Arbeiten. Sprengpulver wird durch Einschütten in Wasser vernichtet. Wo kein geeignetes fließendes Wasser oder auch größere stehende Gewässer zur Verfügung stehen, kann man Wasserbehälter nehmen und in diesen durch Umrühren das Pulver auflösen.

Brisante Gesteinssprengstoffe und sämtliche Sorten von Wettersprengstoffen sind durch Abbrennen zu vernichten. Auf einem gut übersichtlichen Platze, der mindestens 200 m von Gebäuden entfernt sein soll, werden etwa 20 cm tiefe Löcher ausgehoben und mit Holzwolle und trockenem Holz aus-

gelegt. Auf die vorbereiteten Feuerstellen wird der zu vernichtende Sprengstoff aufgebracht und das Unterfeuer durch Holzwollelunten entzündet.

Patronen gelatinöser Sprengstoffe einschließlich der Kernpatronen ummantelter Sprengstoffe werden in ihren Papierumhüllungen verbrannt, während bei allen übrigen Sprengstoffen vor dem Verbrennen das Patronenpapier entfernt werden muß. Packmaterial und Patronenpapier werden mit den Sprengstoffen zusammen verbrannt. Die Sprengstoffmenge darf je Brennstelle nicht mehr als 2,5 kg betragen, auch dürfen nicht mehr als zwei Brennstellen gleichzeitig beschickt und angezündet werden. Die Löcher müssen nach dem Abbrennen des Sprengstoffes wieder zugeschüttet werden. Im Hinblick auf die Brennfähigkeit des Unterfeuermaterials und wegen der Gefahr detonativer Umsetzungen soll das Verbrennen nur bei trockenem Wetter geschehen. Sprengkapseln, Sprengschnüre oder Reste davon, sowie scharfe elektrische Zünder sind durch Abschießen zu vernichten. Hierbei werden sie mit einer einwandfreien Sprengkapsel dicht gebündelt und in einem etwa 50 cm tiefen Loch zur Detonation gebracht.

C. Die Zündung der Sprengschüsse.

123. — Einteilung. Bei den Pulversprengstoffen, die schon durch eine Flamme zur Explosion kommen, genügt die Zündung durch die Zündschnur.

Brisante Sprengstoffe bedürfen eines kräftigen Detonationsstoßes, der meist durch eine Sprengkapsel, im Steinbruchbetrieb zuweilen auch durch die detonierende Zündschnur erzeugt wird. Die Sprengkapseln werden immer durch eine Flamme, die detonierende Zündschnur durch Zwischenschaltung einer Sprengkapsel zur Detonation gebracht.

Je nachdem, wie die Flamme erzeugt wird, ist Zündschnurzündung und elektrische Zündung zu unterscheiden. Die Zündschnurzündung ist namentlich im Erz- und Salzbergbau verbreitet sowie im Steinkohlenbergbau Oberschlesiens, während im westdeutschen Steinkohlenbergbau die elektrische Zündung durchaus vorherrscht und hier auf Schlagwettergruben als alleinige Zündart vorgeschrieben ist.

a) Zündschnurzündung.

124. — Die Zündschnur. Jede Zündschnur besteht aus einer Pulverseele, dem Pulverschlauch und der Umspinnung. Die Pulverseele ist ein langsam abbrennender Pulversatz, der sich in einem Pulverschlauch aus Jute oder einem ähnlichen Stoff befindet. Um den Pulverschlauch sind spiralig von Lage zu Lage in wechselndem Umdrehungssinn die einzelnen Umspinnungen, Jute oder Baumwolle, gewickelt. Die Umspinnungen können einen oder mehrere Überzüge haben. Hinzu kommen Imprägnierungs-, Klebe- und Versteifungsmittel, die der Schnur Festigkeit und Wasserdichtigkeit verleihen. Es ist bisher nicht gelungen, eine unter allen Umständen schlagwettersichere Zündschnur herzustellen, was zu ihrem Verbot für schlagwettergefährdete Gruben geführt hat.

Die billigen und für gewöhnliche Verhältnisse geeigneten *weißen* Zündschnüre müssen mindestens zwei Umspinnungen haben. Der oberste Überzug besteht meist aus einem Gemisch aus Kreide und Leim. Sie versagen bei

Feuchtigkeit und können auch beim Besetzen des Schusses leicht verletzt werden. Besser und auch an mäßig feuchten Arbeitspunkten verwendbar sind *geteerte* Zündschnüre, die neben einer zweifachen Umspinnung außen mit Teer oder Bitumen überzogen sind. *Blanke, wasserdichte* Zündschnüre sind meist mit Mipolam (Ziff. 132) umhüllt. Ist die Mipolamhülle zum Schutz gegen mechanische Beschädigung mit einer weiteren Umspinnung versehen, so spricht man von einer *geschützten, wasserdichten* Zündschnur.

Die für den Bergbau bestimmten Zündschnüre werden vor ihrer Zulassung einer Prüfung auf Brenndauer, Lagerbeständigkeit, Entzündbarkeit, Zündfähigkeit und Sprühsicherheit unterzogen. Die Anforderungen, die an Zündschnüre gestellt werden, sind durch Polizeiverordnung geregelt.

Die Pulverseele muß eine mittlere Brenndauer haben, die nicht weniger als 115 und nicht mehr als 125 sek/m beträgt. Die Ermittlung der Brenndauer findet sofort nach der Anlieferung statt sowie nach zwei- und vierwöchiger Lagerung, und zwar bei Zimmertemperatur, ferner nach Warm- und Feuchtlagerung. Schwankungen der Brenndauer in gewissen Grenzen sind unvermeidlich, da die Dicke und die Festigkeit des Pulverfadens nie völlig gleichmäßig ist. Jedoch darf die Brenndauer der einzelnen Zündschnurstücke von der mittleren Brenndauer um nicht mehr als $\pm$ 10 sek für 1 m abweichen.

Stärkere Verlangsamungen der Brenngeschwindigkeit sind dadurch zu erklären, daß die Pulverseele auf eine kürzere oder längere Strecke unterbrochen ist. Eine solche Unterbrechung kann bei Mehrschußzündung durch das Sprengstück eines vorher gekommenen Schusses verursacht werden. Die Schnur kann langsam in sich weiterglimmen, bis der Funke wieder die Pulverseele erreicht und mit der ordnungsmäßigen Geschwindigkeit weiterläuft.

Steigerungen der normalen Brenngeschwindigkeit werden im allgemeinen dadurch verursacht, daß die Pulvergase aus der Schnur nicht genügend entweichen können und daher das Pulver unter hohen Gasdruck setzen. Erhöhter Gasdruck hat aber eine größere Brenngeschwindigkeit zur Folge. Es ist möglich, daß ein sehr festgestampfter, langer Besatz Veranlassung zu einer gesteigerten Brenngeschwindigkeit der Zündschnur ist. Bei Sprengungen in tiefem Wasser kann schon der Druck der Wassersäule eine erhöhte Brenngeschwindigkeit bewirken. Pulverzündschnüre dürfen neben einer ausreichenden Entzündbarkeit und Zündfähigkeit beim Abbrennen nicht seitlich aussprühen und außen nicht zum Glühen kommen.

125. — Die Verbindung mit der Sprengkapsel. Zur Initiierung des Sprengstoffes ist bei der gewöhnlichen Zündschnur eine Sprengkapsel erforderlich, deren Initiierwirkung mindestens so groß sein muß wie die der Normalkapsel Nr. 8 (vgl. Ziff. 117). Vor dem Einführen der Zündschnur muß das im Leeraum etwa befindliche Sägemehl durch Ausklopfen entfernt werden, da Sprengkapseln mit Sägemehlresten Zündversager verursachen. Die Zündschnur muß gerade, d. h. senkrecht zur Pulverseele abgeschnitten werden, wobei darauf zu achten ist, daß die Pulverseele nicht ausrieselt. Die Zündschnur muß bis zur Zündfläche der Sprengkapsel eingeführt werden, wobei jede drehende Bewegung zu vermeiden ist. Die Befestigung der Sprengkapsel auf der Zündschnur wird in der Regel mit der Anwürge-

zange vorgenommen und die Kapsel in diesem Zustande in die Sprengpatrone versenkt. Das Ankneifen mit den Zähnen ist lebensgefährlich und gibt zudem keine feste und dichte Verbindung. Eine Weiterbildung der Anwürgezange ist der schußfeste Anwürgeapparat, dessen Verwendung sich für Großverbraucher empfiehlt.

126. — Das Anzünden der Zündschnur. In schlagwetterfreien Gruben verwendet man an wenig feuchten Betriebspunkten und besonders bei Zündung bis zu vier Schüssen zum Anzünden der Schnur die kräftig eingestellte Flamme der Azetylenlampe. Das Zündschnurende wird zweckmäßig parallel der Längsachse etwas aufgeschnitten, um die Pulverseele freizulegen. Ist der Betriebspunkt feucht, so bestreicht man die Schnurenden mit hochbrennbarer Zündpaste, um die Sicherheit der Zündung zu vergrößern. In Betrieben, in denen mehr als vier Schüsse in einem Zündgang gezündet werden, empfiehlt es sich, statt der Lampe Zündschnuranzünder oder Zündlichter zu verwenden. Auch im Kali- und Erzbergbau, wo die Lampe beim Abtun von Schüssen an Nachbarorten leicht erlischt, sowie in Steinbrüchen, haben sich Zündlichter zum Anzünden der Zündschnüre als sehr geeignet erwiesen.

Abb. 117. Reißzünder der Fa. A. Norres.

Zündlichter bestehen aus Papierhülsen, die mit einem Brennsatz gefüllt und am unteren Ende mit einem Pappstöpsel verschlossen sind. Am oberen Ende befindet sich ein Zündkopf, mit dem man das Zündlicht nach Art eines Streichholzes an einer Reibfläche entflammen kann. Die Brenndauer des Zündlichtes muß zwischen 54 und 66 sek liegen und entspricht somit der Brenndauer einer Zündschnur von $^1/_2$ m Länge. Die heiße Stichflamme, die weder durch Wind noch durch Wasser ausgelöscht werden kann, brennt jede Zündschnur in kürzester Zeit an, ohne daß diese eingeschnitten oder eingekerbt werden muß. Als Neuerung ist das in das Zündlicht eingebaute Warnlicht zu erwähnen. Es besteht darin, daß sich die Flammenfärbung nach Ablauf einer gewissen Zeit ändert und dadurch anzeigt, daß das Zündlicht nur noch eine gewisse Zeitspanne brennt.

Schließlich sei der Reißzünder der Fa. Albert Norres in Bensberg (Abb. 117) erwähnt. Er besteht aus der Papphülse *a*, deren eines Ende zusammengepreßt und durch eine Haltvorrichtung *b* verstärkt ist. Sie verhindert ein Herausgleiten der Zündschnur aus der Papphülse durch den Gasdruck. Durch ein durchlochtes Zündhütchen *c* ist ein Draht *d* durchgeführt, der an einem Ende der Hülse herausragt. Durch rasches Herausziehen des Drahtes wird im Zündhütchen Reibungswärme erzeugt, die den darin enthaltenen Zündsatz entflammt und damit die Zündschnurzündung einleitet. Reißzünder sind mühelos und schnell zu betätigen, so daß dem Schießmeister mehr Zeit zum Rückzug verbleibt.

127. — Sprengschnur. Die Sprengschnur besitzt einen der gewöhnlichen Zündschnur ähnlichen Aufbau. Statt der Pulverseele enthält sie

jedoch einen brisanten Sprengstoff mit einer Detonationsgeschwindigkeit von mehreren tausend m/sek. Die Sprengstoffseele ist von einer Zellophanhülle umgeben, die wiederum in mehrfachen Lagen mit Hanf- und Baumwollgarn umsponnen und mit Mipolam umpreßt ist. Die Sprengschnur bringt ohne Zwischenschaltung einer Sprengkapsel jeden Sprengstoff zur Detonation; sie benötigt jedoch zur eigenen Zündung den Initialstoß einer Sprengkapsel. Zu diesem Zweck wird eine mit gewöhnlicher Zündschnur zündbare Sprengkapsel oder ein scharfer elektrischer Momentzünder an der Schnur mit Isolierband oder Draht befestigt. Der Sprengboden soll dabei in Richtung des Detonationsverlaufes zeigen. Zur Zündung des Sprengstoffes durch die Sprengschnur genügt es, diese an der Schlagpatrone zu befestigen. In gleicher Weise lassen sich Abzweigungsschnüre zur Zündung beliebig vieler Schüsse initiieren (Abb. 118). Bei der Anwendung von Sprengschnur für Sprengarbeiten unter Wasser müssen die Abzweigungen mit Hilfe von besonderen Übertragungskapseln hergestellt werden.

Die Möglichkeit, eine große Anzahl von Schüssen in einem Zündgange abzutun, ist ein besonderer Vorteil der Sprengschnur. Das sehr gute Initiiervermögen der Sprengschnur macht sie besonders geeignet für Kammerminen und Unterwassersprengungen sowie für die Durchführung von Tiefbohrsprengungen.

Abb. 118. Sprengschnur.

Zum Abtun mehrerer Schußreihen ist neuerdings der Detonationsverzögerer oder Detonationsverbinder entwickelt worden. Er besteht aus einer Aluminiumhülse, in der ein Aluminiumröhrchen mit eingepreßtem Verzögerungssatz und beiderseitiger Initialladung eingebaut ist. Diese stellt die Verbindung zwischen dem Zündstoß der Sprengschnur und dem Verzögerungssatz her. Die Enden benachbarter Sprengschnüre werden von beiden Seiten in die Hülse eingeführt und mit der Anwürgezange befestigt.

Durch Einbau eines solchen Verzögerers in die Sprengschnur wird deren Detonation unterbrochen und erst nach Ablauf der Brenndauer des Verzögerungssatzes, etwa 40 msek, weitergeleitet.

b) Elektrische Zündung.

1. Allgemeines.

128. — Teile der elektrischen Zündung. Für die elektrische Zündung wird in einer *Stromquelle* Elektrizität erzeugt. Diese wird durch *Leitungen* zum Sprengorte bis in die Sprengladung geführt. Hierselbst muß in dem eigentlichen *Zünder* Gelegenheit zur Umwandlung der Elektrizität in Wärme und zur Übertragung dieser auf den Zündsatz geschaffen sein. Bei der elektrischen Zündung sind also als wesentliche Teile Stromquelle, Leitung und Zünder zu unterscheiden.

129. Strom- und Spannungsverhältnisse. Bezeichnet man in einem elektrischen Stromkreise mit I die Stromstärke, E die Spannung, R den

Widerstand des Stromkreises, so ist nach dem Ohmschen Gesetz

$$I = \frac{E}{R}. \tag{I}$$

Allerdings ist die Klemmenspannung nur bekannt, wenn mit Starkstrom aus dem Netz geschossen wird. Beim Schießen mit Zündmaschinen hängt sie vom Widerstand der Zündanlage ab. Der Widerstand ist jedoch nur beim Schießen mit Brückenzündern bekannt. Beim Schießen mit Spaltzündern ändert er sich ganz außerordentlich während des Zündvorgangs selbst. Die *Leistung* N des Stromes ist nach dem Jouleschen Gesetz

$$N = IE$$

oder in Berücksichtigung der Formel (I)

$$N = I^2 R. \tag{II}$$

Die vom Strom erzeugte *Wärmewirkung* Q ist der Leistung N proportional, daher auch

$$Q = I^2 R. \tag{III}$$

130. — Anwendung der Gesetze auf die elektrische Zündanlage. In der elektrischen Zündanlage soll lediglich derjenige Teil des Stromkreises, der im eigentlichen Zündsatze liegt, erwärmt werden, während die Leitungen dazu dienen, den Strom tunlichst ohne Verluste an die Verbrauchsstelle (d. h. zu dem Zünder) zu bringen. Nach der Formel (III) wird die Zündung des Zündsatzes eintreten, sobald innerhalb desselben das Produkt aus dem Quadrate der Stromstärke und dem Widerstand der Zündstelle zu einer gewissen Größe ansteigt. Man sieht, daß der Zweck am wirksamsten durch Vergrößerung der Stromstärke, in zweiter Linie durch Vergrößerung des Widerstandes im Zünder selbst erreicht werden kann. Die Temperatur, die an der Zündstelle erzeugt werden muß, um die Zündung herbeizuführen, ist verhältnismäßig gering. Der zumeist gebrauchte Zündsatz zündet nämlich bereits bei etwa 200° C, so daß also nicht einmal ein Erglühen des betreffenden Leitungsteiles einzutreten braucht. Die Erwärmung braucht sich auch nur auf wenige kleinste Teilchen des Zündsatzes zu erstrecken, da die einmal eingeleitete Zündung sich selbsttätig fortpflanzt. Bei sachgemäßer Einrichtung der Zündanlage genügt somit eine überaus geringe, kaum meßbare Wärmeerzeugung oder Arbeitsleistung, um die elektrische Zündung in die Wege zu leiten. Es wird daraus verständlich, daß Elektrizität jeder Art, von hoher oder niedriger Spannung, mit Leichtigkeit für die elektrische Zündung nutzbar gemacht werden kann, da das Maß der erforderlichen elektrischen Energie außerordentlich gering ist.

Wohl aber kommt es auf zweckmäßige Abstimmung der Zünder gegen die Stromquelle an. Denn für die von der Stromquelle gelieferte Spannung und Stromstärke kann der Zünder einen zu hohen oder einen zu niedrigen Widerstand besitzen. Ist der Widerstand für die vorhandene Spannung zu hoch, so fließt nach Formel (I) zu wenig oder gar kein Strom, und die Wärmewirkung an der Zündstelle bleibt aus. Ist der Widerstand zu niedrig, so wird nach Formel (III) Q zu klein, weil die Größe R zu gering ist. Der Strom geht ohne die beabsichtigte Erhitzung der Zündstelle hindurch und zündet nicht. Der gewünschte Erfolg ist also nur dann möglich, wenn die Spannungsverhältnisse im Stromkreis mit dem Widerstand des Zünders zusammen-

passen. Die Kenntnis von Strom, Spannung und Widerstand der Zündanlage ist notwendig, wenn man die Zündergebnisse und im besonderen die Frage beantworten will, ob Versager in der Art der Zündung oder in der ungenügenden Ausbildung der Schießmannschaft begründet sind.

2. Die elektrischen Zünder.

131. — Allgemeine Kennzeichnung. Die elektrischen Zünder bestehen aus den beiden Zuleitungsdrähten, der Zünderhülse und der in ihr untergebrachten Zündmasse (Zündsatz). Der leicht entzündliche Zündsatz wird mit Hilfe eines elektrischen Stromstoßes über einen Widerstandsdraht zum Abbrennen gebracht. Die hierbei entstehende Stichflamme dient entweder mittelbar oder unmittelbar zur Zündung einer Sprengkapselladung. Abb. 119 veranschaulicht den Aufbau eines elektrischen Zünders. Die Zünderdrähte münden mit ihren Enden in dem Zündsatz, der in der Regel von einem festen, tropfenförmigen Zündkopf (Zündpille) gebildet wird. Die Zünderhülse, in welcher die Drahtenden und der Zündsatz eingeschlossen sind, wird meist aus Metall, seltener aus Pappe, hergestellt. Elektrische Zünder ohne Sprengkapsel (nichtscharfe Zünder), werden nur noch in geringem Umfang verwendet, weil der Zusammenbau mit der Sprengkapsel am Verwendungsort zeitraubend ist und dabei auch leicht Fehler begangen werden können, die zu Versagern führen.

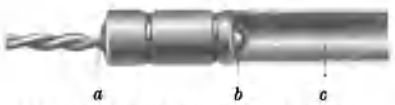


Abb. 119. Schnitt durch einen elektrischen Zünder.
a Vergußmasse; — *b* Zündpille; — *c* Metallhülse.

In der Regel werden daher die elektrischen Zünder in fester Verbindung mit der Sprengkapsel, also als Sprengzünder, geliefert. Beim Fertigmachen des Schusses wird der elektrische Zünder mit der Sprengkapsel in seiner ganzen Länge in die Patrone eingeführt, so daß aus der „Schlagpatrone" nur die Zünderdrähte herausragen.

132. — Zünderdrähte und Zündsatz. Die Zünderdrähte müssen so lang sein, daß sie von der Sprengladung bis vor die Bohrlochmündung reichen und hier eine bequeme Verbindung untereinander oder mit den Drähten der Schießleitung gestatten. Damit nicht zu kurze Drähte verwandt werden, ist für Zünderdrähte eine Mindestlänge von 2 m vorgeschrieben. Die Drähte bestehen aus verzinntem Eisen- oder aus Kupferdraht von 0,6 mm Durchmesser. Eiserne Drähte haben einen $7^1/_2$mal höheren Widerstand als Kupferdrähte. Der Gesamtwiderstand der Zünder mit Eisendrähten ist also viel höher als bei Zündern aus Kupferdrähten, doch kann dieser Widerstand durch Verwendung stärkerer Zündmaschinen ausgeglichen werden. Für große Schußreihen und wenn es nötig ist, lange Zünderdrähte zu verwenden, empfiehlt es sich jedoch, Kupferdrähte zu benutzen.

Zur Isolation der Zünderdrähte wird in der Regel eine durch Umspritzen hergestellte Umhüllung aus dem Kunststoff Mipolam (MP-Masse) verwendet. Sie hat eine hohe Durchschlagfestigkeit und ist gegen häufiges Biegen äußerst widerstandsfähig und zäh. Auch ist sie unbrennbar, beständig gegen

Feuchtigkeit sowie chemische Einwirkungen und zur Kennzeichnung der einzelnen Zünderarten in verschiedenen Farben herzustellen.

Die Zünderdrähte sind sehr biegsam. Beim Besetzen des Schusses ist darauf zu achten, daß die Drähte nicht im Besatz zusammengestaucht werden.

Der Zündsatz besteht aus einem wärmeempfindlichen, explosiven Stoff, der durch seinen Feuerstrahl die Sprengkapsel oder den Verzögerungssatz zur Zündung bringt. Er ist meist als tropfenförmige Zündpille ausgebildet und besteht heute fast ausschließlich aus einer Mischung von Bleipikrat, Silizium und Bleichromat[1].

133. — Einteilung der Zünder. Man unterscheidet Zünderarten und Zünderausführungen. Von allen früher verwendeten Arten der elektrischen Zünder sind heute nur noch *Brückenzünder* und *Spaltzünder* zugelassen. An Ausführungsformen werden unterschieden:

1. *Scharfe Zünder*, die schon bei der Herstellung mit einer Sprengkapsel zusammengebaut werden:

a) *Scharfe Momentzünder*; — b) *Schnellzeitzünder*. Sie enthalten ein Verzögerungsmittel zur Herbeiführung einer schnellen Aufeinanderfolge der Schüsse.

2. *Nichtscharfe Zünder*, die erst am Verwendungsort mit einer Sprengkapsel verbunden werden:

a) *Offene Momentzünder*; — b) *Zündschnurzeitzünder*. In den Leerraum der Zünderhülse ist ein Pulverzündschnurstück fest eingesetzt.

Innerhalb dieser Ausführungsformen sind einige Zünder mit besonderen Eigenschaften entwickelt worden. So dürfen in Schlagwettergruben nur schlagwettersichere Zünder verwendet werden. Für Unterwassersprengungen benutzt man Unterwasserzünder. Eine besondere Ausführungsform der Schnellzeitzünder ist schließlich der Millisekundenzünder. Die genannten Zünderarten und Zünderausführungen werden in den nachstehenden Ziffern beschrieben.

134. — Brückenzünder. Beim Brückenzünder ist der Zündsatz an einem Polkörper angebracht, der aus zwei schmalen, nebeneinanderliegenden Kontaktlamellen aus kohlenstoffarmem Eisen besteht, die durch eine Kunststoffisolation in ihrer Lage gehalten werden (s. Abb. 120). An dem einen Ende der Lamellen sind die Zünderdrähte angeschweißt, an dem anderen Ende befinden sich ein oder zwei dünne Metalldrähtchen, die die beiden Kontaktlamellen überbrücken und durch den Zündsatz hindurchführen. Diese Drähtchen sind 0,02 bis 0,04 mm stark, 1—3 mm lang und bestehen aus Chrom-Nickel-Draht, der durch den elektrischen Strom zum Erglühen gebracht wird. Die Zündung des Zündsatzes geht so vor sich, daß zunächst die in unmittelbarer Nachbarschaft des Brückendrähtchens be-

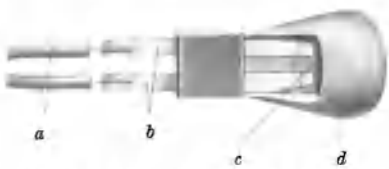


Abb. 120. Schema eines Brückenzünders. *a* Zünderdrähte; — *b* Kontaktlamellen; — *c* Glühbrücke; — *d* Zündsatz.

[1] Gassmann, W.: Die Entwicklung der Wettersprengstoffe und elektrischen Zünder usw. Nobelhefte **1953** S. 25.

findliche Zündmasse entzündet wird. Die Zeit, die der Strom fließen muß, um gerade den inneren Zündsatz zum Brennen zu bringen, heißt *Zündzeit* und schwankt zwischen 1 und 65 msek. Es vergeht dann noch eine gewisse Zeit, bis der ganze Zündsatz brennt und den Knallsatz der Sprengkapsel zur Explosion bringt. Diese Zeit nennt man *Übertragungszeit*. Sie beträgt bei Brückenzündern 1 msek. Die Summe von Zündzeit und Übertragungszeit bezeichnet man als *Reaktionszeit*.

Die Metalldrähtchen der Brückenzünder müssen einen Widerstand zwischen 1 und 3,5 Ohm haben. Diese Begrenzung ist notwendig, um die Anforderungen an die Leistungsfähigkeit von Zündmaschinen festlegen zu können. Da es beim gleichzeitigen Abtun mehrerer Schüsse auf eine gute Gleichmäßigkeit ihrer Widerstände ankommt, ist vorgeschrieben, daß sich Zünder, die der gleichen Lieferung entstammen, in ihren Widerständen um nicht mehr als 0,25 Ohm unterscheiden. Fünf hintereinandergeschaltete, mit Sprengkapseln versehene Zünder der gleichen Widerstandsgruppe müssen durch Gleichstrom von 0,8 Amp. gleichzeitig gezündet werden. Diese Bestimmung ist im Interesse der Zündgleichmäßigkeit und auch zur leichteren Prüfung der Zündfähigkeit getroffen worden. Um eine gewisse Streustromsicherheit zu gewährleisten, dürfen sie andererseits bei einer Belastung von 0,18 Amp. während 5 Minuten noch nicht ansprechen.

Der kleinste Stromstoß, der die Zündpille des Zünders zum Explodieren bringen kann, wird Zündimpuls genannt. Der Zündimpuls hat bei jedem Brückenzünder einen bestimmten Wert. Für die Zündung eines einzelnen Brückenzünders durch Gleichstrom gilt die Gleichung:

$$I^2 \; t = K.$$

Unter der Voraussetzung, daß man den Zündimpuls K kennt, kann man also bei bekanntem Zündstrom I die Zündzeit t berechnen. Letztere wird in Millisekunden (msek) gemessen. Bei bekannter Zündzeit und bekanntem Zündimpuls ist ferner die erforderliche Zündstromstärke zu berechnen. Zünder mit kleinem Zündimpuls sind empfindlich, Zünder mit großem Zündimpuls unempfindlich. Um die Verwendung von zu empfindlichen Zündern zu vermeiden und anderseits die Leistung der Zündmaschine nicht zu groß werden zu lassen, hat es sich als notwendig erwiesen, die Zündimpulse nach oben und unten zu begrenzen. Für Brückenzünder muß der zur Zündung erforderliche Zündimpuls zwischen 0,8 und 3,0 mWsek/Ω (Milliwattsekunden je Ohm) liegen.

135. — Spaltzünder. Die Spaltzünder sind durch das Fehlen eines Glühdrähtchens innerhalb des Zündsatzes gekennzeichnet. Die Stromleitung erfolgt vielmehr durch den Zündsatz selbst (Abb. 121). Der Polkörper, an dem die Zündmasse angebracht ist, besteht aus Preßspan. Die Zündmasse selbst besitzt nur eine geringe Leitfähigkeit, so daß dem Zündsatz ein leitender Stoff, meist Graphit, beigemengt wird. Spaltzünder dürfen bei einer Belastung mit 15 Volt während 5 Minuten nicht losgehen.

Abb. 121. Spaltzünder.

Wegen ihrer höheren Zündspannung bieten Spaltzünder einen großen Schutz gegen Streustrom und werden daher vornehmlich in Gruben mit elektrischer Fahrdrahtlokomotivförderung verwendet. Sie sind heute durch Brückenzünder weitgehend verdrängt worden und werden nur noch in besonderen Fällen, d. h. bei hoher Streustromgefahr, verwendet.

Bemerkenswert sind bei Spaltzündern die Widerstandsverhältnisse. Der von den Herstellerfirmen angegebene Widerstand schwankt zwischen 20000 und 80000 Ohm und wird mit einer Spannung von 1—2 Volt gemessen, Belastet man dagegen Spaltzünder mit Strom von einer Spannung, bei der sie losgehen können, so sinkt der ursprüngliche Widerstand auf einen Wert, der nach Beyling und Drekopf Zündwiderstand genannt wird und meist 5000 Ohm beträgt. Solange sich der Zündwiderstand noch auf der Höhe dieses Wertes befindet - - es ist dieses während der „Zündzeit" der Fall — brennt der innere Zündsatz noch nicht. Sobald der Zündsatz gezündet ist, sinkt der Widerstand sehr stark, und zwar auf 10—60 Ohm ab.

136. — Scharfe Zünder sind Zünder, bei denen, wie es meist geschieht, die Zünderteile fabrikmäßig so in den Leerraum einer Sprengkapsel eingebaut sind, daß sie ohne Hilfsmittel nicht entfernt werden können. Als Zünder werden entweder Brücken- oder Spaltzünder benutzt, so daß die inneren Zünderteile der Sprengzünder denen der Brücken- und Spaltzünder entsprechen. Die Initiierwirkung der Sprengkapseln von Sprengzündern muß mindestens so groß sein wie die der Normalkapsel Nr. 8. Daneben wird eine völlige Wasserdichtigkeit gefordert. Sie werden als Momentzünder und als Zeitzünder ausgeführt.

Sprengzünder können wie einfache Zünder Verwendung finden. Sie besitzen gegenüber diesen mehrere Vor- und Nachteile. Vorteilhaft ist, daß bei ihnen eine mangelhafte Verbindung zwischen Sprengkapsel und Zünder nicht eintreten und dadurch verursachte Versager nicht vorkommen können. Außerdem sind Sprengzünder besser gegen Eindringen von Feuchtigkeit geschützt. Nachteilig ist, daß die Sprengzünder wie Sprengkapseln zu behandeln sind, in Sprengstofflagern aufbewahrt werden müssen, wo ihre Drähte leichter feucht werden als bei den einfachen Zündern, die über Tage aufbewahrt werden können.

137. — Scharfe Momentzünder und Schnellzeitzünder. Bei den scharfen Momentzündern wird die Sprengkapselladung unmittelbar gezündet, wodurch es möglich ist, alle zu einer Schußserie zusammengefaßten Schüsse im gleichen Augenblick kommen zu lassen. Abb. 122 zeigt einen scharfen Momentzünder mit Sprengkapsel. Die Zündpille ist unmittelbar in den Leerraum der Sprengkapsel eingebaut und das offene Ende der Sprengkapselhülse durch einen Mipolamstopfen abgeschlossen. Die Sprengkapselhülse enthält am Boden die aus der Primär- und der Sekundärladung bestehende Sprengkapselladung.

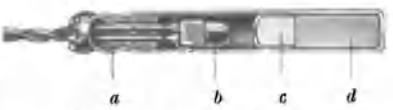


Abb. 122. Scharfer Momentzünder.
a Stopfen; — *b* Zündpille; — *c* Primärladung; — *d* Sekundärladung.

Schnellzeitzünder unterscheiden sich von den Momentzündern durch ein Verzögerungselement (Verzögerungsröhrchen) zwischen Zündpille und Sprengkapselladung (Abb. 123). Das Verzögerungsröhrchen enthält einen fast ohne Gasentwicklung abbrennenden Verzögerungssatz aus feinverteilten Metallen und Sauerstoffträgern, der so beschaffen ist, daß auch ein leicht entzündlicher Sprengstoff durch Wärmeübertragung auf die Kapselhülse nicht

entflammt werden kann. Durch entsprechende Bemessung der Länge der Verzögerungsröhrchen können Zeitzünder mit verschiedener Brenndauer hergestellt werden. Man unterscheidet Schnellzeitzünder mit Halbsekunden-, Sekunden- und Millisekundensatz.

Es sind heute nur noch solche Zeitzünder zugelassen, bei denen der Zeitabstand zwischen zwei aufeinanderfolgenden Schüssen entweder 0,5 sek, 1,0 sek oder 34 Millisekunden beträgt. Wegen der geringen zeitlichen Abstände werden die Zünder allgemein als *Schnellzeitzünder* bezeichnet im Gegensatz zu den in Ziff. 140 zu besprechenden Zündschnurzeitzündern.

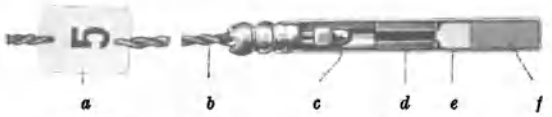


Abb. 123. Schnitt durch einen Schnellzeitzünder.
a Zeitstufe; — *b* Zünderdrähte; — *c* Zündpille; — *d* Verzögerungsröhrchen; — *e* Primärladung; — *f* Sekundärladung.

Die Brenndauer der Schnellzeitzünder wird in Zeitstufen ausgedrückt. Für den Steinkohlenbergbau finden nur Schnellzeitzünder mit Kupfer- oder Messinghülsen in 10 Zeitstufen bei einem Brennzeitabstand von 0,5 sek Verwendung. Für nicht schlagwettergefährdete Gruben, besonders des Erz- und Kalibergbaus, sind Schnellzeitzünder mit Aluminium-Hülsen mit 12 Zeitstufen und 1 sek Brennzeitenabstand gebräuchlich. Die einzelnen Zeitstufen sind durch Nummernplättchen aus Kunststoff, die auf den Zünderdrähten befestigt sind, gekennzeichnet. Außerdem ist die Zeitstufennummer auf dem Sprengkapselboden eingepreßt. Die Brennzeiten müssen

Abb. 124. Schnitt durch einen schlagwettersicheren Schnellzeitzünder.
a Zeitstufe; — *b* Zünderdrähte; — *c* Zündpille; — *d* Verzögerungsröhrchen; — *e* Primärladung; — *f* Sekundärladung.

so gleichmäßig sein, daß Überschneidungen der Zeitstufen nicht eintreten. Zeitstufe 0 wird nicht mehr hergestellt. Statt ihrer können scharfe Momentzünder vorgeschaltet werden.

Für schlagwettersichere Spreng- und Schnellzeitzünder sind brennbare Bauteile sowie selbständig brennbare Zünderdrahtisolierungen verboten. Vollkommen schlagwettersichere Zünder können heute durch Verwendung von Kupferhülsen und Kupferverzögerungsröhrchen hergestellt werden. Der Aufbau dieser Zeitzünder ist aus Abb. 124 ersichtlich. Als Primärladung verwendet man Bleiazid, das eine mäßige, aber ausreichende Brisanz besitzt. Das Volumen dieser weniger brisanten Primärladung setzt man herab, indem man sie in das Ende des Verzögerungsröhrchens hineinverlegt. Durch diese Maßnahme wirkt die Primärladung strahlartiger und trotz der geringeren Brisanz und Menge noch genügend kräftig auf die Sekundärladung und

weniger stark auf die Wandung der Hülse. Zur Erhöhung der Schlagwettersicherheit werden schließlich der aus Tetryl bestehenden Sekundärladung flammdämpfende Salze beigemischt.

138. — Sonderausführungen. Für seismische Sprengungen werden gewöhnliche Momentzünder verwendet, die lediglich in der Zusammensetzung der Zündpille unterschiedlich sind. Durch den besonderen Zündsatz wird erreicht, daß die Reaktionszeit des Zünders weniger als 1 msek beträgt.

Für Unterwassersprengungen in größeren Tiefen werden Sonderzünder hergestellt. Scharfe Zünder sind für Sprengungen bis zu Wassertiefen von 20 m geeignet. Für größere Wassertiefen setzt man den normalen Momentzünder in eine zweite trichterförmige Metallhülse, die mit einer unbrennbaren Vergußmasse abgedichtet wird. Durch die Verstärkung und zusätzliche Abdichtung ist der Zünder für Sprengungen in Wassertiefen bis zu 300 m geeignet. Eine zusätzliche Bleiabdichtung macht den Zünder sogar für Sprengarbeiten in Tiefen bis zu 2000 m anwendbar.

139. — Schnellzeitzünder mit Millisekundensatz (Millisekundenzünder). Millisekundenzünder entsprechen in ihrem Aufbau genau den normalen Schnellzeitzündern. Die Zünder der Dynamit A. G., Troisdorf, werden mit Kupfer- oder Aluminiumkapseln hergestellt. Durch eine besondere chemische Zusammensetzung des Verzögerungssatzes wird der Brennzeitenabstand von bisher 500 oder 1000 msek auf 34 msek herabgesetzt. Bei insgesamt 12 Zeitstufen ergibt sich damit vom ersten bis zum letzten Schuß die geringe Gesamtbrennzeit einer Zünderserie von 408 msek. Eine schlagwettersichere Bauart der Millisekundenzünder ist neuerdings zugelassen.

Der Erfolg und die zunehmende Verbreitung der Millisekundenzünder beruhen auf der stark zertrümmernden Wirkung der durch sie gezündeten Schüsse auf das Gestein, wodurch eine gleichmäßige Kleinstückigkeit des Haufwerks erreicht wird. In Betrieben mit Schrapperförderung ist dadurch eine erhebliche Leistungssteigerung erzielt worden[1]. Ein beachtlicher Vorteil der Millisekundenzünder ist auch, daß infolge der sehr kurzen Intervalle die Gefahr des Abschlagens des benachbarten Schusses ausgeschaltet ist. Im Steinkohlenbergbau können in dem vorgeschriebenen Zeitraum von 5 sek wesentlich mehr Zeitstufen verwendet werden, was bei Auffahrungen großen Querschnitts von Bedeutung sein kann. Bemerkenswert ist bei der Millisekundenzündung schließlich, daß sich die Schwingungswellen durch kurz aufeinanderfolgende Detonationen überlagern und gegenseitig schwächen, so daß geringere Gebirgserschütterungen und Luftschwingungen als bei gewöhnlichen Zeitzündungen auftreten.

140. — Nichtscharfe Zünder. Die Hülsen der offenen Zünder sind für die Verwendung an trockenen Orten aus Pappe, für nasse und feuchte Betriebspunkte aus Metall hergestellt. Am offenen Ende sind sie leicht konisch ausgebildet, damit die Sprengkapseln leicht eingeschoben werden können und doch gut abgedichtet sitzen (Abb. 125).

Bei den Zündschnurzeitzündern, die in vollkommen wasserdichter Ausführung herstellbar sind, ist in die aus Messing bestehende Zünderhülse ein Stück Zündschnur eingepreßt, an deren Ende die Sprengkapsel durch An-

[1] MÖLLER: Leistungssteigerung unter besonderer Berücksichtigung der Schrapperarbeit durch Einführung von Millisekundenzündern. Nobelhefte 1953, Heft 2 S. 42.

kneifen befestigt wird (Abb. 126). Die freien Enden der Zündschnur sind mit wasserfester Masse abgedichtet, damit keine Feuchtigkeit in die Zündschnur eindringen kann. Vor dem Gebrauch muß ein Stückchen der Zündschnur abgeschnitten werden, um die Pulverseele vor dem Aufstecken der

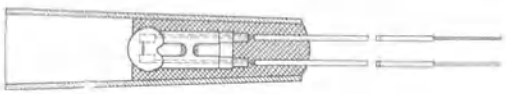


Abb. 125. Offener Zünder der Fa. Schaffler, Wien.

Sprengkapsel frei zu machen. Bei einer Ausführung der Fa. J. Norres, Gelsenkirchen, ist das Ende der Zündschnur zur Verstärkung des Zündstrahls mit einem Zündstoff versehen, der der Zündkraft einer Zündpille gleichkommt.

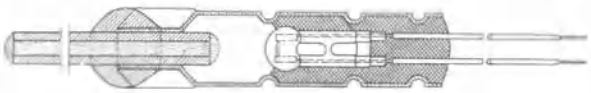


Abb. 126. Zündschnurzeitzünder der Fa. Schaffler, Wien.

Zündschnurzeitzünder gibt es bis zu 20 Zeitstufen. Dabei werden zur Herbeiführung der Zündverzögerung Zündschnurstücke von 5—30 cm verwendet. Bei Verwendung von Zündschnurzeitzündern ist mit Versagern zu rechnen.

3. Stromquellen.

Als Stromquellen dienen in der Hauptsache Zündmaschinen. Man unterscheidet dynamoelektrische und Kondensatorzündmaschinen. Außerdem ist noch die Verwendung von Starkstrom möglich.

141. — Die dynamoelektrischen Zündmaschinen. Allgemeines. Da die verschiedenen Zündergruppen verschieden hohe Strommengen zu ihrer Zündung benötigen, gibt es verschiedene Zündmaschinen für die einzelnen Zünderarten. Zugelassen sind Zündmaschinen für 10 und 25 Schuß mit Spaltzündern und für 10, 20, 50 und 80 Schuß mit Brückenzündern. Die genannten Zündermengen müssen bei Hintereinanderschaltung von den Maschinen zuverlässig gezündet werden.

Außerdem ist zwischen Zündmaschinen für schlagwettergefährdete und schlagwetterfreie Gruben zu unterscheiden. Zündmaschinen für Schlagwettergruben müssen druckfest gekapselt sein, d. h. ihr Gehäuse muß so stark sein, daß es ohne Beschädigung den Druck einer in seinem Innern auftretenden Schlagwetterexplosion aushalten kann. Solche Explosionen sind deshalb nicht ausgeschlossen, weil die Gehäuse nicht völlig gasdicht sind und in ihrem Innern am Kollektor betriebsmäßig Funken auftreten. Auch ist dafür zu sorgen, daß die Explosionsgase auf ihrem Wege nach außen sich so weit abkühlen, daß sie Schlagwetter nicht mehr zu zünden vermögen.

Schließlich müssen alle Zündmaschinen so gebaut sein, daß eine mißbräuchliche Benutzung verhindert werden kann. Meist geschieht dieses dadurch, daß der Betätigungsgriff abnehmbar ist.

142. — Bauart der dynamoelektrischen Zündmaschinen. Die dynamoelektrischen Maschinen (Abb. 127) beruhen auf dem Gedanken der Siemensschen Dynamomaschine. Ein mit Drahtwicklung versehener doppel-*T*-förmiger Anker *T* wird zwischen den Polen eines Elektromagneten *M*, beispielsweise durch eine Zahnstange *S*, in Umdrehung versetzt. Die in den Ankerwicklungen induzierten Wechselströme werden auf einem Kollektor *C* gleichgerichtet. Der Strom durchfließt entweder im Haupt- oder im Nebenschluß die Wicklungen des Elektromagneten und verstärkt so den Magnetismus und damit wiederum die Stromstärke. Der von Doppel-*T*-Ankern ausgehende Stromstoß ist sehr stark und bietet daher eine hohe Zündzuverlässigkeit.

Eine bessere Gleichrichtung des erzeugten Stromes erzielt man zwar durch Anwendung eines Trommelankers. Bei zahlreichen von DREKOPF angestellten Vergleichsversuchen haben sich jedoch die Doppel-*T*-Maschinen als etwas überlegen erwiesen. Jedoch genügen auch die Trommelankermaschinen durchaus den Anforderungen.

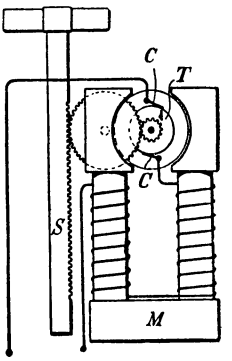


Abb. 127. Schema der Stromerzeugung einer dynamoelektrischen Zahnstangenmaschine.

Außer diesen Unterschieden in der Ankerwicklung besitzen die einzelnen Zündmaschinenarten noch Unterschiede in der Schaltung des Magnetfeldes zum Anker. Man unterscheidet Hauptschluß-, Nebenschluß- und Verbundmaschinen, von denen die beiden letztgenannten am meisten Verwendung finden.

Um mit diesen kleinen Maschinen mit Sicherheit die vorgesehene Höchstzahl von Schüssen gleichzeitig zünden zu können, ist es notwendig, den Strom erst, wenn er eine bestimmte Leistungsfähigkeit erreicht hat, in die Schießleitung zu schicken. Es geschieht dies durch Anbringung eines selbsttätigen Endkontaktes, der erst den äußeren Stromkreis schließt, wenn der Anker eine Anzahl von Umdrehungen gemacht hat und eine gewisse Geschwindigkeit besitzt. Außerdem muß die Vorschrift erfüllt sein, daß der Strom bei Zündmaschinen für Spaltzünder innerhalb von 2 msek nach dem Ansprechen des Endkontaktes die Höchstwerte der Klemmspannung erreicht. Bei Maschinen für Brückenzünder muß der Strom innerhalb einer Millisekunde nach Ansprechen des Endkontaktes eine Stärke von mindestens 1 Amp. besitzen. Für Maschinen in Schlagwettergruben darf die Zündstromdauer nicht mehr als 4 msek betragen. Dadurch soll verhindert werden, daß bei einer Berührung blanker Drahtstellen beim Abtun der Schüsse zündfähige Funken entstehen, die Schlagwetter zünden würden. Zu dieser Begrenzung der Zündstromdauer dient ein zweiter Endkontakt.

Eine solche Endkontaktvorrichtung ist in Abb. 128 dargestellt. Sie besteht aus einer mit einem Metallsegment *b* versehenen Scheibe aus Isolierstoff *a*, auf der zwei Kontaktfedern *c* schleifen. Kurz bevor die Zündmaschine ihre größte Leistungsfähigkeit erreicht hat, wird die Scheibe gedreht, so daß das Metallsegment unter den Kontaktfedern hinweg bewegt wird, wobei die Federn auf dem Metallsegment schleifen. Jetzt erst kann der Strom der Zündmaschine auch über die Anschlußklemmen in die Schießleitung fließen.

Der Stromkreis im Endkontakt wird somit erst geschlossen, wenn das Magnetfeld durch den Strom kräftig erregt worden ist. Der in die Schießleitungen abgegebene Strom fließt jedoch nur kurze Zeit (höchstens 4 msek), denn beim Weiterdrehen der Scheibe verlassen die Federn das Kontaktsegment wieder und der Zündstrom wird unterbrochen.

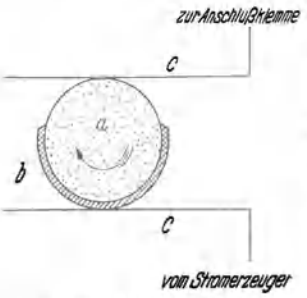


Abb. 128. Schema einer Endkontaktvorrichtung.

Alle von Hand betätigten Zündmaschinen sind mit einer Stromabgabesperre versehen. Bei zu schwacher Betätigung der Zündmaschine wird mittels einer Isolierkappe auf der Kontaktscheibe eine der beiden Endkontaktfedern isolierend vom Kontaktsegment ferngehalten. Eine Stromabgabesperre ist vorgeschrieben, damit die Abgabe eines zu schwachen Zündstromes im Falle einer nicht ausreichenden Betätigung verhindert wird. Die Zünderwerke Ernst Brün, Krefeld-Linn, verwenden neuerdings eine Stromabgabesperre, die mit einem Schwinghebel arbeitet. Wird die Maschine mit genügend großer Kraft betätigt, so schwingt der Hebel entgegen der Kraft einer Feder vermöge der Zentrifugalkraft aus und nimmt einen Nocken der Schaltscheibe mit, wodurch der Endkontakt geschaltet wird. Reicht die Zentrifugalkraft nicht aus, so findet keine Stromabgabe in die Schießleitung statt.

Die Unterschiede der verschiedenen dynamoelektrischen Zündmaschinen betreffen u. a. den Antrieb, der mittels Federkraft oder mit Hand erfolgen kann.

Abb. 129. Zündmaschine mit Drehgriffantrieb.

143. — Federzugmaschinen. Bei den Federzugmaschinen wird durch eine besondere Aufzugsvorrichtung eine kräftige Feder gespannt, die bei ihrem Ablauf den Anker in schnelle Umdrehung versetzt. Bei allen Maschinen mit Federzug muß nach etwa 500 Schußreihen die Feder ausgewechselt werden. Ein weiterer Nachteil der Federzugmaschinen ist, daß durch das plötzliche Anspringen der Feder das Getriebe sehr stark beansprucht wird. Federzugmaschinen werden daher im Steinkohlenbergbau wenig benutzt. In Erzgruben und Steinbrüchen sind sie häufiger zu finden. Mit ihnen kann man bis zu 400 Brückenzünder gleichzeitig zünden, sie sind daher für größere Schußreihen geeignet.

144. — Maschinen mit Handantrieb. Die Maschinen mit Handantrieb werden unterteilt in Maschinen mit Zahnstangenantrieb für größere Leistungen und Maschinen mit Drehgriffantrieb für kleinere Leistungen.

Bei den Maschinen mit Drehgriffantrieb (Abb. 129) sitzt auf der zu betätigenden Achse ein Zahnradsektor, der sich um etwa ein Drittel einer Kreisbewegung vorwärts und rückwärts drehen kann. Der Zahnradsektor greift in das Ritzel eines Übersetzungszahnrades ein; dieses bewirkt die Kraftübertragung auf ein Ritzel, das mit der Ankerwelle fest verbunden ist. Die Rückwärtsstellung der verschiedenen Räder in die Ruhestellung geschieht ohne Mitnahme des Ankers.

Für größere Leistungen werden die Zahnstangenmaschinen gebraucht. Die Betätigung geschieht in der Weise, daß man die Zahnstange mittels des Griffes soweit als möglich herauszieht, um sie alsdann kräftig nach unten zu stoßen. Durch eine besondere Vorrichtung wird ähnlich wie bei den Drehgriffmaschinen erreicht, daß sich der Anker nur beim Niederstoßen der Zahnstange bewegt und die Zahnstange ohne Mitnahme des Ankers nach oben gezogen werden kann.

145. — Mehrkreiszündmaschinen. Eine besondere Ausführung der dynamoelektrischen Zündmaschinen stellen die von den Zünderwerken Ernst Brün, Krefeld-Linn, entwickelten Mehrkreiszündmaschinen dar. Mit dieser Bauart ist es möglich, bei nur einer Betätigung der Zündmaschine mehrere voneinander getrennte Ketten von Brückenzündern abzutun. Mehrkreiszündmaschinen (Abb. 130) unterscheiden sich von üblichen Drehgriffmaschinen lediglich durch eine zusätzliche Schaltvorrichtung, die den Zündstrom automatisch der Reihe nach den entsprechenden Anschlußklemmen zuführt. Bisher sind für bergbauliche Zwecke zwei Bauarten zugelassen mit 3 und 7 Zünderkreisen von je 10 Brückenzündern. Ein Schaltbild der Maschine vermittelt Abb. 131. Durch die Schal-

Abb. 130. Mehrkreiszündmaschine der Zünderwerke E. Brün.

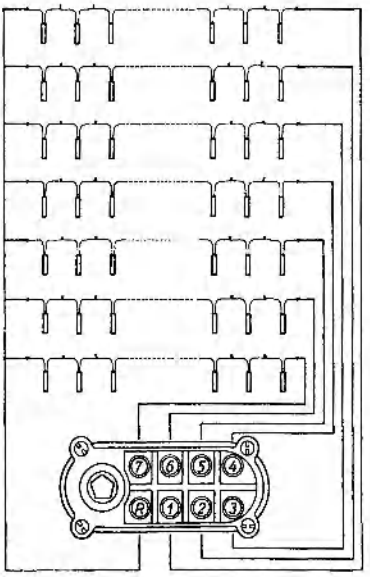


Abb. 131. Schaltbild der Mehrkreiszündmaschine.

tung ist es möglich, auch bei Verwendung von Momentzündern eine Zeitzündung zu erreichen. Die einzelnen Zünderkreise kommen mit einem Zeitintervall von etwa 5 msek zur Detonation. Durch Überspringen von Klemmen können die Zeitabstände vergrößert werden, wodurch jedoch die Zahl der Zünderkreise vermindert wird. Der Vorteil einer solchen Zündung besteht in einer weitgehenden Zertrümmerung des Gesteins. Sie ist in der Wirkungsweise mit derjenigen der Millisekundenzünder (s. Ziff. 139) zu vergleichen.

Der Anwendungsbereich der Mehrkreiszündmaschinen ist besonderen Beschränkungen unterworfen. Es dürfen nur Momentzünder verwendet werden. Schnellzeitzünder sind wegen der bei einem so kurzen Zeitabstand viel zu großen Schwankungsbreite in der Brenndauer des Verzögerungssatzes nicht anwendbar. Da sich die Schießleitung unter Tage nicht sicher genug verlegen läßt, besteht die Gefahr, daß die Detonation von Schüssen der ersten Zünderkette zur Zerstörung der Schießkabel der anderen Ketten und damit zu Versagern und Öffnungsfunken führt. In Schlagwettergruben ist es daher vorerst verboten, scharfe Momentzünder mit Hilfe der Mehrkreiszündmaschine abzutun. In schlagwetterfreien Gruben und im übertägigen Grubenbetrieb lassen sich Mehrkreiszündmaschinen nutzbringend verwenden. Nachteilig ist die große Zahl der Schießleitungen, so daß das Verbinden und Anschließen nur geübten und zuverlässigen Leuten überlassen werden kann.

146. — Kondensatorzündmaschine. Im Gegensatz zu den dynamoelektrischen Zündmaschinen wird bei der von den Zünderwerken Ernst Brün G.m.b.H., Krefeld-Linn, gebauten Kondensatorzündmaschine die Zündenergie durch den Entladestrom eines Kondensators geliefert. Die Maschine wird durch einen Generator mit Trommelanker aufgeladen. Wie Abb. 132 zeigt, besteht die Maschine aus dem Generator- und dem dahinter angeordneten Kondensatorgehäuse. Die Betätigung

Abb. 132. Kondensatorzündmaschine der Zünderwerke E. Brün.

der Maschine erfolgt durch Ziehen eines Perlongurtes mittels eines abnehmbaren Handgriffes. Kurz vor dem Ende der Zugbewegung werden die Kondensatoren von dem Generator abgeschaltet und für eine Zeit von etwa 4 msek mit dem Zündstromkreis verbunden. Hierdurch werden die angeschlossenen Zünder zur Detonation gebracht. Die Kondensatoren werden anschließend über einen Widerstand kurzgeschlossen, um die verbliebene Restladung zu vernichten.

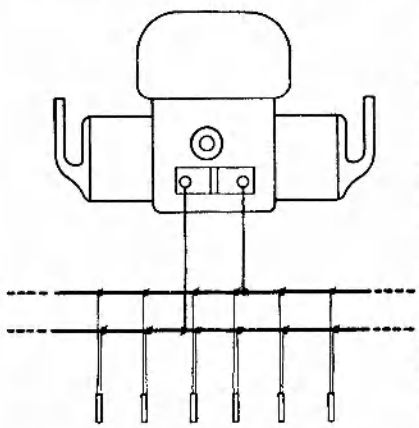


Abb. 133. Schaltbild der Kondensatorzündmaschine.

Die Maschine ist mit einer als Schwinghebelkontakt ausgebildeten Stromsperre ausgestattet, wie sie bei den dynamoelektrischen Bauarten schon beschrieben wurde. Die in den Kondensatoren aufgespeicherte Ladung wird nur dann auf den Zündstromkreis geschaltet, wenn die Maschine mit ausreichender Kraft betätigt wurde und somit die volle Leistung hat.

Die Kondensatorzündmaschine, die auch für Schlagwettergruben zugelassen ist, ist für Betriebspunkte vorgesehen, an denen durch Nebenschlüsse bei der allgemein üblichen Reihenschaltung der Zünder häufig Versager auftreten. Solche Nebenschlüsse treten besonders an Betriebsorten mit salzhaltigen Wässern auf, wodurch der Widerstand der Zündanlage größer wird als der Widerstand, der auf der verwendeten Zündmaschine angegeben ist. Durch Parallelschalten (s. Ziff. 156) der Zünder kann die Nebenschlußgefahr gemindert werden, da bei dieser Anordnung der Gesamtwiderstand der Zünderanlage außerordentlich klein ist (Abb. 133). Bei der Konstruktion der Maschine ist ein Gesamtwiderstand der Zündmaschine von 4 Ohm zugrunde gelegt. Mit der Kondensatorzündmaschine ist es möglich, bis zu 80 Brückenzünder in Parallelschaltung zu zünden. Der Widerstand von 80 Zündern, deren Einzelwiderstand 3,5 Ohm beträgt, errechnet sich bei Parallelschaltung mit

$$\frac{1}{R_E} = \frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_3} + \cdots + \frac{1}{R_n} = \frac{80}{3{,}5}\,; \quad R_E = 0{,}044\,.$$

Es geht daraus hervor, daß nur der geringste Teil der von der Zündmaschine erzeugten Leistung benötigt wird, um den Widerstand der Zünder zu überwinden. Etwa 98% der Leistung geht in der Schießleitung verloren. Dies bedingt besonders für größere Längen starke Kupferdrahtleitungen, damit der Schießleitungswiderstand den zulässigen Höchstwert von 4 Ohm nicht überschreitet.

Die Kondensatormaschine eignet sich auch zum Abtun größerer Schußreihen. Die Gesamtzünderzahl wird hierbei zweckmäßig in mehrere Zünderketten aufgeteilt, wobei innerhalb der Ketten die Zünder hintereinander, die Zünderketten selbst parallel geschaltet werden. Bei überwiegender Reihenschaltung gestaltet sich das Verhältnis von der in der Leitung verbrauchten Leistung zu der von den Zündern benötigten Leistung wesentlich günstiger als bei reiner Parallelschaltung.

Durch das hohe Gewicht der Kondensatorzündmaschine von rd. 35 kg und die umständliche und sorgfältige Schaltung ist ihr Anwendungsgebiet vorerst auf besonders nebenschlußgefährdete Betriebspunkte beschränkt.

147. — Die Leistung der Zündmaschinen. Bei hintereinandergeschalteten Brückenzündern wird die Leistung von Zündmaschinen durch den höchstzulässigen Widerstand des Zündstromkreises gekennzeichnet, bei welchem noch die sichere Zündstromstärke von 1 Amp. geliefert wird. Dieser Widerstand ist auf dem Leistungsschild der Zündmaschinen angegeben. Die Anzahl der Schüsse, die mit einer bestimmten Zündmaschine gezündet werden können, richtet sich vor allem nach dem Gesamtwiderstand der verwendeten Zünder und damit auch nach Länge und Material ihrer Zünderdrähte. Die Grenzwiderstände werden unter Zugrundelegung eines Widerstandes von 5 Ohm je Zünder und 10 Ohm für die Schießleitungen errechnet. Die Zündmaschinen, die zum Zünden von Reihen hintereinandergeschalteter Brückenzünder dienen, sind für Schußreihen mit 10, 20, 50 und 80 Zündern gebaut. Haben die Zünder einen geringeren Widerstand als 5 Ohm, können auch noch größere Schußreihen mit den jeweiligen Maschinen gezündet werden.

Bei hintereinandergeschalteten Spaltzündern muß beim höchstzulässigen Widerstand des Zündstromkreises eine genügend große Spannung erreichbar sein, um die Zündung herbeizuführen. Es sind Spaltzündermaschinen für 10 und 25 Zünder zugelassen. Die Grenzwiderstände werden unter Zugrundelegung von 5000 Ohm je Zünder errechnet. Bei einem äußeren Widerstand von 125000 Ohm, der 25 Spaltzündern entspricht, ist eine Spannungsspitze von 300 Volt erforderlich.

4. Schießleitungen.

Die Schießleitung dient zur Verbindung der Zündmaschine mit den elektrischen Zündern. Der auf diese Weise gebildete Stromkreis wird Zündstromkreis oder Zündanlage genannt.

148. — Herstellungsstoff und Widerstand. Als Schießleitungen werden Leiter aus Kupfer oder Eisen verwendet, und zwar in Form von Einfachleitungen oder von verseilten Leitungen. Letztere bestehen aus zwei miteinander verseilten Einfachleitungen, von denen eine für die Hinleitung und die andere für die Rückleitung des Zündstromes dient. Beide Leitungen dürfen jedoch nicht in einer gemeinsamen Umhüllung liegen. Die einzelnen Leiter selbst werden mehrdrähtig ausgeführt.

In der Regel werden im Bergbau Schießleitungen aus verzinntem Eisen verwendet. Lediglich bei Benutzung der Kondensatorzündmaschine (siehe

Ziff. 146) sind zur Verringerung des Leitungswiderstandes Kupferdrähte vorzuziehen.

Der Widerstand einer Einfachschießleitung und eines jeden Leiters einer verseilten Leitung darf für 100 m Länge höchstens 12 Ohm betragen.

Der Widerstand der Leitungen fällt um so mehr ins Gewicht, je niedriger die Widerstände der Zünder sind. Bei Brückenzündanlagen soll der Widerstand der Leitungen etwa 10 Ohm nicht übersteigen. Bei dem hohen Widerstand von Spaltzündern ist es gleichgültig, ob als Leitungswiderstand noch 2 oder 15 Ohm hinzukommen. Alsdann ist Eisendraht gleichwertig und in Berücksichtigung des Kostenpunktes vorzuziehen. Überhaupt kommt man meist mit Eisendrahtleitungen aus, wenn man sie genügend stark wählt.

149. — Ausführung und Verlegung der Leitungen. Für Schießleitungen wird eine Isolierung gefordert. Blanke Leitungen sind bei der Schießarbeit unter Tage nicht mehr zulässig, da sie nie in der nötigen Weise überwacht werden können und leicht zu Kurz- und Nebenschlüssen Anlaß geben. Für die Isolation der Schießleitungen wird ausschließlich die Kunstmasse Mipolam (MP-Masse) verwendet.

Die Schießleitungen müssen genügend fest und so biegsam sein, daß sie sich leicht auf Kabeltrommeln auf- und abwickeln sowie ohne Schwierigkeit verlegen lassen. Meist werden die Leitungen aufgehängt, um jede Beschädigung ihrer Isolation zu vermeiden. Es reicht aus, alle 5 — 10 m einen Aufhängebolzen vorzusehen. Es empfiehlt sich, die Bolzen als Isolatoren auszubilden, da die Isolationen der Schießleitungen im Grubenbetrieb leicht verletzt werden können. Die Befestigung der Leitungen am Anfang und am Ende der Aufhängungen erfolgt durch einmaliges Umschlingen der Bolzen oder Verlegung in schlitzartige Öffnungen.

150. — Verbindung der Leitungen. Die einzelnen Leitungen müssen untereinander sowie mit der Maschine um so sorgfältiger verbunden werden, je niedriger gespannt der zur Verwendung kommende elektrische Strom ist. Die Zündleitungen sollen möglichst wenig Verbindungsstellen enthalten. Auch dürfen die Drähte nicht lose ineinandergehakt, vielmehr müssen sie sorgfältig miteinander verdreht werden (Abb. 134). Ein vorheriges Blankkratzen der Drahtenden von der Isolation oder etwaigen Oxydationshäutchen ist unbedingt erforderlich. Die Leitungen legt man nach dem Zusammendrehen so weit auseinander, daß sie sich nicht berühren können. Ein Verlegen der Leitungen auf metallische Gegenstände oder feuchte Unterlagen ist wegen Streustrom- und Nebenschlußgefahr zu vermeiden.

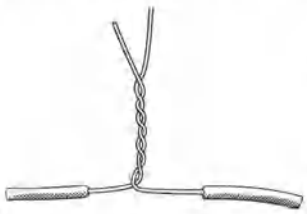


Abb. 134. Richtige Leitungsverbindung.

Die Gefahr von Schußversagern auf Grund von Übergangswiderständen und Nebenschlüssen und auch der Frühzündung durch Streustrom kann durch isolierende Schnellverbinder herabgemindert werden. Besonders in feuchten und nassen Betrieben ist es notwendig, die Verbindungsstellen der Zünderdrähte untereinander und mit der Schießleitung durch Übersteckhülsen zu isolieren. Eine solche Isolation ermöglicht der Schnellverbinder

des Pyrotechnischen Laboratoriums W. Norres, Dorsten i. W. (Abb. 135). Er besteht aus einem unten geschlossenen Metallröhrchen, in das die zu verbindenden Drähte gesteckt werden. Durch einfaches Umknicken des Röhrchens mit den Drähten werden diese fest und leitend miteinander verbunden. Für nasse Betriebe werden die Schnellverbinder mit einer zusätzlichen Isoliermasse geliefert. Bei ordnungsgemäßer Ausführung der so hergestellten Leitungsverbindungen ergeben sich nur vernachlässigbar kleine Übergangswiderstände und ebenso kleine Nebenschlüsse bei stark salzhaltigem Wasser.

Um die Schießleitungen vor Beschädigungen durch Sprengstücke zu schützen, führt man sie meist nicht bis an die Arbeitsstelle heran. Für die Verbindung der Zünderkette mit der eigentlichen Schießleitung empfehlen sich Verlängerungsdrähte aus 0,6 mm starkem Eisen- oder Kupferdraht, die in gleicher Weise wie Schießleitung und Zünderdrähte isoliert sind. Diese Verbindungsleitungen sind je nach den örtlichen Verhältnissen und Erfahrungen etwa 5—30 m lang. Da die Leitungen fast bei jedem Abschlag zerrissen werden, muß man sie oft erneuern, was aber bei dem geringen Preis der Leitungen ohne weiteres möglich ist.

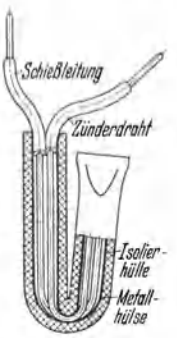


Abb. 135. Isolierender Schnellverbinder.

151. — Nebenschlüsse und Streuströme. *Neben-* oder *Kurzschlüsse* treten in der Zündanlage auf, wenn ein Teil des Stromes über einen nicht gewünschten Weg abgeführt wird und dem eigentlichen Zündvorgang verlorengeht. Es ist dies besonders häufig der Fall, wenn eine ungenügend isolierte Leitung über einen feuchten Streckenstoß geführt wird. Infolge des dadurch bewirkten Nebenschlusses reicht der zum Zünden der Schüsse erforderliche Stromstoß nicht mehr aus, und es treten Versager auf.

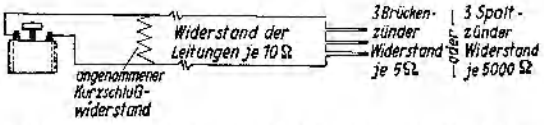


Abb. 136. Verschiedene Kurzschlußgefahr einer Zündanlage.

Die Gefahr von Nebenschlüssen ist bei Spalt- und Brückenzündern verschieden groß. In Abb. 136 ist eine Zündanlage angegeben, in der der Widerstand der Zünder einmal durch 3 Brückenzünder von je 5 Ohm und einmal durch 3 Spaltzünder mit je 5000 Ohm bei einem Leitungswiderstand von je 10 Ohm gebildet wird. Die Zündmaschine soll einen Strom von 1 Amp. Stärke liefern. Wird die Schießleitung infolge mangelhafter Isolation über einen feuchten Stoß geführt, so entsteht an der schadhaften Stelle ein Nebenschluß, der im Beispiel einen Widerstand von 300 Ohm bilden soll. An dieser Stelle würde sich sodann ein Stromverlust ergeben, der sich zu der durch Zünder und Leitung gehenden Strommenge umgekehrt wie das Verhältnis der genannten Widerstände, also wie 35 : 300 und wie 15020 : 300, verhalten würde. Im ersten Falle, der Verwendung von Brückenzündern,

würde durch den Zünder immer noch ein Strom von 0,897 Amp. fließen, im zweiten Falle würde die Stromstärke im Zünder jedoch nur 0,020 Amp. betragen und nicht zum Zünden der Schüsse ausreichen. Beim Schießen mit Spaltzündern sind Nebenschlüsse also viel gefährlicher als mit Brückenzündern. Wie in Ziff. 146 bei der Besprechung der Kondensatorzündmaschine ausgeführt wurde, kann die gefährliche Wirkung der Nebenschlüsse durch Parallelschaltung der Schüsse ausgeschaltet werden, da durch diese Schaltungsart der Widerstand der gesamten Zündanlage sehr klein wird.

Streuströme, auch Kriech- und Schleichströme genannt, treten auf, wenn beim Vorhandensein von Starkstromanlagen in den Grubenbauen durch Isolationsfehler Ströme entstehen, die sich durch leitende Teile im Grubengebäude fortpflanzen. Insbesondere kann bei Fahrdrahtlokomotivbetrieb die Schießarbeit durch frühzeitiges Zünden der Schüsse gefährdet werden.

Durch eine gute Schienenrückleitung hat man es verstanden, die Streuströme, die in ungünstigen Fällen eine Spannung bis 15 Volt erreichen können, sehr zu verringern.

5. Hilfsgeräte für die elektrische Zündung.

Als Hilfsgeräte werden alle Einrichtungen angesehen, die dazu dienen, elektrische Zünder, Zündleitungen oder ganze Zündanlagen auf ihre Leistungsfähigkeit zu überprüfen. Zur Feststellung des Stromdurchganges werden *Leitprüfer*, zur Feststellung des Stromes und des Widerstandes *Ohmmeter* gebraucht. Zu den Hilfsgeräten für die elektrische Zündung zählen auch die *Zündmaschinenprüfgeräte*.

152. — Leitprüfer. Leitprüfer oder Minenprüfer erlauben lediglich die Feststellung, ob der Stromkreis einer Zündanlage geschlossen ist. Bei Anlegen einer Spannung von 1,5 Volt an eine Zündanlage mit kleinen Widerständen (Brückenzünder) zeigt ein elektromagnetisches Schauzeichen das Fließen eines Stromes an. Bei Zündanlagen mit hohen Widerständen (Spaltzünder) darf das Schauzeichen nicht ansprechen; wird es dennoch sichtbar, ist ein Kurzschluß in der Zündleitung vorhanden.

Abb. 137. Ohmmeter.

153. — Ohmmeter. Den einfachen Leitprüfern vorzuziehen sind die Ohmmeter (Abb. 137), die nicht allein das Fließen des Stromes, sondern auch den jeweiligen Widerstand des Stromkreises anzeigen. Wegen ihrer Zuverlässigkeit und guten Handhabung werden sie fast ausschließlich verwendet.

Als Stromquelle dient auch hierbei eine Trockenbatterie von 1,6—4,0 Volt, die in das Meßgerät auswechselbar eingebaut ist. Mit Hilfe einer Stellschraube ist der Zeiger vor Ausführung der Messung auf den Wert 0 einzustellen. Wird bei Durchführung einer Messung ein Widerstand angeschlossen, so fließt ein Strom, der nach dem Ohmschen Gesetz um so kleiner wird, je größer der Widerstand ist. Der Zeiger zeigt auf der Skala den in der Anlage vorhandenen Widerstand an. Ist der Widerstand, etwa bei geöffnetem Stromkreis, unendlich groß, so fließt kein Strom und der Zeiger schlägt nicht aus.

154. — Beispiel einer Widerstandsmessung. Für das Schachtabteufen ist es besonders wünschenswert, die Widerstandsverhältnisse der fertigen Zündanlage genau nachprüfen zu können, da gerade hier infolge Versagens einzelner Schüsse leicht große Zeitverluste entstehen und Unglücksfälle die Folge sein können. Die Ein-

führung einer regelmäßigen Prüfung der Zündanlage leitet außerdem die Schießmannschaft zur Achtsamkeit an und erleichtert die Überwachung.

Bei einem Schachtabteufen möge nach Abb. 138 der Widerstand der Leitungen je 10 Ohm und derjenige der angeschlossenen 15 Brückenzünder 75 Ohm betragen. Das Ohmmeter muß nun insgesamt 95 Ohm Widerstand anzeigen. Zeigt es etwa 115 Ohm an, so ist die Verbindung der Zünder unter sich oder mit der Leitung schlecht. Bei nur 60 Ohm Widerstand liegt wahrscheinlich Kurzschluß am Ende der Leitung und bei weniger als 20 Ohm ein solcher in der Leitung selbst vor. Es ist allerdings möglich, daß gleichzeitig Übergangswiderstände und Nebenschlüsse

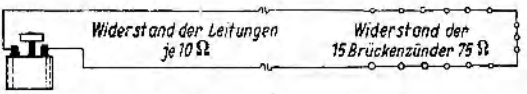


Abb. 138. Widerstandsverhältnisse einer Zündanlage.

vorhanden sind, die sich in ihrer Wirkung auf das Ohmmeter aufheben. Zeigt also das Ohmmeter den erwarteten Widerstand, so kann daraus noch nicht unbedingt geschlossen werden, daß die Zündanlage fehlerfrei ist. Wird jedoch eine Abweichung festgestellt, so darf keinesfalls geschossen werden. Der Widerstand einer in Ordnung befindlichen Kette aus Spaltzündern läßt sich nicht nachmessen, da die Meßgenauigkeit des Ohmmeters hierfür nicht ausreicht.

155. — Zündmaschinenprüfgeräte. Da der Zündvorgang in einer sehr kurzen Zeit vor sich geht, müssen die Zündmaschinen vollkommen einwandfrei arbeiten. Zur Prüfung der Leistungsfähigkeit sind Zündmaschinenprüfgeräte entwickelt worden, mit denen die im Bergbau monatlich vorgeschene Überprüfung der Zündmaschinen vorgenommen wird.

Abb. 139. Zündmaschinenprüfgerät.

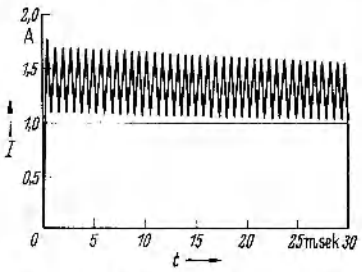


Abb. 140. Oszillogramm einer Zündmaschine.

Die Geräte sind mit Belastungswiderständen und Glimmlampen ausgestattet. Nach Anschließen an die Klemmen der zu prüfenden Maschine leuchtet die Glimmlampe des Prüfgerätes nur dann auf, wenn bei Betätigung der Maschine der gelieferte Zündstrom der vorgeschriebenen Stärke von 1 Amp. entspricht. Abb. 139 zeigt ein Zündmaschinenprüfgerät der Zünderwerke Ernst Brün, das nur der Prüfung einer Zündmaschinenbauart dient. Es werden auch Geräte gebaut, die für sämtliche Bauarten von Zündmaschinen geeignet sind. Die Prüfgeräte können auch in Schlagwettergruben verwendet werden.

Eine genaue Prüfung der Zündmaschinen, insbesondere der Bedingungen über die Stärke des Stromimpulses nach Ansprechen des Endkontaktes sowie über den ganzen zeitlichen Verlauf des Stromflusses, kann nur durch Aufnahme von Oszillogrammen mit Hilfe des Oszillographen erfolgen. Abb. 140 gibt das Oszillogramm einer Zündmaschine wieder, die allen amtlichen Anforderungen genügt.

6. Die Schaltung der Schüsse.

156. — Schaltungsweisen. Sollen mehrere Schüsse gleichzeitig gezündet werden, so können die Zünder auf verschiedene Weise an die Schießleitung angeschlossen oder in diese eingeschaltet werden. Man unterscheidet

die Hintereinanderschaltung, auch Reihen- oder Serienschaltung genannt, die Parallelschaltung und die gruppenweise Parallelschaltung.

Im Bergbau ist fast allgemein die Hintereinanderschaltung (Abb. 141) gebräuchlich, die am einfachsten auszuführen ist und auch am wenigsten zu Irrtümern Anlaß gibt. Die Zünder werden in beliebiger Reihenfolge untereinander verbunden und die beiden letzten Drähte an die Pole der Schießleitung angeschlossen. Alle Zünder erhalten bei dieser Schaltungsart unabhängig von ihrem Widerstand den gleichen Strom.

Bei der Parallelschaltung (Abb. 142) ist jeder Zünder mit seinen Drähten an einen Pol der Schießleitung angeschlossen. Der Strom durchfließt die Zünderkette in einander parallelen Teilströmen. Bei dieser Schaltungsweise verringert sich zwar der Widerstand proportional der Anzahl der parallel geschalteten Zünder, jedoch nimmt die von der Zündmaschine aufzubringende Stromstärke im gleichen Verhältnis zu. Solche hohen Strom-

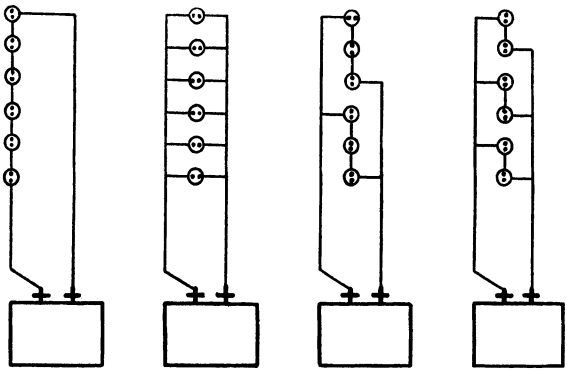


Abb. 141. Abb. 142. Abb. 143. Abb. 144.
Schaltungsweisen.

stärken werden aber von den gebräuchlichen, für Hintereinanderschaltung gebauten Zündmaschinen nicht abgegeben. Für Parallelschaltung ist daher die in Ziff. 146 beschriebene Kondensatorzündmaschine gebaut worden, mit der bis zu 80 Brückenzünder gezündet werden können. Die Parallelschaltung wird vorwiegend dort angewendet, wo Nebenschlüsse zu befürchten sind.

Die gruppenweise Parallelschaltung ist eine Verbindung der Hintereinander- und der Parallelschaltung. Die Abbildungen 143 und 144 zeigen diese Schaltungsweise für zwei und drei Gruppen. Man wendet die gruppenweise Parallelschaltung dann an, wenn die Leistungsfähigkeit einer Zündmaschine nicht für die Schußzahl ausreicht. Um einen zweiten Zündgang zu vermeiden, kann in Gruppen geschaltet werden, wodurch der Widerstand der Zündanlage verringert wird. Die Handhabung dieser Schaltung ist schwierig und erfordert geübte Leute. Die gruppenweise Parallelschaltung sollte daher möglichst vermieden und eine leistungsfähigere Zündmaschine beschafft werden.

7. Schlußbemerkungen.

157. — Vergleich der Zünderarten untereinander. Zugunsten der Verwendung von Brückenzündern mit ihren niedrigen Widerständen spre-

chen insbesondere die geringe Kurzschlußgefahr und die Möglichkeit einer vorherigen Prüfung der Zünder und der schußfertigen Zündanlage. Brückenzünder sind auch billiger als Spaltzünder. Spaltzünder haben den Vorteil, daß sie gegenüber elektrischen Streuströmen weniger empfindlich sind. Sie werden jedoch nur noch in geringem Umfange verwendet. Dieser Rückgang beruht nicht zuletzt darauf, daß es heute möglich ist, die Streustromgefahr weitgehend zu beseitigen.

158. — Vergleich der elektrischen Zündung mit der Zündschnurzündung. Die elektrische Zündung ist gegenüber der Zündschnurzündung wegen der Notwendigkeit der Beschaffung von Stromquellen, Leitungen und besonderen Zündern umständlicher und nimmt zu ihrer Durchführung mehr Zeit in Anspruch. Auch sind die Kosten höher als bei der gewöhnlichen Zündschnurzündung.

Ein zweifelloser Vorzug der elektrischen Zündung ist die Sicherheit gegen Schlagwettergefahr. Wenn diese Sicherheit auch nicht unbedingt und nicht unter allen Umständen vorhanden ist, so ist sie doch so groß, daß sie dem praktischen Bedürfnis völlig entspricht. In Schlagwettergruben ist daher die elektrische Zündung vorgeschrieben. Bei Momentzündung ist bei elektrischer Zündung die Gewähr für ein gleichzeitiges Kommen der Schüsse gegeben, wohingegen bei Zündschnurzündung nie ein gleichmäßiges Werfen zu erreichen ist. Auch bei Zeitzündern ist die elektrische Zündung wegen ihrer gleichmäßigen Brennzeitenabstände der Zündschnurzündung überlegen. Bei über 15 Schuß ist daher elektrische Zündung auch in nicht schlagwettergefährdeten Gruben vorgeschrieben. Eine zunehmende Bedeutung erlangt die elektrische Zündung in Betrieben der Steine und Erden und in Erzgruben durch Einführung von Millisekundenzündern, durch die die Stückigkeit des Haufwerks beeinflußt werden kann.

Gegenüber der Zündschnurzündung ist die elektrische Zündung durch das Fehlen jeden Rauches ausgezeichnet. Sie ist daher für die Leute zuträglicher, besonders in engen und schlecht bewetterten Grubenbauen. Auch in sicherheitlicher Hinsicht ist die elektrische Zündung der Zündschnurzündung überlegen. Da der Schuß zu einem genau bestimmbaren Zeitpunkte fällt, kann die Mannschaft in Ruhe und ohne Eile den entfernten, sicheren Schutzort aufsuchen und von hier aus in einem selbstgewählten Augenblick die Zündung auslösen. Bei Versagern bleibt man nicht wie bei der Zündschnurzündung längere Zeit im Ungewissen.

In wirtschaftlicher Beziehung machen sich die Vorteile der elektrischen Zündung erst bei einer größeren Anzahl von Schüssen bemerkbar. Die Zeit zum Verlegen und Zusammendrehen der Schießleitungen und die höheren Kosten werden aber durch die genauere und sichere Wirkung beim elektrischen Zünden weitaus aufgewogen. Man wird deshalb für größere Betriebspunkte mit großen Schußreihen die Schüsse elektrisch zünden. Bei kleineren Schußreihen ist die Zündschnurzündung vorzuziehen und wird hier wegen ihrer Einfachheit und Billigkeit ihren Platz behaupten.

D. Betriebsmäßige Ausführung der Sprengarbeit.

159. — Die Schlagpatrone. Die Patrone, in welche die Sprengkapsel eingeführt wird, heißt Schlagpatrone. Nach vorherigem Auffalten der Stirnseite der Patronenumhüllung drückt man mit Hilfe eines Holzdornes eine Vertiefung in Richtung der Längsachse und führt die Sprengkapsel so ein, daß deren Rand mit dem Rand der Patrone abschließt. Gewöhnlich wird die Schlagpatrone als zweitletzte Patrone eingeführt, und zwar so, daß der Boden der Sprengkapsel zum Bohrlochtiefsten zeigt. Dies geschieht, um nicht das erste Feststampfen des eingebrachten Besatzes unmittelbar über der Sprengkapsel vornehmen zu müssen. Auch bei der Beseitigung von Schußversagern, z. B. durch Ausblasen des Besatzes, trifft man nicht unmittelbar auf die Patrone mit der empfindlichen Sprengkapsel. Bei gut detonierenden Sprengstoffen hängt die Sprengwirkung nur unwesentlich davon ab, an welcher Stelle der Ladesäule die Schlagpatrone eingebracht wird. Pulversprengstoffe werden dagegen meist in der Mitte der Ladung gezündet. Eine Zündung von vorn birgt nämlich die Gefahr in sich, daß der Besatz wegen der geringen Explosionsgeschwindigkeit der Pulversprengstoffe aus dem Bohrloch geschleudert wird, ehe die ganze Ladung zur Detonation gekommen ist. Auch bei Sprengstoffen, deren Detonationsfähigkeit in längeren Ladesäulen gering ist, z. B. bei Chloratsprengstoffen, empfiehlt es sich, um den Weg der Detonationswelle zu verkürzen, die Schlagpatrone in der Mitte der Ladesäule anzuordnen. Besteht die Gefahr, daß eine Ladung durch die Nachbarladung teilweise weggerissen werden kann, ist es zweckmäßig, die Schlagpatrone noch tiefer in das Bohrloch einzuführen. Dadurch soll die Gefahr, daß nichtdetonierte Patronen im Haufwerk oder in Bohrlochpfeifen verbleiben oder frei detonieren, vermieden werden. Bei sehr langen Ladesäulen hat sich auch das Schießen mit zwei Schlagpatronen in einem Bohrloch bewährt.

Zum Laden der Bohrlöcher werden hölzerne Ladestöcke benutzt. Metallene oder eiserne Ladestöcke sind wegen der Gefahr der Funkenbildung bergpolizeilich verboten. Beim Einbringen der Patronen muß jede Gewaltanwendung vermieden werden. Dies gilt besonders für die Schlagpatrone, da starke Stoß- und Druckwirkungen die Sprengkapsel oder den Sprengstoff zur Detonation bringen können.

160. — Der Besatz. Der Besatz hat die Aufgabe, das Bohrloch so lange verschlossen zu halten, bis die Umsetzung des Sprengstoffes vollzogen ist. Er bewirkt dadurch eine bestmögliche Ausnutzung der Sprengkraft. Bei der Verwendung von Pulversprengstoffen ist es besonders wichtig, einen guten und ausreichenden Besatz einzubringen. Bei zu sparsamem Verbrauch würde der sich entwickelnde Gasdruck den Besatz aus dem Bohrloch herausdrücken, bevor die vom Sprengstoff zu leistende Arbeit verrichtet worden ist. Pulversprengstoffe detonieren überhaupt nur unter vollständigem Einschluß.

Brisante Sprengstoffe kommen auch ohne Besatz zur Detonation. Ein Besatz ist aber auch bei ihnen in jedem Falle angebracht, um die Wirkung des Detonationsdruckes zu unterstützen. Außerdem ist der Besatz ein ganz wesentliches Mittel zur Verhütung von Schlagwetter- und Kohlenstaub-

explosionen infolge einer aus dem Bohrloch austretenden Schußflamme. Durch geeigneten und ausreichenden Besatz ist es möglich, jeden Schuß explosionsungefährlich zu machen. Die sichernde Wirkung des Besatzes ist um so größer, je länger er ist. Auf Schlagwettergruben ist daher vorgeschrieben, daß bei Bohrlöchern bis zu 1,50 m Länge der Besatz mindestens ein Drittel der Bohrlochlänge einnimmt. Bei kurzen Bohrlöchern muß wenigstens 30 cm Besatz und bei über 1,50 m langen Bohrlöchern 0,50 m Besatz vorhanden sein.

161. — Das Besatzmaterial. Wegen seiner plastischen Beschaffenheit sind Letten und Lehm die verbreitetsten Besatzstoffe im Bergbau. Zum einwandfreien Einbringen des Besatzes in die Bohrlöcher wird das Material geknetet und zu Nudeln geformt. Meist stellt der Bergmann die Nudeln selbst her, was wegen der umständlichen und zeitraubenden Arbeit häufig die Ursache für eine zu sparsame Verwendung von Besatz ist. Manche Gruben fertigen daher durch maschinell angetriebene Besatznudelpressen die Lettennudeln über oder unter Tage an. Die Leistung einer solchen Presse beträgt bis 2000 Stück je Stunde. Damit die Nudeln nicht zu trocken werden, ist eine regelmäßige, etwa alle 2—3 Tage erfolgende Belieferung der Betriebspunkte zweckmäßig. Gelegentlich setzt man auch den Ausgangsstoffen geringe Mengen wasseranziehender Stoffe zu, um damit eine längere Brauchbarkeit der Besatznudeln zu ermöglichen. Hoher Wasserzusatz macht das Material indessen zu weich, so daß es beim Einbringen leicht an den Bohrlochwandungen und am Ladestock hängenbleibt oder durchstoßen wird.

Als Besatzstoffe waren früher Mischungen von Letten und Sand, ferner bei abwärtsgerichteten Bohrlöchern loser Sand in Gebrauch. Wegen seiner Silikosegefährlichkeit ist Sand heute nicht mehr für Besatzzwecke zugelassen. Auch feingemahlener Tonschiefer, der in feuchtem Zustand plastische Eigenschaften aufweist, ist als Besatz nicht mehr erlaubt.

Es liegt nahe, den Besatz in loser Form mechanisch einzubringen, um Zeit zu sparen und den gesamten Querschnitt des Bohrloches voll auszufüllen. Derartige Verfahren haben sich jedoch wegen ihrer Umständlichkeit wenig eingeführt. Das bekannteste, gelegentlich noch anzutreffende Verfahren ist das von HERDEMERTEN, bei welchem schwach angefeuchteter Kalksteinstaub aus einem Behälter durch Druckluft in das Bohrloch eingeblasen wird.

In nach unten gerichteten Löchern eignet sich auch Wasser als Besatz, da es nicht zusammendrückbar ist und den Besatzraum vollkommen ausfüllt. Auch trägt Wasser dazu bei, einen Teil der Schußschwaden und Staub unmittelbar nach dem Abtun der Schüsse niederzuschlagen. Wasser ist hingegen nur bei der elektrischen Momentzündung anwendbar. Bei der elektrischen Zeitzündung hat sich der Nachteil ergeben, daß vorher kommende Schüsse die Schlagpatronen späterer Schüsse an den Zünderdrähten herausreißen, da Wasser die Ladungen nicht verdämmt und daher nicht festhält.

Im Salzbergbau wird vielfach das angefallene Bohrmehl zum Besetzen der einzelnen Schüsse benutzt. Zum schnelleren Einbringen in die Bohrlöcher wird es zweckmäßig in Papier- oder Kunststoffhülsen gefüllt. Der Zeitersparnis wegen verzichtet man im Salzbergbau häufig auf den Besatz überhaupt und nimmt einen höheren Sprengstoffverbrauch in Kauf.

162. — Vorgabe und Lademenge. Unter Vorgabe versteht man denjenigen Gebirgsteil, der durch den Schuß gelöst und geworfen werden soll. Die Größe der Vorgabe ist von der Gesteinsstruktur und der Größe und Art der Ladung abhängig. Absonderungsflächen und Klüfte stören den Zusammenhang des Gesteins, wodurch die rißbildende Wirkung des Detonationsdruckes beeinträchtigt wird. In stark klüftigem Gebirge können die Sprenggase in die Klüfte eindringen, wodurch die Auswurfkraft geringer wird. Bei sehr starker Kluftbildung haben die Sprengkräfte keine Gelegenheit, das Gestein zu zerkleinern, so daß auf den Gleitflächen größere Stücke herausgeschleudert werden. Auch Streichen und Einfallen ist für die Form des Ausbruches von Bedeutung. Der kleinste Wurftrichter ergibt bei sich einem Streichen parallel zur Stoßlinie und einem Einfallen von 90°.

Die Größe der Ladung ist insofern wesentlich, als von ihr in stärkstem Maße die Form des Auswurftrichters abhängt. Unterladene Schüsse haben eine geringe Wirkung. Überladene Schüsse sind wegen des unnötigen Sprengstoffmehrverbrauches und der zu starken Schleuderwirkung nicht zu rechtfertigen. Je nach der Größe des Verhältnisses der Ladehöhe h zum Durchmesser d der Ladesäule werden drei Ladungsarten unterschieden:

die geballte Ladung, wenn das Verhältnis kleiner als 2 ist,
die geballt-gestreckte Ladung bei einer Größe des Verhältnisses zwischen 2 und 4 und
die gestreckte Ladung, wenn das Verhältnis größer als 4 ist.

Für grobstückig anfallendes Haufwerk, wie z. B. vielfach in Steinbrüchen, kommen nur geballte und geballt-gestreckte Ladungen in Betracht. Für feinstückiges Gut ist eine gestreckte Ladung am geeignetsten, so daß im Untertagebergbau diese Ladungsart fast ausschließlich angewendet wird.

Eine Berechnung von Lademengen ist immer wieder versucht, bisher aber nur unvollkommen erreicht worden. Bekannt ist seit langem, daß die Vorgabe in einem Potentialverhältnis zur Lademenge steht. Nachteilig bei jeglicher Berechnung ist die Einbeziehung von Faktoren, die die Eigenschaften des Gesteins, der Ladung und des Sprengstoffes berücksichtigen. sollen. Die gebräuchlichste Sprengformel ist die von LARES[1]. Sie lautet $L = m w^2 q$. Hierbei ist L die Lademenge in kg, m ein Multiplikator mit der Dimension m, w die Vorgabe in m und q der spezifische Aufwand des Sprengstoffes in kg/m³ Wurftrichter. Der Faktor q, der die Gesteins- und Sprengstoffverhältnisse einschließt, setzt sich wiederum aus mehreren Faktoren zusammen.

163. — Hohlraumschießen. Dem Hohlraumschießen liegt der Gedanke zugrunde, durch Einschaltung von Hohlräumen innerhalb der Ladesäule den Sprenggasen eine größere Ausdehnungsmöglichkeit zu geben. Es wird dadurch eine starke Zertrümmerung der Vorgabe vermieden und Sprengstoff eingespart. Das Hohlraumschießen kann nur in Gesteinen angewandt werden, wo die Ladungen keinen sehr großen Gasdruck zu entwickeln brauchen. Auch kommt es nur bei Schüssen mit freier Vorgabe in Betracht. Da ferner der grobstückige Anfall durch Anwendung des Hohl-

[1] LARES, H.: Zur Frage der genaueren Berechnung bergmännischer Sprengladungen, Z. ges. Schieß- und Sprengstoffw. 1933.

raumschießens in Gesteinsbetrieben zu Schwierigkeiten bei der Ladearbeit führen kann, wird das Hohlraumschießen heute nur noch im Salz- und Kalibergbau angewendet. Das Hohlraumschießen bei der Hereingewinnung der Kohle ist durch das kombinierte Schießen abgelöst worden.

Die gebräuchlichste Art des Hohlraumschießens besteht in der Einschaltung eines Hohlraumes zwischen Besatz und Sprengladung. Auch die Verteilung des Hohlraumes zu beiden Seiten der Sprengladung ist üblich. Im Salzbergbau werden vielfach die Hohlräume zwischen die einzelnen Patronen gelegt. Durch Benutzung von Sperrkörpern wird die genaue Einhaltung der Patronenabstände, die meist bei 5—10 cm je Patrone liegen, ermöglicht.

164. — Kombiniertes Schießen. Unter kombiniertem Schießen versteht man die Anwendung von zwei Sprengstoffarten im gleichen Bohrloch. Der stärkere Sprengstoff muß hierbei grundsätzlich in das Bohrlochtiefste geladen werden. In Kali- und Eisenerzgruben wird das kombinierte Schießen angewandt, um Einsparungen an teurem brisanten Sprengstoff vorzunehmen und gleichzeitig ein genügend kleinstückiges Haufwerk zu gewinnen. Auf Erzgruben haben sich Kombinationen von 50 Gew.-% Chloratit 3 und 50 Gew.-% Dynamit 1 sowie 30 Gew.-% Ammon-Gelit 3 und 70% Donarit 1 gut bewährt.

Das kombinierte Schießen hatte auch beim Schießen in der Kohle Verbreitung gefunden, hat jedoch seit der Entwicklung der Wettersprengstoffe der Klasse III keinerlei Bedeutung mehr. Die häufigste Sprengstoffkombination war hierbei Wettersprengstoff in Verbindung mit den Übertragungssprengstoffen Wetterbikarbit A oder Wetterastralit A.

165. — Die Schießarbeit beim Auffahren von Gesteinsstrecken. — Allgemeines[1]**.** Bei der Schießarbeit im Gesteinsstreckenvortrieb sind außer dem Ortsstoß keine freien Flächen vorhanden, nach denen hin die Schüsse wirken können. Da die Wirkung der Sprengladung um so besser ist, je mehr freie Flächen vorhanden sind, ist es eine wichtige Aufgabe, solche Flächen zu schaffen. Neben der Wahl des Sprengstoffes ist das richtige Ansetzen der Bohrlöcher und die Zündfolge von großer Bedeutung für den Erfolg des Abschlages.

Man unterscheidet zwischen dem Schießen aus dem Vollen und dem Schießen mit Einbruch. Das *Schießen aus dem Vollen* ist dadurch gekennzeichnet, daß man parallele Bohrlöcher in der Ortsbrust verteilt und sie in einem Zündgang abtut. Mit diesem Verfahren ist es z. B. möglich, einen beschleunigten Streckenvortrieb durchzuführen, indem erst ein kleiner Querschnitt aufgefahren wird, den man später durch Nachreißen auf den gewünschten Querschnitt erweitert. Wegen des hohen Sprengstoffverbrauches und der begrenzten Tiefe der Bohrlöcher wird das Schießen aus dem Vollen im Bergbau heute kaum noch angewendet.

Das heute fast allein benutzte Sprengverfahren ist das *Schießen mit Einbruch*. Der Einbruch dient dazu, aus dem vollen Gebirge zunächst ein Stück herauszusprengen. Durch entsprechende Anordnung der Bohrlöcher und durch zeitlichen Abstand der Zündung wird jedem folgenden Schuß

[1] Fischer, G.: Betrachtungen zur Schießarbeit beim Gesteinsstreckenvortrieb. Glückauf 1954 S. 1111.

eine eigene freie Fläche verschafft. Die nicht zum Einbruch gehörenden Schüsse haben die Aufgabe, den Querschnitt auf das erforderliche Maß zu erweitern. Die Art und das Gelingen des Einbruches ist daher für die Länge des jeweils zu schießenden Abschlages ausschlaggebend.

166. — Grundformen der Einbrüche. Die einfachste Art des Einbruchs besteht darin, die freien Flächen ohne Schießarbeit herzustellen. Dies läßt sich naturgemäß nur in weicheren Gesteinen durchführen, wie z. B. im Dachschiefer oder im Abbaustreckenvortrieb des Steinkohlenbergbaus. In härteren Gesteinen ist das Schießen der Einbrüche die Regel. Die Vielzahl der verschiedenen Einbruchsarten läßt sich auf vier Grundformen zurückführen. Es sind dies der Kegel-, der Keil-, der Dreiecks- und der Brennereinbruch.

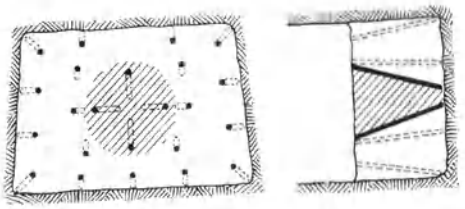


Abb. 145. Kegeleinbruch.

Beim *Kegeleinbruch* (Abb. 145) werden vier oder mehr Löcher so aufeinander zulaufend gebohrt, daß er sich nach Abtun der Schüsse kegelförmig aus der Mitte des Ortsstoßes heraushebt. Entgegen einer weitverbreiteten Meinung dürfen die Enden der Bohrlöcher nicht auseinanderliegen, vielmehr müssen sie möglichst in einem Punkt zusammenlaufen. Die vereinten Ladungen der Einbruchschüsse wirken alsdann im Tiefsten als geballte Ladung und werfen das Gestein sicher aus. Anderenfalls sind Bohrlochpfeifen die Folge.

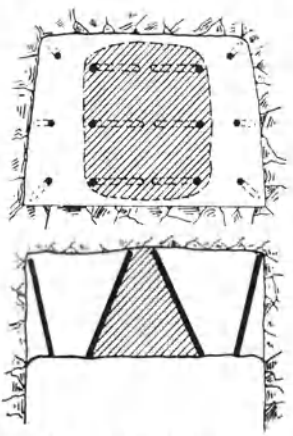


Abb. 146. Keileinbruch.

Der Kegeleinbruch ist übersichtlich, leicht zu bohren und benötigt nur wenige Löcher. Er hat jedoch den Nachteil, daß jedes Loch einen neuen Maschinenstandort verlangt, was bedeutungsvoll bei der Anwendung schwerer Bohrgeräte ist, die nicht in der Hand gehalten werden. Außerdem sind mit ihm nur geringe Abschlaglängen möglich, und zwar im allgemeinen von nicht mehr als 50% der Streckenbreite.

Beim *Keileinbruch* wird der Einbruch durch in senkrechten oder waagerechten Reihen angeordneten Schüssen keilförmig herausgeschossen. (Abb. 146.) Die Bohrlöcher werden zweckmäßig unter einem Winkel von etwa 45° angesetzt, wobei die symmetrischen Löcher in der Mitte aufeinanderstoßen. Ein Verlängern des Keils durch Ansetzen der Bohrlöcher unter stumpferem Winkel ist zwecklos, weil dann der im Bohrlochtiefsten sitzende Teil der Sprengladung gegen das feste Gebirge gerichtet und somit wirkungslos ist. Zur Erzielung einer größeren Einbruchtiefe schaltet man häufig mehrere Keileinbrüche hintereinander, wobei die Bohrlöcher beim zweiten und den folgenden Einbrüchen flacher angesetzt werden können.

Die Vorteile des Keileinbruches sind seine Übersichtlichkeit und Einfachheit sowie die geringe Bohrlochzahl. Durch die symmetrische Anordnung können zwei Mann gleichzeitig bohren. Jedoch sind auch mit ihm nur geringe Abschlaglängen möglich, die etwa 65% der Streckenbreite betragen.

Der Dreieckseinbruch liegt nicht in der Mitte des Ortsstoßes, sondern entweder mehr zur Firste oder Sohle oder mehr zu einem der beiden Stöße hin. Der Einbruch wird durch eine senkrechte oder waagerechte Reihe schräger Schüsse dreieckig herausgeschossen. Die Bohrlöcher sind dabei so gegen die Ortsbrust gerichtet, daß die Sprengladungen nach der freien Fläche hin wirken können (Abb. 147). Um die Vorgabe zu vergrößern, können mehrere Schüsse hintereinandergeschaltet werden.

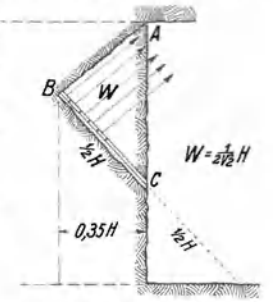


Abb. 147. Dreieckseinbruch.

Beim Dreieckseinbruch sind die notwendigen Bohrmeter und der Sprengstoffverbrauch je m³ Gestein gering, da jedes Bohrloch eine eigene Vorgabe besitzt. Auch können alle Löcher von einem Maschinenstandort aus gebohrt werden. Die erreichbare Einbruchtiefe ist aber noch geringer als beim Kegel- und Keileinbruch und beträgt im allgemeinen nur 40% der Streckenbreite.

Der *Brennereinbruch* wird meist in der Mitte des Ortsstoßes angesetzt und durch vier bis neun parallele Löcher, von denen einige nicht geladen sind, röhrenförmig herausgeschossen (Abb. 148). In dem abgebildeten Beispiel wird das mittlere Loch nicht geladen. Die für die einzelnen Gesteinsarten

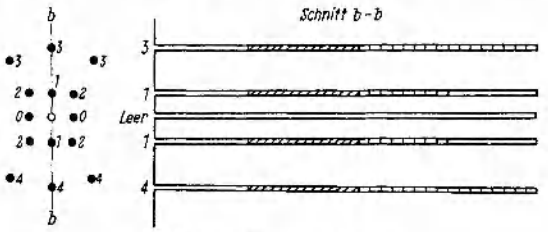


Abb. 148. Brennereinbruch.

geeignetsten Formen des Brennereinbruches müssen durch Versuche ermittelt werden. Im Ruhrgebiet und an der Saar läßt man bis zu sechs Bohrlöcher ungeladen[1, 2].

Das Verfahren des Brennerschießens ist im Salzbergbau schon länger bekannt und wird hier als Kanonenschießen bezeichnet. Die zur besseren Zertrümmerung notwendigen Entlastungslöcher müssen hierbei mit größerem Durchmesser gebohrt werden[3]. Wichtig beim Brennereinbruch ist, daß

[1] Jahn, R.: Der Brennereinbruch beim Auffahren von Gesteinsstrecken nach Versuchs- und Betriebsergebnissen auf den Zechen Neu-Iserlohn und Robert Müser, in „Mechanisches Auffahren von Strecken", S. 51. Essen: Verlag Glückauf 1950.

[2] Helfritz, H.: Der Brennereinbruch im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1949 S. 143.

[3] Ebeling, V.: Erfahrungen mit dem Brennereinbruch im Salzbergbau. Glückauf 1949 S. 494.

alle Löcher genau parallel zur Vortriebsrichtung verlaufen. Sie müssen so nahe beieinanderliegen, daß die zwischen ihnen stehenbleibenden Gesteinsrippen zertrümmert werden. Die Einbruchlänge ist von der Streckenbreite unabhängig. Es sind im Salzbergbau schon Einbruchtiefen bis 4,80 m erreicht worden. Vorteilhaft ist auch, daß sich diese Einbruchsart mit ihren dicht beieinanderliegenden parallelen Bohrlöchern vorzüglich für den Einsatz von Bohrwagen eignet. Andererseits setzt das Bohren eines Brennereinbruches ein gewisses fachliches Können voraus. Sofern nicht eine Mindestlänge des Abschlages, und zwar etwa 3 m überschritten wird, ist er teurer als alle anderen Einbrucharten. Der Brennereinbruch hat sich in stark wechselndem und im klüftigen Gestein nicht bewährt.

Neuerdings sind erfolgreiche Versuche unternommen worden, ein Großbohrloch von 220 mm Durchmesser als Einbruch zu benutzen und dadurch das Auffahren von Gesteinsstrecken zu beschleunigen[1]. Gegenüber der Auffahrung mit den üblichen Einbrüchen konnte die Abschlaglänge erhöht und die Zahl der Bohrlöcher verringert werden. Das Großbohrloch kann in der Länge der Auffahrung, z. B. einer Woche, oder gleichzeitig mit den Sprenglöchern hergestellt werden.

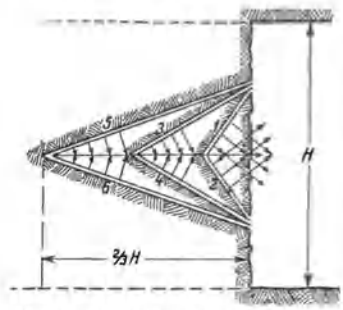


Abb. 149. Hintereinander folgende Keileinbrüche.

167. — Abarten dieser Einbrüche. Aus den vier Grundformen haben sich zahlreiche Abarten entwickelt. Sie erlauben eine größere Abschlagstiefe zu erreichen oder besondere Eigenschaften des Gebirges auszunützen oder auch Bohrlöcher und damit Sprengstoff einzusparen. Zur Erzielung eines tieferen Einbruches werden beim Kegel- und Keileinbruch häufig immer spitzer werdende Einbrüche hintereinandergebohrt, wie es Abb. 149 am Beispiel eines mehrfachen Keileinbruchs zeigt. Der ursprüngliche Einbruch heißt kleiner Einbruch, während die Erweiterung als großer Einbruch bezeichnet wird. Mit dem mehrfachen Kegel- und Keileinbruch sind Abschlaglängen von 70—80% der Streckenbreite erreichbar.

In leichter sprengbarem Gestein und bei großen Querschnitten hat sich der sogenannte *Scherenpflugeinbruch* bewährt (Abb. 150)[2]. Er ist eine Abart des mehrfachen Keileinbruches, jedoch werden bei ihm auf einer Seite mehrere Schüsse gespart. Er erreicht die gleiche Abschlagstiefe wie der mehrfache Keileinbruch, aber mit einem geringeren Aufwand an Bohrmetern und Sprengstoff. Ein mehrfacher Dreieckseinbruch ist der *Fächereinbruch*. Er wird durch fächerförmig angeordnete Schußreihen zum Stoß, zur Firste oder zur Sohle hin herausgeschossen. Gewöhnlich werden die Bohrlöcher in waagerechten Reihen angesetzt, wie es Abb. 151 darstellt. Beim Fächereinbruch ist die notwendige Bohrmeterzahl und der Sprengstoffverbrauch

[1] Steiner, F.: Großlochbohren beim Auffahren von Gesteinsstrecken. Glückauf 1952 S. 987.

[2] Atlas Diesel, Stockholm und Sandvikens Jernverks, Sandviken, Handbuch für Sprengarbeiten. Stockholm 1952.

gering, da jedes Loch seine Vorgabe hat. Diese Einbruchsart ist für den Einsatz von Säulenbohrmaschinen sehr geeignet. Bei geringen Ausbruchsquerschnitten ist es allerdings schwierig oder sogar unmöglich, lange Bohrstangen in die richtige Lage zu bringen.

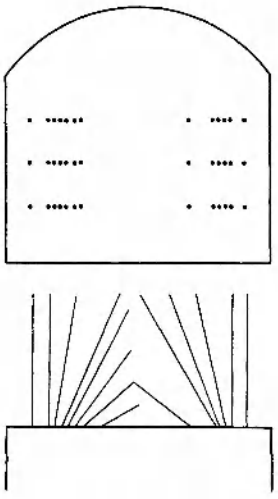


Abb. 150. Scherenpflugeinbruch.

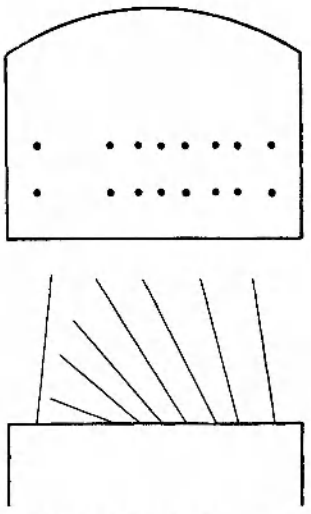


Abb. 151. Fächereinbruch.

Im Kalibergbau wird in den dort vielfach üblichen breiten Strecken und Örtern der gesamte Abschlag ohne Kranzschüsse durch Fächer hereingeschossen. Der eine Stoß bleibt dabei stets um eine Abschlaglänge zurück. Der unterste, zuletzt kommende Schuß wirft das gesamte Haufwerk zum anderen Stoß hinüber und macht die linke Seite der Strecke für den Beginn der neuen Bohrarbeiten frei. Besonders im Werragebiet ist ein ähnliches Verfahren verbreitet, dessen Schema Abb. 152 wiedergibt. Bemerkt sei, daß zu jeder Schußreihe — im Kalibergbau „Gang" genannt — je nach Streckenbreite 3—4 übereinanderliegende, parallel verlaufende Löcher gehören (Abb. 153). Die an der Firste gelegenen werden „Firstlöcher", die an der Sohle gelegenen „Kraucher" genannt.

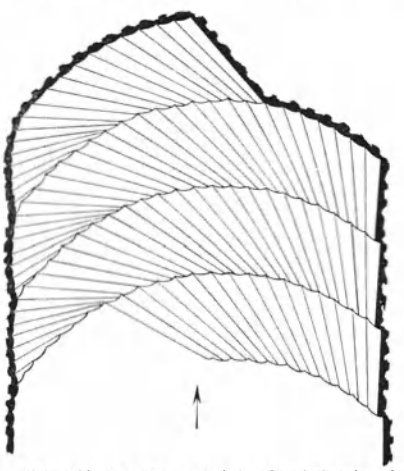


Abb. 152. Streckenvortrieb mit Stoßeinbruch im Kalibergbau.

Eine weitere Abart des Fächereinbruches ist der sogenannte *Triangeleinbruch*, bei dem die Löcher dreieckförmig auf Lücke angeordnet sind, wie es Abb. 154 zeigt. Da die Schüsse infolge der zickzackförmigen Schußanordnung besonders wirksam sind, benötigt diese Einbruchart eine kürzere Bohrloch-

länge und weniger Sprengstoff als der Fächer- und Scherenpflugeinbruch. Er ist besonders für feste Gesteine geeignet.

Beim *vereinigten Keil- und Dreieckseinbruch* werden die inneren Bohrlöcher meist V-förmig als Dreieckseinbruch angeordnet, während der äußere Einbruch keilförmig gebohrt wird (Abb. 155). Bei vollmechanisierten Gesteinsstreckenvortrieben wird er immer mehr angewandt. Sein Vorteil ist eine große Abschlaglänge bei geringem Bohrmeter- und Sprengstoffaufwand. Er ist auch für sehr festes Gestein geeignet sowie für kleinere Ausbruchsquerschnitte.

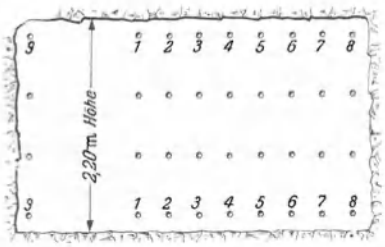


Abb. 153. Schußanordnung beim Streckenvortrieb auf Kalisalzgruben.

168. — Einbrüche auf Lösen. Das Einbruchsschießen wird sehr erleichtert, wenn das Gebirge deutlich ausgeprägte Schichtflächen oder Ablösungen aufweist. Durch geschickte Ausnutzung dieser Lösen kann der Bohrmeter- und Sprengstoffaufwand erheblich eingeschränkt werden.

Der *Scheibeneinbruch* ist eine Abart des Keileinbruches und kann dort angewandt werden, wo ausgeprägte Schichtflächen parallel zur Vortriebsrichtung verlaufen. Beim Auffahren von Abbaustrecken im Steinkohlenbergbau ist er die Regel.

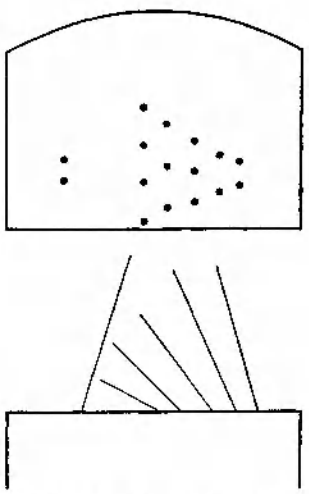


Abb. 154. Triangeleinbruch.

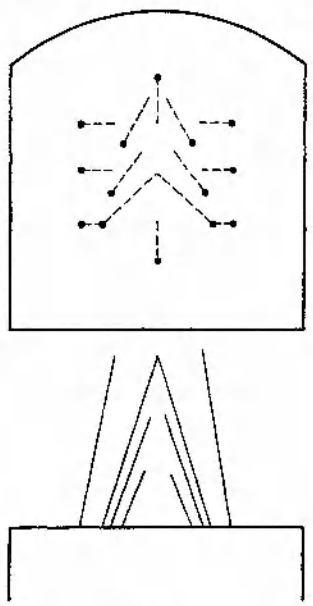


Abb. 155. Vereinigter Keil- und Dreieckseinbruch.

Bei ausgeprägten Lösen kommt für streichende und querschlägige Vortriebsrichtung der *Löseneinbruch* in Betracht. Bei flacher Lagerung bis etwa 10° ist der *Sohl- oder Firstlöseneinbruch* anwendbar. Bei ihm wird nach Art des Fächereinbruches mit Hilfe der Lösen der Einbruch dreieckförmig herausgeschossen. Dabei kann der Einbruch je nach dem Schichtenein-

fallen an der Sohle oder an der Firste liegen. Die Einbruchslöcher sollen hierbei möglichst steil auf das Lösen auftreffen. Bei einem Einfallen von 10—65° ist für querschlägige Vortriebsrichtung der *Schräglöseneinbruch* anzuwenden (Abb. 156). Hierbei wird der Einbruch nach Art des Fächereinbruches auf einer ausgeprägten Schichtfläche herausgeschossen. Fallen die Lösen dem Orte zu, so liegt der Einbruch unten, im anderen Falle oben. Bei steilen Einfallen über 60° hat sich der *Stoßlöseneinbruch* bewährt. Der Einbruch liegt dann an einem der beiden Stöße. Die Einbrüche auf Lösen setzen eine große Erfahrung und Anpassungsfähigkeit der Bohrleute voraus. Infolge falscher Einschätzung der Ablösungsflächen sind leicht Fehlschläge möglich, so daß trotz ihres höheren Sprengstoffaufwandes besonders beim beschleunigten Vortrieb von Gesteinsstrecken die in Ziff. 166 beschriebenen Formen der Einbrüche oder ihre Abarten bevorzugt werden.

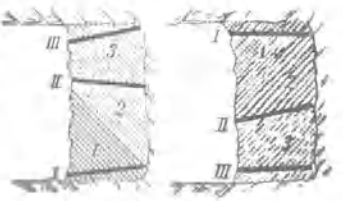


Abb. 156. Schräglöseneinbruch.

169. — Besonderheiten beim Einbruchschießen. Gelegentlich ist es erforderlich, die Schleuderwirkung der Einbruchsschüsse abzuschwächen, z. B. um die Lademaschine nicht zu weit zurückfahren zu müssen oder um den Ausbau nicht zu gefährden. Nach Abb. 157 ist dies dadurch möglich, daß die Schüsse eines kleinen Einbruches zugleich mit den Schüssen der vom vorhergehenden Abschlag zurückstehenden Sohle abgeschossen werden. Das aus dem Einbruch in die Strecken geschleuderte Gestein wird auf diese Weise von dem Haufwerk der Sohlenschüsse getroffen und gegen die Firste abgelenkt.

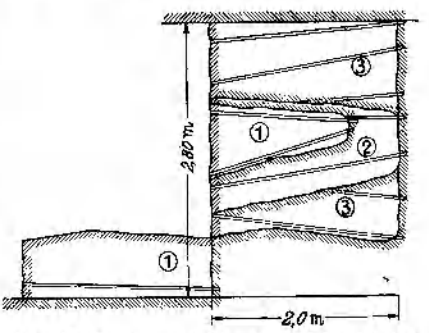


Abb. 157. Streckenvortrieb mit zurückstehender Sohle.

In Streckenkurven muß auf den Ausbau besondere Rücksicht genommen werden. Verbleibt nämlich der Einbruch in der Mitte und behält der Ortstoß seine rechtwinkelige Stellung zur Kurvenachse bei, so wird das herausgeschossene Gestein auf kurze Entfernung gegen den Stoß und gegen den Ausbau geschleudert. Wird dagegen der Ortstoß schräg zur Kurvenachse gestellt, so ist es möglich, den Ausbau durch die günstigere Wurfrichtung des Haufwerks zu schonen.

170. — Der Sprengstoffverbrauch beim Gesteinsstreckenvortrieb. Der Sprengstoffverbrauch hängt beim Gesteinsstreckenvortrieb neben der Gesteinsart vorwiegend vom Sprengstoff ab. Ein Sprengstoff mit hoher Brisanz erzeugt bei kleinerer Ladedichte eine größere Wirkung als ein solcher mit geringer Sprengkraft. Der Sprengstoffverbrauch ist ferner abhängig von dem Verhältnis des Bohrloch- zum Patronendurchmesser. Die Verwendung von kleineren Patronendurchmessern in großen Bohrlöchern ist wegen der ge-

ringen Sprengkraft als unwirtschaftlich abzulehnen. Um demnach eine größere Schußleistung zu erzielen, muß in solchen Bohrlöchern die Sprengstoffmenge erhöht oder ein kräftigerer Sprengstoff benutzt werden. Auch durch Verwendung längerer Patronen wird die gleiche Wirkung erzielt[1]. Bei Streckenquerschnitten zwischen 6 und 12 m^2 schwankt der Sprengstoffbedarf bei Wettersprengstoffen zwischen 1 und 2 kg und mehr je m^3 Gestein. Bei brisanten Gesteinssprengstoffen ist er geringer. Aus den Kurven der Abb. 158 ist seine Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt und von der Gesteinsart zu erkennen. Sie zeigen, daß der Sprengstoffverbrauch je m^3 mit zunehmendem Querschnitt abnimmt, und zwar sehr stark in der Spanne zwischen 2 und 8 m^2 und wesentlich schwächer bei größeren Querschnitten. Außerdem ist aus ihnen zu ersehen, daß Tonschiefer und Sandschiefer im Verbrauch nur wenig voneinander abweichen, während Sandstein sich von den beiden vorgenannten Gesteinsarten stärker unterscheidet. Dieser Unterschied nimmt mit abnehmendem Querschnitt, bei dem die Gesteinsverspannung im Vergleich zu der Gesteinsfestigkeit eine größere Rolle spielt, zu.

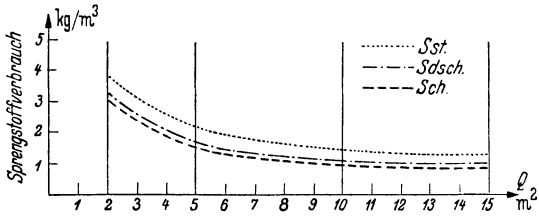


Abb. 158. Abhängigkeit des Sprengstoffverbrauches vom Streckenquerschnitt und der Gesteinsart (nach WEDDIGE).

Die Sprengstoffkosten machen im Ruhrgebiet von der Summe der Sprengstoff- und Lohnkosten 20—25% im Schiefer, 25—30% im Sandschiefer und 30—35% im Sandstein aus. Allgemein gilt, daß die Summe der Lohn- und Sprengstoffkosten bei steigendem Anteil der Sprengstoffkosten geringer wird. Der Sprengstoffverbrauch im Steinkohlenbergbau beträgt rd. 110 g/t, im Erzbergbau rd. 350 g/t Fördergut.

171. — Die Abschlaglänge. Das Ausmaß des mit der Schießarbeit verbundenen abschnittsweisen Vorrückens des Ortstoßes beim Streckenvortrieb und Aufbruch oder der Schachtsohle beim Abteufen wird Abschlag genannt. Da selten aus dem Vollen geschossen wird, setzt er sich im allgemeinen aus Einbruch und Kranz zusammen.

Die Länge des Abschlags hängt von der Tiefe des Einbruches ab. Die Kranzschüsse dürfen höchstens 10—15 cm tiefer gebohrt werden als der Einbruch, da andernfalls die Schüsse keine freie Fläche haben und infolgedessen unter Stehenlassen von Bohrlochpfeifen den Sprengstoff verpuffen lassen.

Um den Wechsel der Arbeitsvorgänge geringer und damit die Zeitausnützung günstiger zu gestalten, sollte man stets einen möglichst langen

[1] MORHENN, E.: Ergebnisse von Sprengversuchen und Betrachtungen über die Detonation von Sprengstoff in Bohrlöchern in bergbaulichen Betrieben. Nobelhefte 1954 S. 1.

Abschlag anstreben. Wie in Ziff. 166 angeführt wurde, ist die Länge des Einbruches von der Einbruchsart, vom Gestein sowie von der Größe des Querschnittes abhängig.

Vielfach ist es jedoch nicht möglich, die schießtechnisch günstigste Abschlaglänge auszunutzen. Es ist dies z. B. dann der Fall, wenn nur ein etwas kürzerer Abschlag in einer Schicht hereingewonnen und geladen werden kann, ein längerer wegen der größeren Bohrmeterzahl und Haufwerksmenge dagegen mehr Zeit erfordern würde. Außerdem ist in diesem Zusammenhang der Sprengstoffbedarf und damit die Höchstlademenge je Abschlag zu berücksichtigen, die bei Gesteinssprengstoffen 50 kg beträgt. Die für einen Abschlag verwendbare Höchstlademenge ist zunächst durch diese Höchstmenge begrenzt und bei Wettersprengstoffen außerdem noch durch die zulässige Höchstlademenge je Schuß[1]. Diese beträgt im OBA-Bezirk Bonn 8 Patronen = 800 g bei nicht ummantelten und 10 Patronen = 1250 g bei ummantelten Wettersprengstoffen und 2500 g bei den Wettersprengstoffen der Klasse III. Im OBA-Bezirk Dortmund ist sie für die Wettersprengstoffe der Klassen I und II doppelt so hoch und für die Klasse III unbegrenzt. Infolge ihrer im Vergleich mit den Gesteinssprengstoffen geringeren Wirksamkeit erfordern Wettersprengstoffe mehr Bohrlöcher je Abschlag, deren Zahl im allgemeinen zwischen 1,5 und 3 je m² liegt. Auch schränkt die begrenzte Lademenge von Wettersprengstoffen die Abschlaglängen ein. Bei 8 Patronen von je 10 cm Länge (nicht ummantelte Wettersprengstoffe) und 10 Patronen von je 11 cm (ummantelte Wettersprengstoffe) betragen die Längen der Ladesäulen höchstens 0,80 m und 1,10 m. Die günstigste Abschlaglänge für die Gewinnung eines gleichmäßigen Haufwerks liegt somit etwa bei 1,20 bis 1,70 m.

172. — Schießstufen. Im Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbergbau sind Vorschriften über die Regelung der Schießarbeit erlassen, die eine vorsorgliche Sicherung gegen Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen bezwecken. Die Anwendbarkeit des Schießverfahrens wird in den einzelnen Betriebspunkten durch Schießstufen abgegrenzt, wobei hinsichtlich Grubengasentwicklung und Kohlenstaub zwischen ungefährlichen und gefährlichen Gruben und Feldesteilen unterschieden wird. Im Oberbergamtsbezirk Dortmund[2] besteht erhöhte Gasgefahr in allen Betrieben, in denen ein Grubengasgehalt von 0,5% oder mehr vorhanden ist, beim Durchfahren eines bekannten Gasbringers u. dgl. Die Verwendung der einzelnen Zünder und Sprengstoffe in den Schießstufen wird durch folgendes Schema erläutert:

	Gesteins-sprengstoffe	Wettersprengstoffe			Schnellzeitzünder	Momentzünder
		I	II	III		
Schießstufe 1	×				×	
Schießstufe 2		×			×	
Schießstufe 3			×		×	
Schießstufe 4		×				×
Schießstufe 5			×			×
Sonderschießstufe SW III				×	×	

[1] Fischer, G.: Die Schießarbeit mit gelatinösen Wettersprengstoffen und ummantelten Wettersprengstoffen unter Überschreiten der bislang vorgeschriebenen Höchstlademengen, in „Mechanisches Auffahren von Strecken". Glückauf-Verlag 1950.

[2] Bergpolizeiverordnung des Oberbergamts Dortmund vom 1. Juli 1953.

In gefährlichen Gruben oder Feldesteilen ist bei normaler Gasgefahr das Schießen mit Schießstufe 1 nur mit bergbehördlicher Genehmigung in reinen Gesteinsbetrieben gestattet. Schießstufe 2 ist ohne Genehmigung in Gesteinsbetrieben möglich, während Schießstufe 3 mit Sondergenehmigung in Betrieben mit anstehender Kohle oder Flözbetrieben angewendet werden darf. Schießarbeit in Aufbrüchen ohne durchgehende Bewetterung und Gesteinsbetriebe mit anstehender Kohle erfordert Schießstufe 4. In Abbaustrecken, Aufhauen und in der Kohle darf hingegen ohne Ausnahmegenehmigung nur mit Schießstufe 5 geschossen werden.

Eine besondere Stellung nehmen die neuen schlagwettersicheren Sprengstoffe Securit und Carbonit der Klasse III ein. Für sie ist die Sonderschießstufe SW III geschaffen worden.

Beim Schießen mit Schnellzeitzündern (Schießstufen 1—3 und SW III) in sonderbewetterten Betriebspunkten ist eine Mindestwettermenge von 80 m³/min vorgeschrieben.

173. — Die Zündfolge. Zur Erweiterung des Einbruches auf den vollen Querschnitt dienen die Kranzschüsse, die kranzähnlich um den Einbruch angeordnet werden (s. Abb. 159). Je nach der Größe des Querschnittes unterscheidet man einen oder mehrere „Kränze". Die Kranzlöcher an Firste und Sohle werden in der Regel gesondert als First- und Sohlenschüsse bezeichnet.

Die Zündfolge ist bei Zeitzündung für das Werfen des Abschlages von großer Bedeutung. Sie soll ein gutes „Kommen" des Abschlages bewirken und das Haufwerk ladegerecht werfen, ohne den Ausbau zu gefährden. Die Reihenfolge der Schüsse muß derart sein, daß jeder Schuß dem nachfolgenden eine oder mehrere freie Flächen schaffen kann.

Eine feste Regel für die Zündfolge ist wegen der Verschiedenartigkeit des Gebirges nicht aufzustellen. Da der Einbruch die ersten freien Flächen liefert, muß er mit Momentzündung oder den niedrigsten Nummern der Zeitzünder abgetan werden. Es folgen die Kranz- oder Nachreißschüsse, wobei die Zündernummern mit wachsendem Abstand vom Einbruch steigen. Als letzte Schüsse werden daher meist die äußersten Kranzschüsse gezündet. Die begrenzte Anzahl der Zünderstufen macht es notwendig, jeweils mehrere Schüsse zu einer Zündstufe zusammenzufassen.

Zur Einsparung von Sprengstoff und Bohrarbeit kann es im Gesteinsstreckenvortrieb zweckmäßig sein, den Abschlag in mehreren Zündgängen zu schießen. Hierbei wird erst der Einbruch geschossen und die übrigen Bohrlöcher erst gebohrt und abgetan, nachdem man die Wirkung des Einbruches vor Augen hat. Vielfach werden die oben erwähnten Einsparungen jedoch übertroffen durch die Verlustzeiten infolge der häufigen Arbeitsunterbrechungen. Man zieht es daher vor, den ganzen Ortsstoß in einem Arbeitsgang abzubohren und alle Schüsse in einem Zündgang abzutun. Im vollmechanisierten Gesteinsstreckenvortrieb ohne anstehende Kohle ist dies heute die Regel.

Im Abbaustreckenvortrieb sind mehrere Zündgänge meist nicht zu umgehen (vgl. Ziff. 174).

Die Zündfolge bei Anwendung eines doppelten Kegeleinbruches veranschaulicht Abb. 159. Er setzt sich aus dem kleinen und dem großen Einbruch zusammen. Die zusammenlaufenden Schüsse jedes Keils werden gleichzeitig gezündet. Auf den kleinen folgen der große Einbruch unter Verwendung der niedrigsten Zündernummern, anschließend die übrigen Schüsse, die kranz-

artig um den Einbruch herum angeordnet sind. Zumeist werden zwei Schußkränze benötigt, deren äußerer den Streckenquerschnitt umreißt und im unteren Teil durch die Sohlenschüsse geschlossen wird. Die Schüsse des inneren Kranzes können in der gleichen Zeitstufe abgetan werden, während der äußere Kranz wegen der großen Zahl der hierzu gehörenden Schüsse

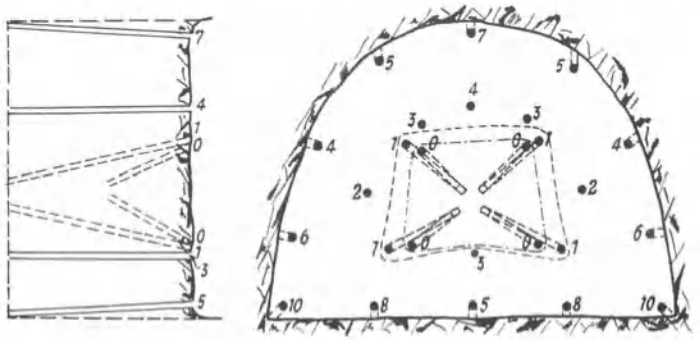


Abb. 159. Zündfolge bei Anwendung eines doppelten Kegeleinbruches.

abgestuft geschossen wird. Für die Sohlenschüsse müssen die letzten Zündstufen verwendet werden, wobei die äußeren Sohlenschüsse ganz am Ende der Zündfolge stehen. Dadurch wird das Haufwerk zur besseren Ladefähigkeit nochmals zerkleinert, gelockert und in der Streckenmitte angehäuft. Ist bei Keil- oder Kegeleinbrüchen das Herausschleudern eines allzu wuchtigen Gesteinskerns zu befürchten, so bohrt man diesen vorher durch ein kurzes Bohrloch an und zündet den sogenannten „Pius“ als ersten Schuß.

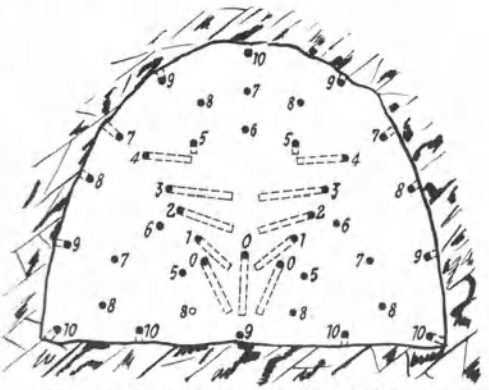


Abb. 160. Zündfolge beim vereinigten Keil- und Dreieckseinbruch.

Abb. 160 zeigt das Zündschema bei einem Gesteinsstreckenvortrieb von 14 m² Ausbruchquerschnitt im Sandschiefer bei Anwendung eines vereinigten Keil- und Dreieckeinbruches. Die besondere Art des Einbruches empfiehlt an Stelle von Momentzündern ein abgestuftes Schießen durch Schnellzeitzünder.

Eine mögliche Zündfolge unter Verwendung von Schnellzeit- oder Millisekundenzündern bei einem Brennereinbruch für einen Vortrieb von 15 m² in hartem Sandstein ist in Abb. 161 dargestellt. Es sei aber betont, daß ein Brennereinbruch vielfach auch mit Momentzündung geschossen wird.

174. — Schießarbeit beim Auffahren von Abbaustrecken. Die Schießarbeit beim Auffahren von Abbaustrecken (Feldortstrecken u. dgl.) im

Erzbergbau unterscheidet sich von der geschilderten Schießarbeit in Gesteinstrecken nur durch den Umstand, daß es sich im Erzbergbau vielfach um Strecken geringeren Querschnitts handelt.

Anders ist es beim Abbaustreckenvortrieb im Steinkohlenbergbau, da hier ein Teil des Streckenquerschnitts durch die leichter zu gewinnende

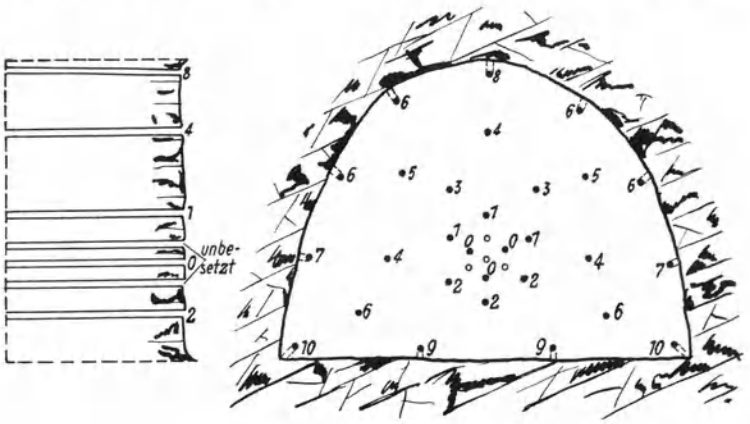


Abb. 161. Zündfolge beim Brennereinbruch.

Kohle gebildet wird. Ist die Kohle weich, wie z. B. im Ruhrgebiet oder in Aachen, so wird sie mit dem Abbauhammer hereingewonnen. In harter Kohle ist jedoch Schießarbeit unvermeidlich. Von den verschiedenen Einbrucharten ist der Keileinbruch am meisten verbreitet. Aber auch mit dem Brennereinbruch sind schon gute Ergebnisse erzielt worden.

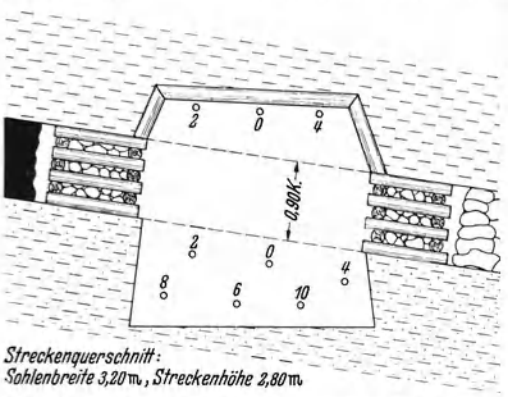


Abb. 162. Zündfolge beim Schießen mit Schnellzeitzündern in flacher Lagerung.

Bei mächtigeren Flözen dürfen bei erhöhter Gasgefahr mit besonderer Genehmigung und Verwendung von schlagwettersicheren Millisekundenzündern nur bis zu fünf Schüsse in einem Zündgang abgetan werden, so daß mehrere Zündgänge nicht zu umgehen sind und die Bohrarbeit so oft unterbrochen werden muß, wie die Zahl der Zündgänge beträgt.

Da die Kohle auf Abschlaglänge vorher hereingewonnen wird, ist ein Einbruch für das Nachreißen des Nebengesteins bereits vorhanden, so daß eine große Abstufung in der Zündfolge, soweit überhaupt mit Zeitzündung geschossen werden darf, nicht notwendig ist. Man kann daher vielfach eine Zündstufe überspringen. Aus Abb. 162 ist die Zündfolge beim Abbaustreckenvortrieb in flacher Lagerung ersichtlich. Vom sicherheitlichen Standpunkt

ist es jedoch unzweckmäßig, die Zeitabstände zwischen den Schüssen zu vergrößern, damit nicht jeder einzelne Schuß Gelegenheit erhält, etwa vorhandene Schlagwetter zu entzünden.

Im Saargebiet wird beim Abbaustreckenvortrieb zuweilen Kohle und Nebengestein gemeinsam hereingeschossen. Die Bergbehörde schreibt in solchen Fällen das Schießen hinter einem Schießdamm[1] vor und erlaubt, den Abschlag mit Schnellzeitzündern in einem Zündgang abzutun. Die Vortriebsleistung hat dadurch erheblich gesteigert werden können. Allerdings stellt die gemeinsame Hereingewinnung von Kohle und Nebengestein erhöhte Anforderungen an die Wäsche. In Abb. 163 ist ein Zündschema für dieses Vortriebsverfahren angegeben. Der Einbruch wird unter Benutzung von Kerbmaschinen hergestellt. Die Schüsse in Kohle und Nebengestein werden mit den unteren Stufen der Zeitzünder in einem Zündgang abgetan.

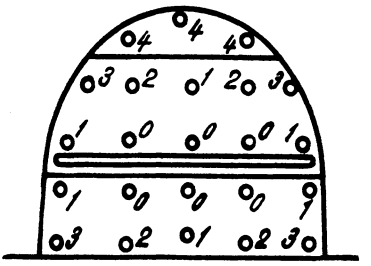


Abb. 163. Zündfolge beim gleichzeitigen Hereinschießen von Kohle und Nebengestein im Abbaustreckenvortrieb.

E. Das Schießen in der Kohle beim Abbau.

175. — Allgemeines. Während im Erzbergbau, im Salzbergbau und in Hartsteinbrüchen sowie beim Auffahren von Gesteinsstrecken die Hereingewinnung durchweg mittels Schießarbeit vor sich geht und auch im amerikanischen und britischen Steinkohlenbergbau infolge der Härte der Kohle das Schießen in Verbindung mit dem Schrämen das vorherrschende Gewinnungsverfahren ist, spielt im westdeutschen, ja im westeuropäischen Steinkohlenbergbau das Schießen in der Kohle infolge ihrer weniger großen Härte eine wesentlich geringere Rolle. Daneben ist ein weiterer wesentlicher Grund für diesen niedrigen Anteil der Schießarbeit bei der Gewinnung der Kohle in der bisher immer noch nicht voll befriedigenden Sicherheit der Wettersprengstoffe zu erblicken. Hier ist jedoch mit der Entwicklung der zur Klasse III gehörenden Wetter-Carbonite und Wetter-Securite ein Wandel angebahnt worden, so daß auch in Westdeutschland die Schießarbeit in der Kohle vielleicht wieder eine etwas stärkere Bedeutung erhalten wird.

Bei der Schießarbeit in der Kohle handelt es sich um ein planmäßiges Auflockern der Kohle durch genau bemessene Sprengladungen. Eine Zertrümmerung und ein zu starkes Herausschleudern der Kohle ist zu vermeiden, um Fördermittel und Ausbau zu schonen. Zur Erreichung dieses Zieles ist es notwendig, die Sprengstoffmenge über eine möglichst große Länge des Bohrlochs gleichmäßig zu verteilen. Eine solche Verteilung kann durch das Hohlraumschießverfahren erreicht werden. Da es aber große Geschicklichkeit erfordert und auch sicherheitlich nicht unbedenklich ist, hat es keine nennenswerte Verbreitung gefunden. An seine Stelle trat das kombinierte Schießen von ummantelten Wettersprengstoffen in Verbindung

[1] Hugo, C.: Die Entwicklung des Schießens hinter Schießdämmen. Glückauf 1953 S. 57.

mit den sogenannten Übertragungssprengstoffen Wetterbikarbit *A* oder Wetterastralit *A*, deren Patronen die Aufgabe der Hohlräume erfüllen, die Detonation aber zu übertragen in der Lage sind.

Im allgemeinen werden beim kombinierten Schießen in das Bohrlochtiefste zwei Patronen ummantelten Wettersprengstoffs und daran anschließend im Wechsel Patronen des Übertragungssprengstoffs und des ummantelten Wettersprengstoffs eingeführt. Als Schlagpatrone wird ummantelter Wettersprengstoff gewählt, so daß eine Patrone des Übertragungssprengstoffs den Abschluß der Ladesäule bildet. Von ausschlaggebender Bedeutung für den Erfolg des kombinierten Schießens ist eine sorgfältige Überwachung der Schießarbeit. Sie hat sich vor allem auf die Feststellung zu erstrecken, in welchem Umfang abwechselnd die verschiedenen Sprengstoffarten zu verwenden sind.

Neuerdings wird das kombinierte Schießen mehr und mehr durch das Schießen mit den neuen, gegen Schlagwetter und Kohlenstaub sicheren Wettersprengstoffen der Klasse III abgelöst.

176. — Anforderungen der Schießarbeit an Hangendes, Ausbau und Versatz. Je besser das Hangende ist, um so eher läßt sich das Schießen durchführen. Aber selbst ein Hangendes mit Nachfallpacken, durch geeigneten Ausbau gesichert, erlaubt die Schießarbeit. Auf jeden Fall ist bei Schießarbeit ein möglichst starrer Ausbau zu wählen. Eine starke Absenkung führt leicht zu einer Verschlechterung des Hangenden und damit zu Schwierigkeiten, wenn das Hangende auf Feldesbreite seiner Unterstützung beraubt wird. Eine starke Absenkung des Hangenden ist auch deshalb unerwünscht und wirkt sich schießtechnisch ungünstig aus, weil sich die Kohle infolge der eingetretenen Querschnittsverringerung weniger leicht in den Abbauhohlraum absetzen kann.

Versatz ist rechtzeitig und dicht einzubringen. Beim Bruchbau ist darauf zu achten, daß die Dachschichten regelmäßig und ausreichend hereinbrechen. Bleiben die Dachschichten längere Zeit hängen, so kann durch die Schießarbeit am Kohlenstoß eine zu starke Belastung des Ausbaus eintreten.

Schließlich sei darauf hingewiesen, daß im allgemeinen eine möglichst geringe relative Streböffnung anzustreben ist. Je kleiner die Zahl der offen stehenden Felder und je größer der Abbaufortschritt ist, um so besser kann das Hangende beherrscht werden.

177. — Die Schießverfahren in der flachen Lagerung. Ganz allgemein gilt, daß die Vorgabe der einzelnen Schüsse nicht stärker als die jeweilige Flözmächtigkeit sein soll. Die Ansatzpunkte der Schüsse liegen in der Regel in der Flözmitte. Nur bei mächtigen oder bei gebankten Flözen empfiehlt es sich bisweilen, sie gegeneinander versetzt oder schachbrettartig anzuordnen. Grundsätzlich werden sie parallel zum Hangenden gebohrt. Nur bei verwachsener oder angebrannter Kohle wird ihre Richtung so gewählt, daß das Bohrlochtiefste unmittelbar am Hangenden oder Liegenden auskommt. Hinsichtlich der Länge der Schüsse gilt, daß lange Schüsse eine günstigere Wirkung erzielen als kurze.

In der flachen und halbsteilen Lagerung wird entweder mit Einbrüchen geschossen — wobei die zwischen den Einbrüchen befindliche Kohle ent-

weder auch durch Schießen oder mittels Abbauhämmern hereingewonnen werden kann — oder das Schießen findet unter Verzicht auf Einbrüche entlang der ganzen Strebfront statt. Es ist dies in der Regel nur bei gutem Hangenden möglich.

Um das Herausschießen der Kohle in den Strebraum möglichst einzuschränken, ist der Fächereinbruch dem Keileinbruch vorzuziehen, wobei der Abstand der Einbrüche nicht weniger als 6—7 m betragen sollte. Hinsichtlich der Größe der Einbrüche ist es vom schießtechnischen Standpunkt richtiger, den Einbruch tief und schmal als flach und breit zu wählen. In der Regel läßt sich nämlich eine größere Menge Kohle mit dem Abbauhammer hereingewinnen, wenn der Flözzusammenhang weit in die Tiefe hinein unterbrochen ist. Doch kann gebräches Hangendes oder die Notwendigkeit, einen Nachfallpacken anzubauen, zu flachen und breiten Einbrüchen zwingen.

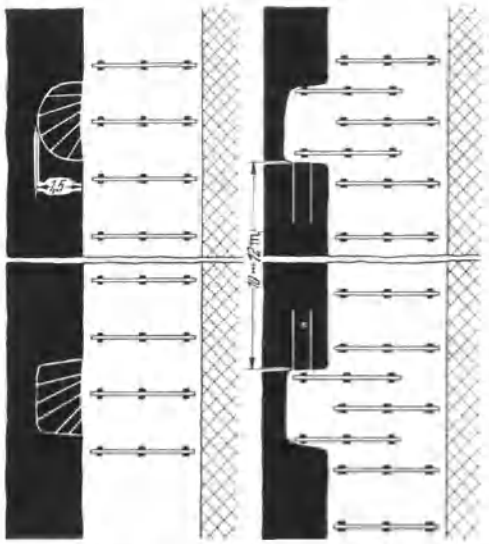


Abb. 164. Herstellen der Einbrüche und Schußanordnung beim Schießen in der Kohle bei gutem Hangenden.

Die Ladung soll 4—5 Patronen eines ummantelten Wettersprengstoffs der Klasse II oder 6—7 des neuen Wetter-Carbonits A nicht überschreiten. Zur Zündung der Schüsse kann jeweils ein Einbruch mit den erforderlichen Erweiterungsschüssen zusammen abgetan werden. Hierbei erhält der erste Einbruchsschuß Momentzündung. Die übrigen Schüsse werden mit den geraden oder den ungeraden Zeitstufennummern versehen, um Überschneidungen der Schüsse sicher zu vermeiden und die Serie voll auszunutzen.

Nur bei harter Kohle ist weitere Schießarbeit nach Herstellung der Einbrüche notwendig. Bei gutem Hangenden und wenig zur Ausgasung neigenden Flözen geschieht dies von den Einbrüchen aus durch 2—2,5 m lange und parallel zum Kohlenstoß verlaufende Schüsse (Abb. 164). Ist das Hangende jedoch gebräch, so empfiehlt es sich, die zwischen den Einbrüchen befindliche Kohle durch senkrecht zum Kohlenstoß angeordnete Schüsse zu gewinnen (Abb. 165). Bei schlechtem Hangenden dürfen sie mit nur so geringer Vorgabe angesetzt werden, daß nicht mehr als 4 bis 5 Patronen benötigt werden.

178. — Die Einschaltung der Schießarbeit in die übrigen Betriebsvorgänge bei flacher Lagerung. Die Schießarbeit läßt sich in den gesamten Betriebsablauf des Strebbaus auf zweierlei Weise einschalten. Entweder werden Schießen und Gewinnen zeitlich voneinander getrennt, wobei die Schießarbeit immer unmittelbar vor der eigentlichen Gewinnungsschicht

vor sich geht, oder die Schießarbeit findet in der Gewinnungsschicht selbst statt.

Die erstgenannte Organisationsform ist die weitaus häufigere. Meist beginnt bei ihr das Schießen in der zweiten Hälfte der der Gewinnungsschicht vorhergehenden Schicht, und auch die Zeit des Schichtwechsels wird noch voll ausgenützt. Damit läßt sich auch der Wunsch der Bergbehörde erfüllen, wonach die Schießarbeit in der schwächst belegten Schicht auszuführen ist. Von der Flözmächtigkeit, der Kohlenhärte, dem Einfallen, der Feldbreite hängt es ab, wieviel Bohrhauer und Schießmeister einzusetzen sind. Hierbei kann man davon ausgehen, daß ein Bohrhauer 40—60 Bohrlöcher von 42 mm Durchmesser und 1,5—2,2 m Länge in einer Schicht herstellen kann.

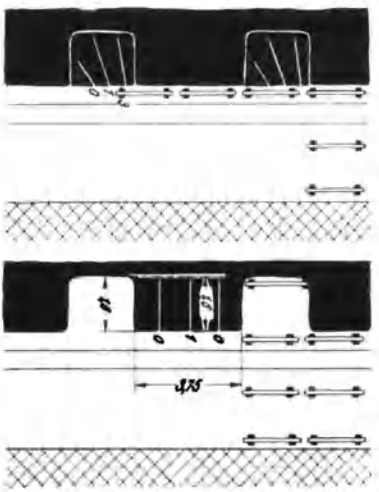


Abb. 165. Herstellen der Einbrüche und Schußanordnung beim Schießen in der Kohle bei gebrächem Hangenden.

Wesentlich ist bei dieser Organisationsform die zeitliche und örtliche Abstimmung der Schießarbeit auf die Betriebsvorgänge „Umlegen" und „Versetzen". Wenn es nicht möglich ist, das Umlegen und das Versetzen bis zum Beginn der Schießarbeit zu beenden, so muß die Versatz- oder Raubschicht mit der Bohr- und Schießarbeit gekoppelt werden. Bei Bruchbau ist es dann notwendig, eine Beunruhigung des Hangenden durch das Schießen und auch durch das Rauben zur gleichen Zeit und an der gleichen Stelle zu vermeiden. Die Bohr- und Schießarbeit zusammen mit dem Umlegen des Fördermittels und der Druckluftleitung vorzunehmen, ist nicht möglich. Außerdem ist es meist notwendig, die während des Schießens in das Strebfördermittel fallende Kohle vor der eigentlichen Gewinnungsschicht abzufördern, um eine Überlastung des Fördermittels zu vermeiden.

Die Schießarbeit in der Gewinnungsschicht selbst durchzuführen, wird in Flözen von sehr unterschiedlicher Härte oder großer Mächtigkeit und meist auch nur dann vorgezogen, wenn schlechtes oder zum Absetzen neigendes Hangendes dazu zwingt, vorläufigen oder endgültigen Ausbau möglichst schnell einzubringen. Diese Organisationsform hat zwar weiterhin den Vorteil, eine Abförderung der in das Abbaufördermittel geschossenen Kohle vor der eigentlichen Gewinnungschicht nicht zu benötigen. Demgegenüber sind jedoch mehrere Nachteile hervorzuheben: einmal müssen die Gewinnungsarbeiten infolge Räumung der Arbeitsplätze in der Nähe der Schießstelle unterbrochen werden, zum anderen wird die Strebbelegschaft durch die Schießschwaden belästigt. Auch geht zuweilen Zeit durch Warten auf den Schießmeister verloren, und die Schießarbeit findet nicht in der schwächst belegten Schicht statt.

Soll geschrämt und geschossen werden, so ist immer Schieß- und Schrämarbeit zu koppeln, wobei die Schießarbeit der Schrämmaschine dichtauf folgt.

Nur wenn „gelegentliches Schießen" ausreicht, das sich auf solche Stellen beschränkt, die für die Hereingewinnung mit dem Abbauhammer noch nicht reif sind, kann die Gewinnungsschicht dazu herangezogen werden. Bei „planmäßigem Schießen" in Verbindung mit der Schrämarbeit bildet die Reihenfolge: Schrämen und Schießen — Gewinnen — Umlegen und Versetzen die Regel. Hierbei macht es keinen Unterschied, ob das Schrämfeld vom Förderfeld getrennt ist, ob an rückfreier Abbaufront geschrämt wird, ob die Betriebsvorgänge einander überschneiden oder ob mit einmaligem oder zweimaligem Ablauf des Arbeitsrhythmus gearbeitet wird.

Für jede Art der Durchführung der Schießarbeit gilt, daß mit Rücksicht auf das Hangende der eintägige Verhieb angestrebt werden sollte, wobei die Feldbreite den betrieblichen Verhältnissen entsprechend zu wählen ist. Wenn der zweitägige Verhieb trotz seiner Nachteile auch bei Anwendung der Schießarbeit noch verhältnismäßig häufig angetroffen wird, so liegt der Grund hierfür fast immer in dem Bestreben, eine Reserve für Störungen in anderen Betrieben zu besitzen. Es kann aber nicht zweifelhaft sein, daß es notwendig ist, von diesem Aushilfsmittel nur sparsamen Gebrauch zu machen.

179. — Beispiele für die Einordnung der Schießarbeit in den Betriebsablauf. Das planmäßige Einbruchschießen läßt sich bei ein-, zwei- oder dreitägigem Verhieb auf die nachstehend wiedergegebene Weise mit den übrigen Betriebsvorgängen verbinden. Dabei können entweder nur die Einbrüche oder auch noch die zwischen ihnen verbleibenden Kohlenpfeiler durch Schießarbeit hereingewonnen werden. Die Feldbreite kann 1,1—2,2 m betragen.

Eintägiger Verhieb:

Morgenschicht: Auskohlen und Verbauen der Einbrüche und des zweiten Drittels eines jeden Knappes.

Mittagsschicht: Auskohlen und Verbauen des letzten Drittels eines jeden Knappes. Bohren und Schießen der Einbrüche im zweiten Feld.

Nachtschicht: Umlegen des Fördermittels.

Dieser Arbeitsplan ist nur möglich, wenn das Einbringen des Bergeversatzes oder die Arbeiten im Bruchfeld gleichzeitig mit der Kohlengewinnung oder mit dem Umlegen des Fördermittels erfolgen können.

Zweitägiger Verhieb:

1. Morgenschicht: Bohren und Schießen der Einbrüche in der oberen Strebhälfte sowie der Restpfeiler in der unteren Strebhälfte.

1. Mittagsschicht: Auskohlen und Verbauen der Einbrüche in der oberen Strebhälfte und der Restpfeiler in der unteren Strebhälfte.

1. Nachtschicht: Umlegen des Fördermittels in der unteren Strebhälfte und Einbringen des Versatzes bzw. Arbeiten im Bruchfeld.

2. Morgenschicht, Mittagschicht und Nachtschicht wie am Vortag, nur mit vertauschten Strebhälften.

Bei Handvollversatz und nur einem Fördermittel wird auf der Morgenschicht ausgekohlt und verbaut, in der Mittagschicht der Versatz eingebracht und in der Nachtschicht das Fördermittel umgelegt sowie die Einbrüche im oberen Strebteil und die Restpfeiler im unteren Strebteil geschossen.

Dreitägiger Verhieb:

1. Morgenschicht: Auskohlen und Verbauen der Einbrüche im oberen Strebteil. Im unteren Strebteil Auskohlen und Verbauen der letzten Restpfeiler sowie Wegladen der beim Schießen der Einbrüche im zweiten Feld in das erste Feld geschossenen Kohle.

1. Mittagschicht: Oben und unten Einbringen des Bergeversatzes.

1. Nachtschicht: In der oberen Strebhälfte Schießen der Einbrüche im zweiten Feld und Umlegen des Fördermittels im unteren Strebteil.

Der Arbeitsrhythmus am zweiten Tag ist der gleiche wie am Vortag nur mit vertauschten Strebhälften. Bei dreitägigem Verhieb können in der Nachtschicht zwischen den Arbeitsvorgängen „Einbruchschießen" und „Umlegen" Erweiterungsschüsse im zweiten Feld abgetan und in der folgenden Morgenschicht dieses dann ausgekohlt und verbaut werden.

Abb. 166 veranschaulicht die Organisation eines 245 m langen Strebs in dem 2,10 m mächtigen, flachgelagerten Flöz *Karoline*, bei dem die Einbrüche und auch die zwischen ihnen befindlichen Kohlenpfeiler durch Schießarbeit hereingewonnen werden. Es wird in der Nachtschicht gebohrt, außerdem wird in dieser Schicht der Versatz eingebracht. Fünf Bohrhauer und fünf Schießmeister fahren nachts um 3 Uhr ein, bohren und schießen am ersten Tag die Einbrüche und am zweiten Tag die Kohlenpfeiler. Der Anfang der Morgenschicht braucht nur noch wenig zum Schießen herangezogen zu werden. Eine vollständige Überlappung des Bohrens, Schießens und Versetzens läßt sich nicht durchführen, da die Einbringung des Handversatzes bei der großen Flözmächtigkeit ohnehin Schwierigkeiten bereitet, auf die auch in der Hauptsache der zweitägige Verhieb zurückzuführen ist: Bei 0,8 m täglichem Abbaufortschritt, 8,2 t Gewinnungs- und 4,4 t Strebleistung wird eine tägliche Förderung von 663 t erzielt. Es werden 190 g Astralit A je t verbraucht.

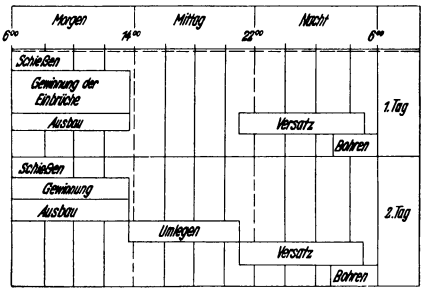


Abb. 166. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schießarbeit im Strebbau.

Wird ohne Einbrüche entlang der ganzen Strebfront geschossen, so werden die Schüsse in regelmäßigen Abständen, die je nach Kohlenhärte und Flözmächtigkeit 1—1,6 m betragen, im spitzen Winkel zum Kohlenstoß angesetzt. Hierbei bewirkt der vorhergehende Schuß jeweils die freie Flucht für den nächstfolgenden.

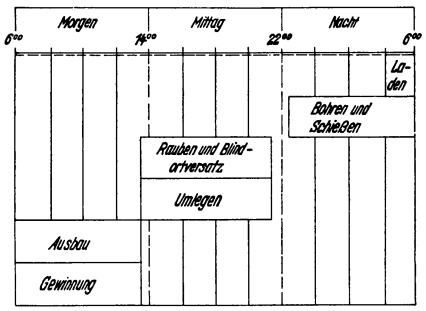


Abb. 167. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schießarbeit im Strebbau.

Der Schlechtenverlauf sollte bei der Anordnung der Schüsse sowohl beim Einbruchschießen als auch beim Schießen entlang der ganzen Strebfront Berücksichtigung finden. Im allgemeinen hat es sich als zweckmäßig erwiesen, die Schüsse parallel zu den Schlechten verlaufen zu lassen. Die Schußwirkung ist dann am günstigsten. Beim Schießen entlang der ganzen Strebfront ist jedoch noch die Einteilung der Schießgruppen dafür maßgebend, ob die Bohrlöcher zweckmäßiger nach der Kohlenabfuhrstrecke oder nach der Kopfstrecke hin gerichtet werden.

Abb. 167 zeigt die Schichtenaufteilung eines 305 m langen Strebs in einem Gaskohlenflöz von 1,8 m Mächtigkeit mit rückfreier Abbaufront und 1,12 m Abbaufortschritt. In der Nachtschicht wird der ganze Streb abgebohrt und geschossen, und zwar ist der Streb auf vier Schießgruppen aufgeteilt. Jede Schießgruppe besteht aus einem Bohrhauer und zwei Schießmeistern. Das Abtun der Schüsse, von denen jeder mit 4—5 Patronen Wetter-Wasagit B geladen wird, geschieht mit Zeitzündern in Serien von je 6 Schuß. Die erste und zweite Schießgruppe arbeitet in Richtung von oben nach unten, die dritte und vierte von unten nach oben. Auf diese Weise werden die Bohr- und Schießleute am wenigsten den Schießschwaden ausgesetzt. Bei einer Tagesförderung von 632 t wird eine Gewinnungsleistung von 8 t und eine Strebleistung von 4 t erreicht.

180. — Die Hereingewinnung durch Schießen in Verbindung mit Schrämarbeit. Verhältnismäßig einfach ist das Schießen in Verbindung mit der Schrämarbeit. Je nach der Lage des Schrams wird die Kohle nur durch Druck- oder nur durch Wippschüsse oder aber durch wechselseitig gebohrte Druck- und Wippschüsse zum Schram hin abgedrückt. Wesentlich ist, daß die Schießarbeit der voranschreitenden Schrämmaschine möglichst bald folgt. Neigt die Kohle dazu, sich vorzeitig auf dem Schram abzusetzen, so muß der Schram durch in ihn eingeschobene Keile oder Vierkanthölzer abgefangen werden.

Abb. 168 zeigt ein Belegungsbeispiel für ein 0,8 m mächtiges flachgelagertes Gasflammkohlenflöz, in dem bei einer Streblänge von 230 m und rückfreier Abbaufront, einer Feldbreite und einem Abbaufortschritt von 1,25 m gearbeitet wird.

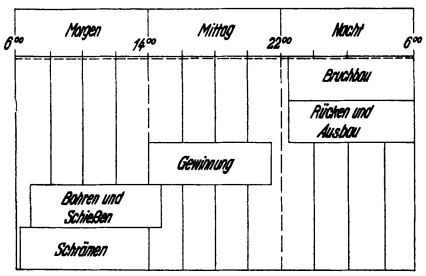


Abb. 168. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schieß- und Schrämarbeit im Strebbau.

Auf der Morgenschicht wird der ganze Streb unterschrämt. Hinter der Schrämmaschine folgt ein Bohrmeister, der den ganzen Streb in Abständen von 5 m abbohrt. Diesem folgt in angemessenem Abstand ein Schießmeister, der die Löcher mit je 3 Patronen Wettersprengstoff Klasse III lädt und sie einzeln zündet. In der Mittagschicht wird die unterschrämte und durch Druckschüsse aufgelockerte Kohle hereingewonnen. Außerdem werden die Kappen vorgehängt. In der Nachtschicht findet das Vorrücken des Panzerförderers und das Setzen der Stempel statt, das Rauben des Ausbaus und das Umsetzen der Wanderpfeiler. Bei einer Leistung in der Gewinnung von 6,1 t wird eine Strebleistung von 3,7 t erreicht.

Das Belegungsbeispiel der Abb. 169 veranschaulicht die Möglichkeit eines zweimaligen Ablaufs der Betriebsvorgänge und damit die Erzielung eines Abbaufortschritts von 1,6 m bei Feldbreiten von 0,8 m.

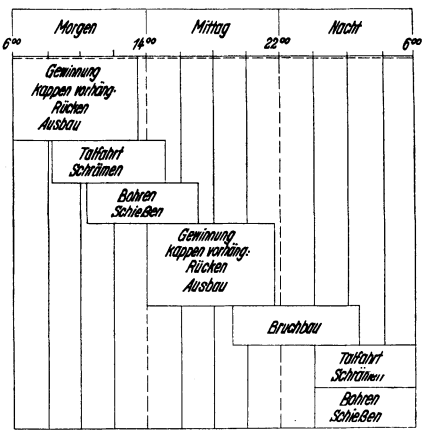


Abb. 169. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schieß- und Schrämarbeit im Strebbau.

Die aus zwei Schrämleuten bestehende erste Schrämgruppe fährt um Mitternacht an, bringt die Schrämmaschine zu Tal und unterschrämt den 225 m langen Kohlenstoß. Der Schrämmaschine folgen zwei Bohrhauer, die in Flözmitte in Abständen von 5 m Löcher von 1 m Tiefe bohren, die von zwei Schießmeistern einzeln abgetan werden. Um 6 Uhr sind diese Arbeiten beendet. In der Morgenschicht laden 27 Kohlenhauer zunächst die Oberkohle, hängen die Kappen vor und gewinnen die übrige Kohle bis gegen 11 Uhr herein. Um 8,30 Uhr trifft die zweite Schrämgruppe ein, fährt die Maschine zu Tal und trifft die notwendigen Vorbereitungen, um, nachdem um 11 Uhr die Kohlenhauer den Panzerförderer gerückt haben, mit dem zweiten Schram zu beginnen. Die Bohr- und Schießleute arbeiten gleichzeitig, wobei die Mehrzahl der Schüsse im Schichtwechsel abgetan wird. Um 15 Uhr beginnen die 27 Kohlenhauer der Mittagschicht mit der Hereingewinnung des zweiten Feldes, rücken zum Schluß den Panzerförderer und setzen die neuen Stempel. In der Nachtschicht findet die Raubarbeit und das

Umsetzen der Wanderkästen statt sowie das Rücken der Antriebe. Die Gewinnungsleistung beträgt 12,2 t, die Strebleistung 5,9 t.

Dieses Beispiel läßt deutlich die Vorteile eines zweimaligen täglichen Ablaufs der Betriebsvorgänge erkennen. Die Breite des nur durch vorgepfändete Kappen gesicherten Hangenden wird weitgehend verringert und die Zeit bis zum Setzen des endgültigen Ausbaus von 16 auf 8 Stunden herabgesetzt. Das Rauben und Umsetzen des Ausbaus findet weitgehend im leeren Streb statt und gilt der Schräm- und Schießarbeit voraus, ein für die gute Beherrschung des Hangenden mit Rücksicht auf die Schießarbeit wichtiger Umstand. Außerdem kann die tägliche Förderung des Strebs, die sich im vorliegenden Fall auf 760 t beläuft, gegenüber nur einmaligem Ablauf der Betriebsvorgänge um 50—100% — je nach Wahl der Kappenlänge — gesteigert werden.

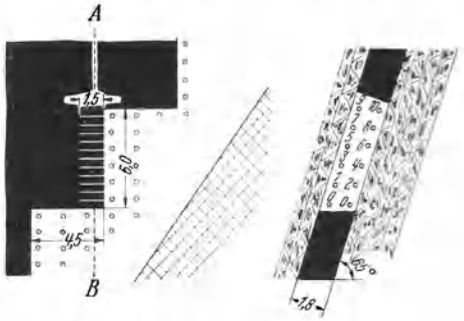


Abb. 170. Schießarbeit im Schrägbau.

Eine Erleichterung des Betriebsablaufs ist zu erreichen, wenn statt Einzelmomentzündung Schnellzeitzünder oder Millisekundenzünder angewandt werden.

181. — Die Schießarbeit beim Abbau in der steilen Lagerung. In der steilen Lagerung soll die Schießarbeit die Gewinnung nicht nur erleichtern, sie vielmehr selbständig durchführen. Die Schießarbeit kann daher in der steilen Lagerung im allgemeinen nicht in einer Nebenschicht, sondern nur in der Gewinnungs- und Förderschicht stattfinden. Zum mindesten ist dies die Regel. Von ihr kann bei gutem Hangenden, und wenn gegen das Schießen in der stärkst belegten Schicht Bedenken bestehen, abgewichen werden.

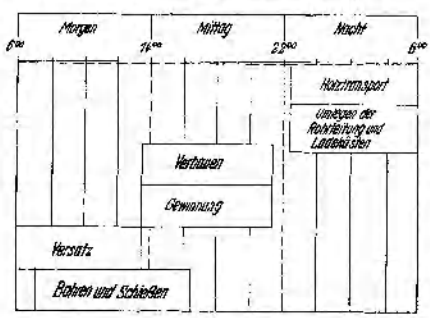


Abb. 171. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schießarbeit im Schrägbau.

Planmäßige Schießarbeit findet in nennenswerter Verbreitung im Ruhrbergbau nur beim Schrägbau mit firstenbauartigem Verhieb statt. Das Schießen am ganzen Stoß ist dann die Regel. Es ist selten, daß nur Einbrüche geschossen werden. Die Abb. 170 und 171 zeigen das Beispiel eines Schrägbaus in dem 1,8 m mächtigen und mit 65° einfallenden Flöz Präsident von 54 m flacher Bauhöhe, die in neun Firsten von je 6 m Höhe und 4,5 m Breite eingeteilt ist.

Auf der Morgenschicht wird der Versatz gekippt. Um 7 Uhr fahren zwei Bohrhauer an, die jeder 4—5 Firsten von oben nach unten auf 1,5 m Tiefe abbohren. Zwei Schießmeister kommen eine Stunde später und beginnen mit dem Laden und Besetzen. Nachdem der Versatz eingebracht ist, wird mit dem Abschießen der Firsten begonnen. Jedes Bohrloch wird mit 8 Patronen Wetter-Nobelit B (M I) und Wetter-Astralit im Verhältnis 1 : 1 bis 3 : 2 geladen. Das Abtun der Schüsse geschieht mit Zeitzündern der Stufen 1—10, so daß jede Firste in einem Zündgang hereingeschossen wird. Der Sprengstoffverbrauch ist hoch und beträgt 587 g/t.

Bei 1,4 m Feldbreite ist die 4,5 m breite Firste in drei Abschlägen hereingewonnen. Ein Versuch, dies mit nur zwei Abschlägen von 2,25 m zu erreichen,

schlug fehl, da die Kohle zu grobstückig anfiel und der Ausbau litt. Die tägliche Förderung beträgt 185 t, die Gewinnungsleistung 12,25 t und die Strebleistung 7 t.

Daß es aber auch möglich ist, Abschläge von 2—2,5 m zu wählen, veranschaulicht das in den Abb. 172 und 173 wiedergegebene Beispiel. Es entstammt dem Flöz Johann 2, das hier 2,3 m mächtig ist und mit 78° einfällt. Der Schrägbau ist in 6 Firsten von 5 m Höhe und 5 m Breite eingeteilt. Er ist in der Morgenschicht mit 1 Bohrhauer, 1 Schießmeister und 3 Kohlenhauern belegt. In dieser Schicht werden jeweils zwei Firsten auf 2,5 m Tiefe abgebohrt und hereingeschossen. Der Ausbau wird unmittelbar nach dem Schießen gesetzt. Die Schüsse sind gegeneinander angeordnet, wobei die Bohrlochreihe am Liegenden eine geringe Neigung nach dieser Richtung aufweist, da die Kohle angebrannt ist. Die Zündung der Schüsse, von denen jeder mit 8—10 Patronen geladen wird, geschieht mit Zeitzündern der Stufen 1—10. Für jede Firste genügt also ein Zündgang. Bei dreitägigem Verhieb stellt sich die tägliche Förderung zu 65 t bei einer Gewinnungsleistung von 13 t und einer Strebleistung von 8 t.

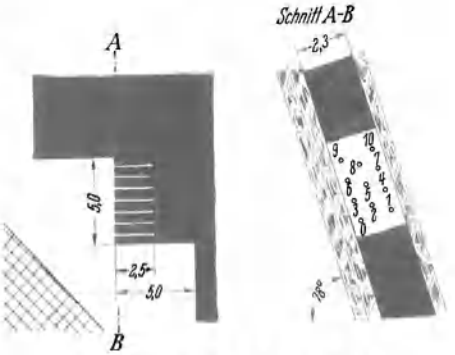


Abb. 172. Schießarbeit im Schrägbau.

182. — Wirtschaftliche Beurteilung der Schießarbeit in der Kohle[1]. Die Schießarbeit rechtfertigt sich gegenüber anderen jeweils ebenfalls möglichen Gewinnungsmitteln — Abbauhammer, Schrämmaschine allein oder Schrämlademaschine usw. — nur dann, wenn sie unmittelbare oder mittelbare Vorteile mit sich bringt. Unter mittelbaren Vorteilen sind insbesondere die Erreichung einer größeren Förderung je Tag oder ein wertvollerer Sortenanfall zu verstehen. Dieser letztgenannte Vorteil spielt heute allerdings nur noch bei Magerkohle und Anthrazit eine größere Rolle. Auf jeden Fall müssen die zusätzlichen Lohn-, Zündmittel- und Sprengstoffkosten einen Ausgleich in einer entsprechenden Leistungssteigerung finden. In der flachen Lagerung ist dies im Vergleich zum Abbauhammer häufiger der Fall als bei dem vielfach billigeren Schrämmaschinenbetrieb, um so mehr, als es mit ihm möglich ist, einen zweimaligen Ablauf der Betriebsvorgänge am Tag durchzuführen,

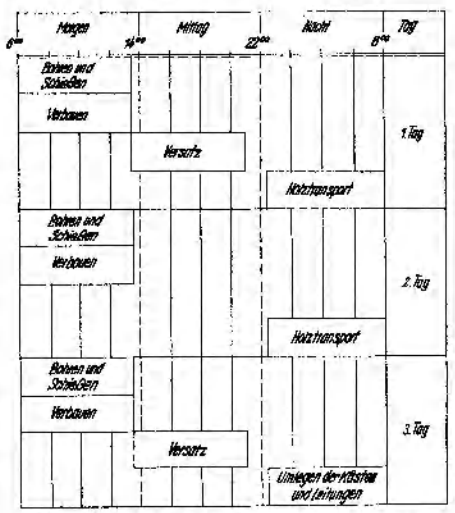


Abb. 173. Beispiel für die Organisation und Einordnung der Schießarbeit im Schrägbau.

[1] Schultze-Rhonhof, H.: Die planmäßige Schießarbeit als Mittel zur Kohlengewinnung. Glückauf 1954 S. 1451.

was bei der Schießarbeit allein wegen der Schwierigkeit, sie mit anderen Betriebsvorgängen zu überlappen, ausgeschlossen erscheint. Anderseits ist das Schießen dann der Schrämmaschine überlegen, wenn deren Verwendung wegen tektonischer Störungen, wegen wechselnder oder sehr großer Flözmächtigkeit Schwierigkeiten bereitet. Es findet daher in solchen Fällen häufig statt.

Die in harter Kohle häufig mit dem Schrämen verbundene Schießarbeit steht mit der Hereingewinnung durch Doppelarmschrämmaschinen oder zuweilen durch Schrämlademaschinen im Wettbewerb. Hier haben sich neuerdings in einigen Fällen Doppelarmschrämmaschinen als wirtschaftlicher erwiesen.

In der steilen Lagerung hängt die weitere Verbreitung der Schießarbeit von der Entwicklung der vollmechanischen Kohlengewinnung ab. Solange hier noch keine entscheidenden Fortschritte erzielt worden sind, ist zu erwarten, daß infolge der mit den neuen Wettersprengstoffen möglichen Anwendung von Schnellzeitzündern die Schießarbeit in der steilen Lagerung wieder eine größere Bedeutung erhält.

F. Unglücksfälle bei der Sprengarbeit.

183. — Verhalten der Mannschaft. Rund 33% aller Schießunfälle im Lande Nordrhein-Westfalen waren im Jahre 1952 auf unzureichende Deckung der Mannschaft zurückzuführen. Weitere 10% sind durch ungenügende Absperrung der Schußstelle verursacht worden. Besondere Gefahr bergen Gegenortsbetriebe, sobald sie sich bis zur Durchschlagsmöglichkeit genähert haben. Unfälle entstehen ferner dadurch, daß der Mann frühzeitig an den Schußort zurückkehrt, um sich von der Sprengwirkung zu überzeugen und dabei von nachträglich fallendem Gestein erschlagen wird. Hier muß die Erziehung der Bergleute dahin wirken, daß der Mann die jeweils vorgeschriebene Wartezeit bis zum Wiederbetreten des Ortes mit der Uhr feststellt. Es dürfte daher auch zweckmäßig sein, möglichst am Ende der Schicht, im Schichtwechsel oder vor der Frühstückspause schießen zu lassen, was auch im Interesse der Staubbekämpfung zu empfehlen ist.

Merklich zurückgegangen sind die Unfälle, die beim Zündschnurschießen durch zu langes Verweilen der Mannschaft am Schußort nach Inbrandsetzen der Zündschnur hervorgerufen worden sind. Sie betrugen im Jahre 1952 etwa 7% aller Schießunfälle im Lande Nordrhein-Westfalen gegenüber 12% im Jahre 1939 im früheren Deutschen Reich. Meist vertraut bei dieser Art von Schießunfällen der Mann zu sehr auf die Brenndauer der Schnur, so daß er bei zu großer Zahl der Schüsse oder bei Schwierigkeiten beim Instandsetzen der Zündschnüre zu lange am Ort verbleibt und von den ersten fallenden Schüssen ereilt wird. Um diesen Gefahren zu begegnen, empfiehlt es sich, die in Ziff. 126 aufgeführten Zündschnuranzünder zu verwenden. Auch die vermehrte Anwendung des elektrischen Schießens hat wesentlich zum Rückgang dieser Unfallart beigetragen.

184. — Die Sprengladung als Unfallursache. Schwierig sind Schutzmaßnahmen gegen Spätschüsse zu treffen, die durch fehlerhafte Zündmittel verursacht sein können. Oft führt unsachgemäße Behandlung der Sprengstoffe

zu Unfällen. Durch übermäßig starkes Einstampfen von Schwarzpulver oder brisantem Sprengstoff oder auch durch gewaltsames Einstampfen des Besatzes entstehen besonders bei Benutzung metallener Ladestöcke vorzeitige Detonationen. Die Verwendung hölzerner oder mit Kupferhut versehener Ladestöcke schließt hingegen keinesfalls jede Gefahr aus. Schon die heftige Reibung der Patrone an der rauhen Bohrlochwandung kann zur vorzeitigen Detonation führen. Eine andere Art von Unfällen ist auf einzelne, nicht detonierte Patronen und Zünder zurückzuführen, die als Versager im Bohrloch verblieben oder in das Haufwerk gelangt sind. Sie können angebohrt oder bei der Ladearbeit getroffen werden und hierbei detonieren.

Bei Verwendung von Schwarzpulver und offenem Licht sind Verbrennungen durch zufällig entzündete Pulverpatronen nichts Seltenes.

185. — Versager. Ob ein wirklicher Schußversager vorliegt, steht erst nach 15 Minuten Wartezeit, von dem Augenblick der Zündung ab gerechnet, fest. Je nachdem die Ursache außerhalb oder innerhalb des Bohrloches liegt, können Außen- und Innenversager unterschieden werden.

Außenversager sind die häufigsten. Sie können bei elektrischer Zündung in Mängeln folgender Art begründet sein: fehlerhafte Schaltung, schlechte Verbindung der Zünderdrähte, mangelhafte Beschaffenheit der Schießleitungen und ungenügende Leistungsfähigkeit der Zündmaschine. Bei elektrischer Mehrschußzündung rechnet man auch Schußversager zu den Außenversagern, wenn sie durch Benutzung von zueinander nicht passenden Zündern entstanden sind. Bei Zündschnurzündung kann die angezündete Schnur infolge fehlerhafter Beschaffenheit oder durch Feuchtigkeit erloschen sein. Durch Abschneiden und Neuanzünden kann bei genügender Länge des noch unverbrannten Stückes der Versager behoben werden.

Innenversager können in Fehlern des elektrischen Zünders einschließlich der im Bohrloch liegenden Zünderdrähte, der Zündschnur oder der Sprengkapsel sowie deren mangelhafter Verbindung begründet liegen. Bleiben beim elektrischen Schießen in einem Zündgang mehrere Schüsse, die in einer Gruppe kommen sollen, stehen, so kann mit großer Sicherheit auf Vorliegen eines Außenversagers geschlossen werden. Gelingt es jedoch nicht, die Schüsse einzeln abzutun, so handelt es sich wahrscheinlich um einen Innenversager. Ihre Beseitigung ist schwieriger und gefahrvoller als die von Außenversagern. Zwei Wege können hierbei beschritten werden. Der eine besteht in der Beseitigung des stehengebliebenen Schusses durch einen Hilfsschuß und der zweite im Aufsetzen einer neuen Schlagpatrone auf die Ladung, nachdem der Besatz entfernt worden ist. Letzteres ist jedoch nicht unbedingt nötig, da die neue Schlagpatrone, wenn im Bohrloch noch genügend Raum für ihr ordnungsgemäßes Verdämmen zur Verfügung steht, die Versagerladung auch dann initiiert, wenn die dazwischenliegende Besatzsäule nicht länger als 30—40 cm ist[1].

Der Hilfsschuß sollte möglichst nahe, jedoch nicht näher als 20 cm neben dem stehengebliebenen Schuß angeordnet werden. Die Aufgabe des Hilfs-

[1] MORHENN, E.: Ergebnisse von Sprengversuchen und Betrachtungen über die Detonation von Sprengstoff in Bohrlöchern in bergbaulichen Betrieben. Nobelhefte 1954, H. 1 S. 1.

schusses ist entgegen einer weitverbreiteten Ansicht nicht darin zu erblicken, die stehengebliebene Ladung mit zur Detonation zu bringen, vielmehr soll er nur die Ladung des Versagers hinauswerfen, die anschließend sorgfältig aus dem Haufwerk herausgesucht werden muß. Ungünstig ist weiterhin, daß die Gefahr besteht, beim Herstellen des Hilfsbohrloches in die Versagerladung hineinzubohren und diese zur Detonation zu bringen. Liegt der Versager unmittelbar am Streckenstoß, so ist das Hilfsschußverfahren nicht anwendbar.

Die Entfernung des Besatzes ist schwierig, wenn die Ladung durch festen Besatz verdämmt ist. Am ungefährlichsten ist das Ausspülen mit Wasser. Da man sich infolge Feuchtwerdens der Patronen hierbei nicht nur auf die Entfernung des Besatzes beschränken kann, sondern den Sprengstoff mit ausspülen muß, kommt ein Ausspülen nur bei Verwendung von Sprengstoffen in Frage, die kein Sprengöl, das bekanntlich in Wasser unlöslich ist, enthalten. Ein Ausbohren des Besatzes ist infolge der Gefahr, dabei in den Sprengstoff oder gar in die Sprengkapsel hineinzugeraten, zu verwerfen. Am einfachsten ist das Ausblasen des Besatzes durch Druckluft. Hierzu wird meist ein gewöhnliches Stahlrohr, das durch den Bohrhammerschlauch an die Druckluftleitung angeschlossen ist, benutzt. Es muß darauf geachtet werden, daß die Ladung selbst unversehrt bleibt oder aber nur Spuren von Sprengstoff mit entfernt werden.

Über die Zahl der im Betrieb vorkommenden Versager liegen einwandfreie Ermittlungen nicht vor. Auch dürfte es schwierig sein, die genaue Zahl der Versager überhaupt festzustellen, da jeder Schießberechtigte, um sich nicht zu belasten, möglichst wenig Versager angibt. In gut geordneten Betrieben wird man ihre Zahl auf etwa 0,7—1,0 von Tausend schätzen können.

186. — Beseitigen sitzengebliebener Patronen. Gefährlicher als sitzengebliebene Schüsse sind sprengstoffhaltige Bohrlochpfeifen, weil sie meist für sprengstofffrei gehalten werden. Beim Bereißen oder Anbohren der Pfeifen können die Patronen detonieren. Etwa 17% aller Schießunfälle in den Oberbergamtsbezirken Bonn und Dortmund sind auf unbeabsichtigtes Anbohren oder Anschlagen von nicht vermutetem Sprengstoff in einem Bohrloch oder in einer Bohrlochpfeife zurückzuführen. Das einfachste Mittel, sitzengebliebene Patronen zu beseitigen, ist das Einführen einer Schlagpatrone in die Bohrlochpfeife, um damit die Patronen wegzuschießen. Kann der Schuß aus Platzmangel nicht ordnungsgemäß besetzt werden, so bleibt nichts anderes übrig, als einen Hilfsschuß neben der Pfeife abzutun.

187. — Nachschwaden. Etwa 15% aller Schießunfälle wurden 1952 im Lande Nordrhein-Westfalen durch Nachschwaden verursacht. Eigentliche Erstickungen in den Sprengstoffnachschwaden werden selten eintreten. Nur wenn eine besonders große Schußzahl vor einem Orte mit schlechter Bewetterung abgegeben wurde, kann der Sauerstoffmangel so groß werden, daß Erstickung zu befürchten ist. Leichter sind Vergiftungen möglich, wenn die Nachschwaden mit Kohlenoxyd geschwängert sind. Größere Mengen Kohlenoxyd enthalten die Nachschwaden der Pulversprengstoffe. Die Gefahr von Vergiftungen durch derartige Nachschwaden besteht vor

allem in engen, ungenügend bewetterten Arbeitspunkten. Schon ein mit 0,01% Kohlenoxyd geschwängertes Luftgemisch wirkt bei längerer Einwirkung tödlich. Auch beim Schießen in der Kohle sind Vergiftungen mehrfach beobachtet worden, wobei das Kohlenoxyd allerdings wohl nicht aus dem Sprengstoffe selbst, sondern aus der Verbrennung von Kohlenstaub herrührte. Es lagen wahrscheinlich leichte Kohlenstaubexplosionen vor, die als solche nicht erkannt wurden. Ein Betriebspunkt, an dem geschossen worden ist, sollte daher erst wieder betreten werden, wenn die Schußschwaden abgezogen sind. Auch ist es ratsam, daß die Belegschaft an einem Orte wartet, an dem sie nicht den abziehenden, noch wenig verdünnten Schwaden unmittelbar ausgesetzt ist.

In Gesteinsbetrieben haben sich zu diesem Zweck, und um der Belegschaft zugleich eine gute Deckung zu ermöglichen, im Streckenstoß ausgesparte Kammern gut bewährt, die gegen die Strecke abgedichtet sein müssen. Durch aus Düsen ausströmende Druckluft wird ein geringer Überdruck erzeugt, der das Eindringen von Schußschwaden verhindert. Eine solche *Überdruckkammer* kann auch fahrbar eingerichtet und 80—100 m vom Arbeitsstoß entfernt aufgestellt werden. Sie besteht z. B. aus einem auf einem Förderwagenfahrgestell aufgebauten, etwa 3 m langem und 1,5 m hohem Kasten, der am rückwärtigen Ende eine mit Filzabdichtung versehene zweiflügelige Tür besitzt. An der Kopfwand ist außen eine 4 mm dicke Stahlplatte zum Schutz gegen Sprengstücke angebracht und an der Decke befindet sich eine mit Löchern versehene Druckluftleitung. Die Mannschaft kann auf einer in der Mitte angebrachten Bank im Reitsitz Platz nehmen. Die wettertechnisch beste Lösung besteht jedoch darin, die Schußschwaden nach Möglichkeit geschlossen durch einen saugenden Luttenstrang in den Abwetterstrom zu leiten, ohne daß sie noch belegte Betriebspunkte berühren, wenn es durchführbar ist und die Temperaturverhältnisse vor Ort es gestatten.

Eine weitere Möglichkeit des Unschädlichmachens von Nachschwaden besteht darin, unmittelbar vor dem Schießen eine Nebelwand aus Wasser vor die Ortsbrust zu legen. Durch geeignete Düsen kann mit Hilfe von Druckluft eine sehr gute Verteilung des Wassers im Streckenquerschnitt erreicht werden[1].

Durch dieses Verfahren werden nicht nur der beim Schießen aufgewirbelte Staub abgeschieden, sondern auch die Schießschwaden zum Niederschlagen gebracht, so daß die Schußstelle, falls keine Versager vorliegen, bereits nach fünf Minuten Wartezeit wieder betreten werden kann.

188. — Sprengkapseln. Wegen der großen Empfindlichkeit der Sprengkapseln gegen Stoß, Schlag und Reibung treten bei ihrer Handhabung gelegentlich Unfälle ein. Unter keinen Umständen soll man das Innere des Hütchens mit spitzen Gegenständen zu reinigen versuchen. Bei scharfen elektrischen Zündern ist es gefährlich, nach einem etwaigen Versagen des Schusses den Zünder mittels der Zünderdrähte durch den Besatz zu ziehen, da die Druck- und Reibungsverhältnisse nicht vorauszusehen sind. Mehr-

[1] Klössel, E.: Anwendung von Nebeldüsen bei der Schießarbeit. Bergbau-Rdsch. 1951 S. 352; — ferner: Richtlinien des Oberbergamtes Dortmund für die Bildung von Nebelzonen bei der Ausführung der Schießarbeit vom 1. Juli 1953.

fach haben auch einzelne Zünder, die versagt hatten, dadurch Anlaß zu Unfällen gegeben, daß sie ohne besondere Schutzmaßregeln zu weiteren Versuchen an der Zündmaschine benutzt wurden. Da der Widerstand der Schießleitung fehlt, erhält der Zünder in solchem Falle einen stärkeren Strom und kann nachträglich detonieren.

189. — Elektrische Zündung. Die Gefahren der Zündschnurzündung sind bereits früher, namentlich in Ziffer 158 besprochen worden. Bei der elektrischen Zündung haben sich mancherlei Gefahren herausgestellt, die insbesondere bei der Einführung der elektrischen Schießarbeit zu beachten sind und hierbei oftmals Unfälle im Gefolge haben. In erster Linie sind es Spätzündungen, die verschiedentlich Opfer fordern. Gerade die Art der elektrischen Zündung verleitet dazu, unmittelbar nach dem Versagen des Schusses vor Ort zu gehen und nach dem Fehler zu suchen, der im übrigen auf die Sprengladung selbst oder auf Fehler des Zünders zurückzuführen ist.

Vorzeitige oder unberufene Betätigung der Zündvorrichtung, ehe sämtliche Leute den Arbeitspunkt verlassen hatten, haben des öfteren zu Unfällen geführt.

Zu frühe Schüsse sind — abgesehen von der Unaufmerksamkeit des Schießberechtigten — dadurch möglich, daß die Zünderdrähte oder Schießleitungen mit stromführenden Leitern, z. B. Rohrleitungen, Schienen, Lutten, in Verbindung stehen. Streustromgefahr besteht besonders bei Fahrdraht-Lokomotivförderung. Auch sind, vor allem in Stollenbetrieben, durch gewitterartige Störungen Frühzündungen beim elektrischen Schießen sogar bei Verwendung von Spaltzündern vorgekommen.

G. Sonstige Sprengverfahren.

1. Das Sprengluftverfahren.

190. — Allgemeines. Sprengtechnische Eigenschaften der Sprengluft. Die wesentlichen Unterschiede zwischen den festen Sprengstoffen und flüssiger Luft bestehen darin, daß die zum Schießen fertigen Patronen erst unmittelbar vor ihrer Verwendung durch Tränkung mit flüssiger Luft hergestellt werden und daß der zur Explosionszersetzung der brennbaren Bestandteile erforderliche Sauerstoff den gewöhnlichen Sprengstoffen in chemisch gebundener, fester Form beigegeben ist, während die Sprengstoffe mit flüssiger Luft ihn in ungebundener, und zwar flüssiger Form enthalten.

Richtiger würde man von Sprengstoffen mit flüssigem Sauerstoff sprechen; denn es kommt nur auf den Sauerstoff der Luft an. Deshalb stellt man auch für Sprengzwecke flüssige Luft mit einem Sauerstoffgehalt von 95% her.

Flüssiger Sauerstoff eignet sich nicht zur längeren Aufbewahrung oder zur zeitraubenden Beförderung auf weite Entfernungen. Da flüssiger Sauerstoff eine Temperatur von höchstens — 182° C hat, siedet er, wenn nicht die Wärmezufuhr auf ein Mindestmaß beschränkt werden kann, ständig unter lebhafter Verdampfung.

Die Verwendung der flüssigen Luft für Sprengzwecke setzt also voraus, daß sie in der Nähe in einem dem regelmäßigen Verbrauche etwa entsprechenden Umfange regelmäßig und dauernd erzeugt wird. Zu ihrer Erzeugung gehört ein Verdichter, eine Luftverflüssigungs- und Trennvorrichtung. Die Größe einer Sprengluftanlage wird nach ihrer Erzeugungsfähigkeit je Stunde bemessen und schwankt zwischen 20 und 500 l/h. Je größer die Anlagen und je niedriger der Strompreis sind, um so wirtschaftlicher ist das Verfahren.

Die Sprengwirkung der Sprengluftpatronen kann fast die des Dynamits erreichen. Es ist aber auch möglich, Patronen mit schwächerer Wirkung herzustellen. Das Sprengluftverfahren ist aber in keinem Falle schlagwettersicher.

191. — Beförderungs- und Tränkgefäße. Die flüssige Luft wird in kannen- oder flaschenförmigen Metallgefäßen mit doppelter Wandung zum Arbeitspunkte gebracht und hier zur Tränkung der Sprengpatronen benutzt. Hierzu dienen becherförmige Metallgefäße mit abnehmbarem Deckel. Dabei erfolgt zur Vermeidung von größeren Verdampfungsverlusten das Tränken zweckmäßig so, daß man das Tränkgefäß mit Patronen füllt und dann erst nach und nach den Sauerstoff eingießt, bis schließlich der Flüssigkeitsspiegel die Patronen überdeckt. Die Tränkungsdauer beträgt 10—20 Minuten.

192. — Patronen und Besatz. Die zum Tränken fertigen Patronen bestehen aus Papierhülle und Füllung. Als Füllung für die Patronen werden Korkmehl, Ruß verschiedener Art u. dgl. benutzt. Die günstigste Schußzeit liegt für die Patronen üblicher Größe — 35 mm Durchmesser, 300 mm Länge — zwischen 6 und 12 Minuten nach Herausnahme aus dem Tränkgefäß.

Zur Erhöhung der Sprengwirkung ist Besatz notwendig. Bei Zündung vom Bohrlochtiefsten aus (Ziff. 193) kann man in manchen Fällen auf ihn verzichten, weil der Sprengstoff selbst eine Verdämmung für die aus dem Bohrlochtiefsten kommende Explosion bildet.

Wird Lettenbesatz angewandt, so muß, um sein vorzeitiges Herausschleudern infolge der schnell ansteigenden Gasspannung im Bohrloch zu vermeiden, ein Entlüftungsröhrchen eingestampft werden. Einfacher ist es, stattdessen durchlässigen Besatz (z. B. Sand, bröckeliges Salzklein u. dgl.) lose oder in Papierpatronen zu wählen. Auch in das Bohrloch getriebene, durchbohrte Holzdübel haben sich gut bewährt.

193. — Zündung. Die für die Zündung benutzten Zündschnüre dürfen zur Vermeidung von Frühzündungen keine leicht brennbare Umhüllungen haben. Man wählt daher besonders hergestellte (z. B. mit Leim oder Wasserglas getränkte) „Sprengluftzündschnüre".

Soll die Schnur die Ladung unmittelbar zünden, so wird sie zur Erzielung eines kräftigen Feuerstrahles umgeknickt und an der Knickstelle eingeschnitten. Bei der Anwendung der elektrischen Zündung ist zu beachten, daß der Widerstand elektrischer Zünder durch die starke Abkühlung in flüssiger Luft beträchtlich verringert wird, so daß sie zur Zündung eine geringere Spannung erfordern als bei der gewöhnlichen Schießarbeit. Es kann mit Momentzündern oder Zeitzündern geschossen werden.

Ganz allgemein wird der elektrische Zünder vor dem Laden der Bohrlöcher in das Bohrlochtiefste eingebracht. Desgleichen wird auch die gesamte elektrische Zündanlage vor dem Laden der Bohrlöcher fertiggestellt, da die Flüssigkeitspatronen nur eine sehr begrenzte Lebensdauer haben.

194. — Die Kosten des Sprengluftverfahrens hängen zum großen Teile von den Kosten des für den Antrieb der Sprengluft-Erzeugungsanlagen benutzten elektrischen Stromes ab. Für 1 kg Sprengluft sind etwa 1—2,5 kWh zu rechnen. Einschließlich Verzinsung und Tilgung der Anlagen kostet 1 kg flüssiger Sauerstoff etwa 30 Pfg.

Auf Gruben, die bei hohem Sprengstoffbedarf das Schießverfahren mit flüssiger Luft allgemein eingeführt haben, sind die Kosten geringer als beim Schießen mit handfertigen Sprengstoffen.

Ganz anders stellt sich das Bild auf Gruben, die entweder einen geringen Sprengstoffbedarf haben oder wegen der Schlagwettergefahr nur die eigentlichen Gesteinssprengstoffe durch Luftsprengung ersetzen können, während sie im übrigen feste Wettersprengstoffe weiter verwenden müssen. In solchen Fällen ist das Verfahren unwirtschaftlich, weil die Anlagekosten und Löhne im Verhältnis zu der geringen Erzeugung zu schwer ins Gewicht fallen[1].

195. — Anwendbarkeit des Verfahrens. Für das Schießen mit flüssiger Luft sind große und weite Grubenräume günstig, wo also der Umgang mit den Be-

[1] Beysen: Wie wird die Wirtschaftlichkeit der Schießarbeit mit Sprengluftpatronen beeinflußt gegenüber handfertigen Sprengstoffen auf Kaligruben? Kali 1926 S. 102.

förderungs- und Tauchgefäßen für flüssige Luft keine Schwierigkeiten bietet, wo ferner durch schwere Schüsse die hohe Sprengkraft ausgenutzt werden kann und wo schließlich keine Schlagwetter auftreten. Diese Umstände sind z. B. gegeben im oberschlesischen Steinkohlenbezirk, im Kalisalzbergbau und auf einigen Erzgruben. Tatsächlich ist das Verfahren auch dort angewandt worden. Heute wird jedoch in Deutschland kein Gebrauch mehr davon gemacht. Dagegen wird ein großer Teil der Minette mit Sprengluft hereingewonnen. Auch sind Anlagen in Japan und Chile in Betrieb. Im deutschen Braunkohlenbergbau ist die Verwendung flüssiger Luft verboten.

2. Das Cardox-, Hydrox- und Chemecholverfahren.

196. — Beschreibung. Das auf einigen amerikanischen, englischen und japanischen Gruben benutzte *Cardoxverfahren*[1] bedient sich flüssiger Kohlensäure, die in eine aus Stahl hergestellte Patrone von etwa 0,45—1,65 m Länge und 45—64 mm Durchmesser in einer Menge von 0,11—2,80 kg eingefüllt wird.

Ein Gassatz, der elektrisch gezündet wird, verursacht durch Gasabgabe einen Druckanstieg in dem im Füllverhältnis 1 : 1 mit flüssiger Kohlensäure gefüllten Cardoxrohr. Nach Erreichen eines bestimmten Druckes (Berstdruck) wird die Berstscheibe, die das hintere Ende des Rohres verschließt, an ihrer Einspannstelle abgeschert, und die unter kräftigen Expansionserscheinungen ausströmende Kohlensäure ruft die Sprengwirkung hervor. Je nach Wahl der Berstscheibe kann der Berstdruck zwischen 1300 und 2800 kg/cm² liegen. Ein Teil der austretenden Kohlensäure drückt unter zwei am Ende der Patrone angebrachte Klinken, wodurch sich das Cardoxrohr selbsttätig im Bohrloch festklemmt. Für Deutschland werden Cardoxrohre und Fülleinrichtungen von der Abbautechnik G.m.b.H., Düsseldorf, hergestellt.

Da die Kosten im allgemeinen höher sind als bei Verwendung von Sprengstoffen, wird das Verfahren in Deutschland wahrscheinlich nur dann angewandt werden, wenn es auf die Ausnutzung der Vorteile des Cardoxverfahrens, nämlich Schlagwettersicherheit und höheren Stückkohlenanfall, ankommt. Gute Ergebnisse wurden beim Auflockerungsschießen in steiler Lagerung erzielt. Ferner ist das Verfahren mit Erfolg im Abbaustreckenvortrieb und sogar im Gesteinstreckenvortrieb bei hohem Methangehalt der Wetter benutzt worden.

Das *Hydroxverfahren* ist ähnlich, nur bedient es sich statt der Kohlensäure eines brennbaren Pulvers. In Deutschland wird dieses Verfahren gar nicht, im Ausland selten angewandt.

Das in den USA noch in der Entwicklung befindliche *Chemechol*-Verfahren[2] ist dem Hydroxverfahren sehr ähnlich. Da für die Zündung der Chemechol-Patronen 36 V und 6—9 A notwendig ist, muß die Schlagwettersicherheit erst noch erwiesen werden. Diese soll allerdings durch entsprechende Schaltmaßnahmen erreicht werden können. In Deutschland ist vorläufig mit einer Zulassung dieses Verfahrens durch die Bergbehörde kaum zu rechnen.

3. Das Airdox- oder Armstrongverfahren[3].

197. — Beschreibung. Das Bestreben, beim Schießen jede chemische Umsetzung und mit Funken- oder Flammerscheinung verbundene Zündung zu vermeiden und so ein unter allen Umständen schlagwettersicheres Sprengmittel zu schaffen, das zugleich billiger als das Cardox- und Hydroxverfahren arbeitet, führte in den Vereinigten Staaten zur Entwicklung des Airdox- oder Armstrongverfahrens. Bei diesem Verfahren wird die Expansionskraft hochgespannter Luft, die auf rd. 800 atü in einem unter oder über Tage aufgestellten sechsstufigen Kolben-

[1] KOEPE, F.: Explosionssichere Schieß- und Sprengstoffverfahren des Auslandes. Schlägel u. Eisen 1951 S. 95. — Ferner H. J. GÄRTNER: Cardox im Abbaubetrieb. Glückauf 1951 S. 729.

[2] ERLINGHAGEN: Der heutige Stand des Schießverfahrens Chemechol. Glückauf 1953 S. 835.

[3] WEDDIGE, A.: Das Druckluftschießen nach dem Armstrongverfahren. Glückauf 1953 S. 168.

kompressor verdichtet wird, ausgenutzt. Die Luft wird durch Rohrleitungen in den Abbaubetriebspunkt geleitet und mit Hilfe eines Schlauches in das ins Bohrloch von 70 mm Durchmesser eingeführte „Schießrohr" gefüllt. Das Schießrohr ist ein starkwandiges, 1,60—2,40 m langes Stahlrohr mit einem Außendurchmesser von 63 mm. Nach Erreichen eines Druckes von etwa 770 atü im Schießrohr werden die im hinteren Teil dieses Rohres liegenden Austrittsöffnungen plötzlich freigegeben, und die schlagartig expandierende Luft zertrümmert die in der Umgebung anstehende Kohle. Nach Abschalten der Luft wird das Schießrohr aus der zerkleinerten Kohle herausgezogen und kann im benachbarten Bohrloch wieder verwendet werden. Es ist also in einem Streb nur ein Schießrohr notwendig, mit dem alle fünf Minuten ein Schuß gelöst werden kann. Das Verfahren wird auf einer lothringischen Steinkohlengrube mit Erfolg angewandt. Im britischen Bergbau ist neuerdings ein Verfahren entwickelt worden, bei dem durch eine Ladung Wettersprengstoff in einem mit Wasser gefüllten Bohrloch ein Treibstoß auf die Kohle ausgeübt wird, so daß diese leicht hereingewonnen und geladen werden kann.

V. Die maschinelle Wegfüllarbeit.

198. — Vorbemerkung. Die Gewinnungs- und Lademaschinen leisten als eine ihrer beiden Aufgaben auch maschinelle Wegfüllarbeit. Hier sei jedoch von dem mechanisierten Laden allein die Rede, von Maschinen also, die bereits, und zwar meist durch Schießarbeit hereingewonnenes Gut — Gestein, Erz, Salz oder Kohle — in Förderwagen oder auf andere Fördermittel verladen und mit Gewinnungsmaschinen nicht in Verbindung stehen. Ihr Einsatz kommt überall dort in Frage, wo größere Haufwerksmengen von einer Stelle oder wenigen Punkten schnell wegzuladen sind. In Deutschland ist dieses in den großen Abbauräumen des Salzbergbaus oder beim Abbau mächtiger Erzlager und beim Gesteinsstreckenvortrieb[1] sowie beim Auffahren von Abbaustrecken der Fall, in den Vereinigten Staaten und einigen anderen Ländern auch in den Abbauräumen des Steinkohlenbergbaus. In allen diesen Fällen ist die Wegfüllarbeit von Hand ein sehr zeitraubender und anstrengender Arbeitsvorgang, dessen Mechanisierung zum Zwecke der Leistungssteigerung bedeutungsvoll ist und in zunehmendem Umfang durchgeführt wird[2].

Die Wegfüllarbeit besteht aus zwei getrennten Arbeitsvorgängen: erstens dem Aufnehmen des Haufwerks von der Sohle und zweitens dem Transport des aufgenommenen Gutes bis zum Fördermittel, d. h. bis über die Oberkante des Förderwagens oder bis auf einen Stromförderer usw. Bei den meisten Lademaschinen sind diese beiden Arbeitsgänge mechanisiert worden, bei einigen wird dagegen nur der zweite Arbeitsvorgang maschinell durchgeführt. Man unterteilt die Lademaschinen daher zunächst in *teilmechanische* und *vollmechanische* und weiter die vollmechanischen nach der Art der Aufnahme und Bewegung des Gutes in *Wurfschaufellader*, *Stoßschaufellader*, *Schrapper*, *Seitengriffladen*, *Zughackenlader* und *sonstige Lademaschinen*[3].

[1] Hoffmann, W.: Lademaschinen für den Streckenvortrieb, in „Mechanisches Auffahren von Strecken" S. 70. Essen: Verlag Glückauf 1950.

[2] Dasselbe gilt von der Wegfüllarbeit beim Abteufen von Schächten. Die hier an Verbreitung stark zunehmenden Ladegreifer werden in Band 2, Abschnitt „Schachtabteufen" Berücksichtigung finden.

[3] Pelzer, A., u. K. Beckmann: Die Entwicklung der Lademaschinen im In- und Ausland. Glückauf 1954 S. 1121.

Die meisten der in Deutschland gebräuchlichen Lademaschinen haben Radsätze, sind also auf dem Gestänge fahrbar. Im Ausland, vor allem in Nordamerika, sind dagegen die Lader vielfach mit einem Raupenfahrwerk ausgerüstet.

199. — Die Ladewagen. Die Ladewagen sind teilmechanische Lademaschinen, die lediglich das Anheben des Gutes bis über den Rand des Förderwagens und das Ausschütten in den Wagen maschinell ausführen. Das Aufnehmen des Gutes von der Sohle (und damit die Aufgabe auf den Ladewagen) muß dabei noch von Hand mit Schaufeln geschehen. Der wesentlichste Teil dieser Maschinen ist ein geneigt angeordneter Zweikettenstegförderer oder Gummigurtförderer, der auf einem fahrbaren Gestell untergebracht ist. Ladewagen werden u. a. von Korfmann in Witten, von Hauhinco in Essen, von der Firma Bergtechnik in Lünen hergestellt.

Abb. 174. Ladewagen der Fa. Korfmann.

Beim Korfmann-Ladewagen besteht der Förderer aus einer Förderrinne sowie zwei Laschenketten, die durch Mitnehmerstege miteinander verbunden sind und mittels Druckleisten am Boden der Förderrinne geführt werden. Dieser Förderer verläuft an der dicht über der Sohle liegenden Aufgabestelle sowie an dem etwas über Förderwagenhöhe befindlichen Abwurfende söhlig. Dieses Abwurfende reicht, wie Abb. 174 zeigt, über $1^1/_2$ Förderwagen hinweg. Es kann ohne Stillsetzen des Motors fortlaufend geladen werden, wenn eine Rollweiche oder Schiebebühne einen schnellen Wagenwechsel gestattet. Ein 8 PS-Schrägzahnmotor mit Getriebe befindet sich in dem verkleideten vierrädrigen Fahrgestell. Die Länge dieses Ladegeräts beträgt etwa 7 m.

Für den Abbaustreckenvortrieb eignen sich besser kleinere Ladewagen. Die waagrechten Aufgabe- und die Abwurfenden sind kürzer, wie z. B. beim Korfmann-Kleinlader, oder sie fehlen sogar ganz. Dies ist der Fall bei dem Bergtechnik-Steil-Ladegerät und bei dem Hauhinco-Ladeband, das an Stelle eines Kettenförderers mit einem Gummigurtförderer ausgerüstet ist.

Die Verbreitung der Ladewagen ist verhältnismäßig gering. Sie werden häufiger in Abbaustrecken als in Gesteinsstrecken eingesetzt. Ihr Vorteil liegt in den geringen Anschaffungs- und Energiekosten, in der großen Einfachheit und Beweglichkeit. Nachteilig ist jedoch, daß noch erhebliche Handarbeit notwendig ist, da die Geräte die Ladearbeit nur teilweise mechanisieren.

Die Ladeleistung der Ladewagen beträgt je nach Größe, Schnelligkeit des Wagenwechsels und Schaufelleistung der Bedienung 5—15 m³/h.

Die Ladewagen eignen sich auch als Zwischenfördermittel, z. B. zwischen Strebfördermittel und Förderwagen, wenn man es für richtig befunden hat, insbesondere beim Abbau in flacher Lagerung die Abbaustrecke durch Nachreißen des Hangenden aufzufahren. Auch als Zwischenfördermittel zwischen vollmechanische Lademaschinen und Förderwagen werden häufig Ladewagen eingeschaltet.

200. — Die Wurfschaufellader[1]. Die Wurfschaufellader sind vollmechanische Lademaschinen, die den Schaufelvorgang von Hand unmittelbar nachahmen. Der wesentlichste Teil dieser Maschinen ist eine baggerlöffelähnliche Ladeschaufel von etwa 100—400 l Inhalt (Abb. 175). Beim Ladevorgang wird diese Ladeschaufel durch Vorfahren der Lademaschine dicht über der Sohle in das Haufwerk gedrückt und dadurch gefüllt. Danach wird die Ladeschaufel angehoben und nach hinten geschwenkt, wobei sie das Gut entweder unmittelbar in einem Förderwagen oder zunächst auf ein Zwischenfördermittel wirft. Ihr Antrieb erfolgt meist durch Druckluft, aber auch elektrisch. Hergestellt werden Wurfschaufellader in mehreren Größen und verschiedenen Ausführungen u. a. von der Salzgitter Maschinen A.G. in Salzgitter-Bad, von der Eisenhütte Westfalia in Lünen und von der Atlas-Diesel AB in Stockholm.

Abb. 175. Wurfschaufellader.

Die *Salzgitter-Lader* bestehen aus drei Hauptteilen, nämlich dem Fahrgestell *a*, dem drehbar darauf gelagerten Oberteil *b* und der Wiege oder Wippe *c* mit der Ladeschaufel (Abb. 176). Das Fahrgestell enthält den Fahrmotor *g* von 10—18 PS, der alle vier Räder über das Fahrgetriebe antreibt, die Wagenkupplungsvorrichtung *i* und die Wagenabstoßvorrichtung *k*. Außerdem ist im Fahrgestell die Schwenkvorrichtung untergebracht, die aus den beiden Druckluftzylindern *m* mit gemeinsamer Kolbenstange besteht und das Oberteil nach beiden Seiten je 30° ausschwenken kann. Bei den kleinen Bauarten (HL 100 und HL 200) fehlt diese mechanische Schwenkvorrichtung, so daß das Schwenken von Hand geschehen muß. Das Oberteil, das durch den in Wälzlagern laufenden Drehkranz *t* mit dem

[1] Meier, C.: Erfahrungen mit Wurfschaufelladern beim Abbaustreckenvortrieb. Glückauf 1954 S. 1174.

Fahrgestell verbunden ist, nimmt den Hubmotor *d* auf, der die gleiche Bauart und Leistung wie der Fahrmotor hat, also mit diesem vertauschbar ist. Er treibt über das Hubgetriebe *e* die Kettentrommel an, die dadurch ihrerseits die Laschenkette *f* aufwickelt und damit die Wippe *c* mit ihren bogenförmigen Kufen auf der Grundplatte *r* in den Führungsseilen *K* nach hinten rollen läßt. Bei dieser Bewegung wird die Ladeschaufel mitgenommen und erreicht schließlich die strichpunktiert gezeichnete Endstellung.

Die *Atlas-Diesel-* und auch die *Gardner-Denver-* und *Joy-Sullivan-Lader* sind ähnlich gebaut. Einige haben zwei Laschenzugketten statt einer, und bei einigen geschieht die Führung der Kippe auf der Grundplatte nicht durch Führungsseile und Rillen, sondern durch gezahnte Bahnen. Das seitliche Schwenken des Oberteils geschieht fast durchweg von Hand; es fehlt also eine mechanische Schwenkvorrichtung ebenso wie eine mechanische Wagenabstoßvorrichtung. Der Joy-Sullivan-Lader wird auch mit einer Vorrichtung zur Aufnahme einer hydraulisch beweglichen Bohrlafette geliefert. Dadurch läßt sich der Lader nach der Ladearbeit in einen Bohrwagen verwandeln.

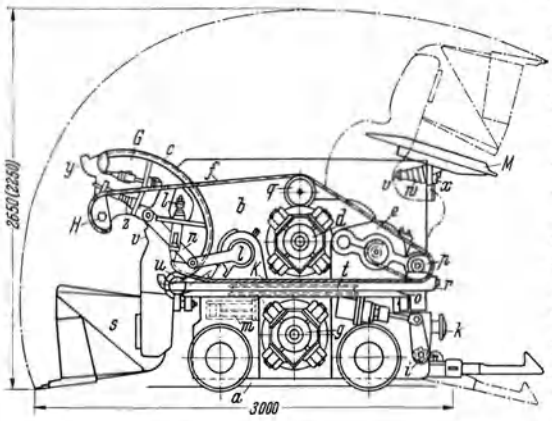


Abb. 176. Salzgitterlader.

a Fahrgestell; — *b* Oberteil; — *c* Wippe; — *d* Hubmotor; — *e* Hubgetriebe; — *f* Laschenkette; — *g* Fahrmotor; — *i* Kupplungsvorrichtung; — *k* Abstoßvorrichtung; — *l* Rückdrehvorrichtung; — *m* Schwenkzylinder; — *n* Lenkgestänge; — *o* Abschlußplatte; — *p* Umlenkrolle; — *q* Führungsrolle; — *r* Grundplatte; — *s* Schaufelseitenwand; — *t* Drehkranz; — *u* Lagerschalen; — *v* Wangenanschläge; — *w* Pufferfedern; — *x* Schurrenquerstück; — *y* Hakenförmige Ansätze; — *z* Federn; — *G* Seitenwangen; — *H* Wippenquerstück; — *J* Zwangsführungen; — *K* Führungsseile; — *L* Kegelfedern; — *M* Schurre.

Der Nachteil der bisher beschriebenen Wurfschaufellader, daß nämlich die Ladearbeit während des Wagenwechsels unterbrochen werden muß, läßt sich durch Einschalten eines Zwischenfördermittels zwischen Ladegerät und Förderwagen vermeiden. Diese Zwischenfördermittel bestehen aus ladewagenartig gebauten Zweikettensteg- oder Gummigurtförderern. Sie bieten außer der Möglichkeit, während des Ladens den Wagenwechsel vorzunehmen, eine gewisse Bunkerungsmöglichkeit. Zur Beladung von Großraumwagen sind die Zwischenförderer unerläßlich (Abb. 177). Sie ermöglichen es auch, die unproduktive Zeit der Schaufelbewegung erheblich abzukürzen, indem der Schaufelhub wesentlich kürzer ausfällt und die eigentliche Förderaufgabe dem Fließförderer zufällt. Dies ist beim *Eimco-Lader* der Fall, der sonst völlig der Bauweise der gewöhnlichen Wurfschaufellader gleicht, sowie beim *Westfalia-Bandschnellader*[1] (Abb. 178). Durch den weit nach vorn reichenden Kettenförderer verringert sich der Schaufelhub und damit die Zeit für den

[1] Scheer, A.: Erfahrungen beim Abbaustreckenvortrieb mit dem Westfalia-Bandschnellader. Glückauf 1954 S. 1137.

Schaufelweg um die Hälfte. Die Schaufelbewegung geschieht hier nicht durch Hubmotor, Zugkette und Kippe, sondern durch einen Druckluftzylinder, Gestänge und Ausleger. Auch das seitliche Schwenken geht mittels Druckluftzylinder vor sich. Dieser kleine Wurfschaufellader mit nur 80 l Schaufelinhalt, aber hoher Ladeleistung, ist für den Abbaustreckenvortrieb besonders geeignet.

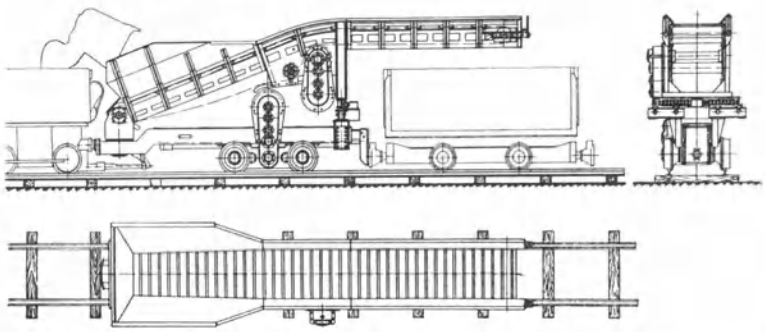


Abb. 177. Einschaltung eines Zwischenfördermittels zwischen Ladegerät und Förderwagen.

Zu den Wurfschaufelladern mit Zwischenfördermittel gehört auch der *Conway-Lader*. Nur wird bei ihm nicht die Ladeschaufel mittels einer nach hinten abrollenden Wippe in hohem Bogen auf das Band entleert, sondern die oben offene, löffelartige Schaufel ist mit einem festen Scharnier am vorderen Ende des Ladewagens befestigt und wird durch zwei Ketten um etwa 90° nach hinten gezogen und dadurch auf die Aufgabestelle des Bandes entleert. Der Schaufelweg ist hier besonders kurz und deshalb die Ladeleistung hoch.

Auch der *Myers-Whaley-Lader* ist wohl hierher zu rechnen. Bei ihm führt eine kurze, spatenförmige Schaufel fortlaufend mittels eines komplizierten Gestängesystems eine etwa kreisförmige Grab- und Überkippbewegung aus, wobei sie auf einen Gummigurt entleert. Infolge des extrem kurzen Schaufelweges und der hohen Schaufelgeschwindigkeit ist die Ladeleistung sehr hoch.

Abb. 178. Bandschnellader der Westfalia-Lünen.

Im westdeutschen Steinkohlenbergbau ist von all diesen verschiedenen Wurfschaufelladern der Salzgitter-Lader ohne Zwischenfördermittel der verbreitetste. Für Ausbruchquerschnitte von 6—7 m², wie sie im Erzbergbau häufig sind, reichen Kleinlader mit einem Schaufelinhalt von 120 l aus[1].

[1] Wünnenberg, E.: Leistungen und Kosten mit Wurfschauflern. Erzmetall 1954 S. 335.

Die Vorteile der Wurfschaufellader liegen vor allem in der großen Ortsbeweglichkeit, dem geringen horizontalen Raumbedarf und ihrer Anwendbarkeit in Kurven. Die Wurfschaufellader sind für jedes Ladegut geeignet, laden die Sohle sauber frei, erlauben bei Betriebsstörungen einen raschen Übergang zum Handbetrieb und sind schließlich zum Bewegen von Wagen, Ausbauteilen usw. zu verwenden. Auf Grund ihrer großen Beweglichkeit sind sie besonders für den gemeinsamen Einsatz mit Bohrwagen geeignet. Dazu muß das Gestänge etwa 10 m hinter der Ortsbrust durch eine Plattenweiche in zwei Gleise geteilt werden. Nachteilig ist dagegen bei den gewöhnlichen Bauarten die der Schaufelbewegung eigene unterbrochene Arbeitsweise und der Zeitverlust durch den Wagenwechsel.

Die reine Ladeleistung, ermittelt aus dem Schaufelinhalt und der Zeitdauer eines Schaufelspiels, liegt bei den Wurfschaufelladern zwischen etwa 50 und 200 m^3/h. Die wirkliche Ladeleistung ist jedoch erheblich geringer, weil einmal der Schaufelinhalt im allgemeinen nur zu etwa 60% ausgenutzt wird[1] und weil zum anderen für den Wagenwechsel, für Nebenarbeiten und Störungen Zeit aufgewendet werden muß. Die wirkliche Ladeleistung der Wurfschaufellader liegt demnach je nach der Größe und Bauart des Laders etwa zwischen 16 und 40 m^3/h. Es ist anzustreben, die Zahl der Bedienungsleute, die 2—3 Mann beträgt, einzuschränken. Im schwedischen Bergbau z. B. wird einem Wurfschaufellader nur 1 Mann beigegeben.

201. — Die Stoßschaufellader. Bei den Stoßschaufelladern hat man die Wirkungsweise der Schüttelrutsche für die vollmechanische Ladearbeit nutzbar gemacht, und zwar sowohl für das Aufnehmen des Haufwerks von der Sohle als auch für den Transport des Gutes entweder bis zum endgültigen Fördermittel oder doch wenigstens bis zu einem Zwischenförderer. Am vorderen Ende eines Rutschenstranges befindet sich eine 1—4 m breite, flache Ladeschaufel, die dicht über der Sohle schüttelrutschenartige Stoßbewegungen gegen das Haufwerk ausführt. Dadurch dringt die Ladeschaufel teilweise unter das Haufwerk und füllt sich, worauf das Gut in dem mit 0—3° ansteigenden Schüttelrutschenstrang, der sich an die Ladeschaufel anschließt, nach rückwärts befördert wird. Dieser Schüttelrutschenteil steigt entweder bis über Förderwagenhöhe an und trägt in Förderwagen aus, oder er verläuft mehr oder weniger söhlig und fördert nach kurzer Entfernung in ein ladewagenartiges Zwischenfördermittel, das dann seinerseits die Förderwagen belädt. Oder aber der Schüttelrutschenteil verläuft söhlig über größere Entfernungen, dient also regelrecht als Fördermittel und trägt das Fördergut erst später entweder unmittelbar oder über ein Zwischenfördermittel in Förderwagen aus.

Hergestellt werden Stoßschaufellader u. a. von der Firma Bergtechnik in Lünen, von der Firma Mark-Brennkraft in Wengern und von der Maschinenfabrik Eickhoff in Bochum.

Der *Stoßschaufellader der Bergtechnik* in Lünen besteht aus zwei Hauptteilen, nämlich dem Schüttelrutschenteil mit der Ladeschaufel und dem Motorwagen mit dem Ladeband (s. Abb. 179). Der Motorwagen enthält

[1] Fritzsche, H.: Betriebserfahrungen mit Lademaschinen auf der Grube Maubacher Bleiberg. Erzmetall 1953 S. 212.

zum Antrieb des Gummigurtes eine 6-PS-Druckluftrolle und außerdem zwei Rutschenmotoren von je 15 PS. Als Fahrmotor ist im Motorwagen ein 8-PS-Getriebemotor mit zwei Seiltrommeln untergebracht. Zum Vorfahren wird das Zugseil kurz vor der Ortsbrust am Gestränge verankert, zum Zurückholen beispielsweise am Ausbau. Mit Hilfe des Fahrmotors wird der Lader mit einer Kraft von 10 t gegen das Haufwerk gedrückt. Ferner enthält der Motorwagen die druckluftgetriebene Schienensperre und die druckluftgetriebene Wagenabstoßvorrichtung. Das söhlige Abwurfende des Gummigurtförderers reicht über etwa $1^1/_4$ Förderwagen hinweg (s. Abb. 179), so daß im Durchschiebeverkehr auch während des Wagenwechsels weitergeladen werden kann. Zu diesem Zweck ist eine Umgleisbühne an der rückwärtigen Seite des Motorwagens befestigt. Der nach vorn reichende Schüttelrutschenteil ist durch zwei Angriffstangen mit dem Motorwagen verbunden. Über diese Stangen wird die Bewegung der Rutschenmotoren auf den Schüttelrutschenteil übertragen, der mittels zweier Radsätze auf dem Schienengestänge läuft (s. Abb. 179). Die je nach dem gewünschten Ladebereich verschieden breite Ladeschaufel wird von einer Laufrolle auf der Gleitplatte abgestützt. Die Länge dieses Ladegeräts beträgt etwa 15 m.

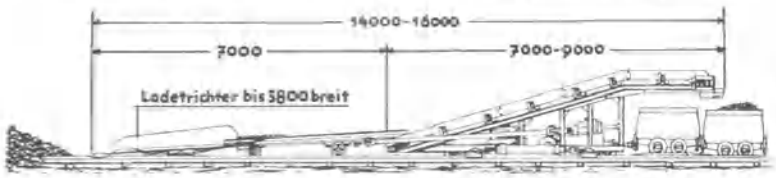


Abb. 179. Stoßschaufellader der Bergtechnik.

Der *Bergtechnik-Kleinstoßlader* ist ähnlich gebaut, nur ist bei ihm der Schüttelrutschenteil auf einem besonderen, fahrbaren Rahmen untergebracht. Dieser enthält den seitlich angeordneten Rutschenmotor, den Fahrmotor mit der Seilwinde und die Schienensperre. Der eigentliche Unterschied liegt aber darin, daß der Kleinstoßlader kurvengängig und kleiner ist. Bei ihm ist der Schüttelrutschenteil seitlich schwenkbar, wodurch die Ladeschaufel schmaler gehalten und dennoch eine große Breite bestrichen werden kann. Außerdem läßt sich auch das Ladeband nach beiden Seiten bis zu 90° schwenken, so daß auf beide Gleise geladen oder auch auf ein Fließfördermittel ausgetragen werden kann. Die Länge dieses Laders beträgt nur etwa 11 m, wodurch er — insbesondere dank seiner Kurvengängigkeit – auch für den Abbaustreckenvortrieb geeignet ist.

Der *Mark-Hochlader* besitzt in der Normalausführung kein Zwischenfördermittel. Das Gut wird allein durch den Rutschenteil bis über Förderwagenhöhe gebracht. Der Mark-Hochlader ist kurvengängig, da seine beiden Fahrgestelle als Drehgestelle ausgeführt sind. Sie sind durch einen Rahmen aus U-Eisen verbunden, der den einzigen Motor des Laders, einen kräftigen Schüttelrutschenmotor von 20 PS, trägt und den Rutschenstrang führt. Die Ladeschaufel gleitet unmittelbar auf der Sohle oder noch auf dem Gestänge. Kennzeichnend sind die Kurvenbahnen, auf denen die Laufräder der Schüttelrutsche laufen. Sie bewirken, daß die Rutsche beim Aufwärtshub zugleich eine Wurfbewegung macht. Das Abwurfende des

Laders kann wahlweise sowohl nach rechts als auch nach links austragen, so daß bei doppeltem Gestänge abwechselnd nach beiden Seiten und damit ohne Unterbrechung durch Wagenwechsel geladen werden kann. Der Lader fährt dabei auf den beiden inneren Schienen der beiden Gestängebahnen.

Der *Mark-Flachlader* ist in seiner Normalausführung dem Hochlader sehr ähnlich, jedoch niedriger und kürzer. In einer besonderen Ausführung des Flachladers liegt der Austrag so niedrig, daß nur eine Übergabe auf Fließfördermittel möglich ist. Der Flachlader ist auf einem flachen Stahlrahmen montiert. Die beiden Rutschenmotore von zusammen 48 PS sind seitlich neben dem Rutschenstrang angeordnet. An den Rutschenstrang schließt sich nach rückwärts eine kurze, an der Firste aufgehängte Übergaberutsche an, die über das Ende des Streckenfließfördermittels ragt und vom Lader mitbewegt wird. Dieser Flachlader kann an Stelle der Übergabehängerutsche mit einem Stegkettenladewagen versehen werden und ähnelt dann dem oben beschriebenen Bergtechnik-Kleinstoßlader.

Abb. 180. Eickhoff-Entenschnabellader.

Der *Eickhoff-Entenschnabellader* besteht aus einer normalen Schüttelrutsche größerer Länge, an deren vorderem Ende die nach beiden Seiten um 25° schwenkbare, in der Längsrichtung um 3 m ausziehbare Ladeschaufel angebracht ist (Abb. 180). Mit Hilfe eines Klemmbackengetriebes wird die Ladeschaufel im Takt der Rutschenhübe gegen das Haufwerk gedrückt. Die Ladeschaufel ist nur 83 cm breit, kann aber der großen Schwenkbarkeit wegen eine Breite von 7 m bestreichen. Das Haufwerk wird von der Rutsche entweder auf ein anderes Fließfördermittel oder in Förderwagen ausgetragen. Im letzteren Fall wird entweder das Ende des Rutschenstranges ansteigend geführt oder es wird ein Ladewagen zwischengeschaltet.

202. — Betriebliche Beurteilung der Stoßschaufellader. Leistungen. Die Vorteile der Stoßschaufellader liegen in der hohen Ladeleistung der mit Zwischenfördermittel versehenen Bauarten und in den geringen Anschaffungskosten der anderen Formen, die ohne Zwischenfördermittel das Haufwerk allein durch den Schüttelrutschenteil fördern und anheben. Ferner bieten die Stoßschaufellader die Möglichkeit, auf Bühnen während der Ladearbeit zu bohren. Zudem sind mehrere Bohrwagen für die Zusammenarbeit mit Stoßschaufelladern gebaut, wie z. B. der Sonderbohrwagen der Maschinenfabrik Mönninghoff oder der Portal-Bohrwagen der Maschinenfabrik Nüsse & Gräfer (s. S. 148).

Nachteilig ist vor allem die Abhängigkeit von der Beschaffenheit des Haufwerks. Feuchtes toniges Haufwerk ist ungünstig, wie überhaupt die Ladeleistung der Bauformen ohne Zwischenfördermittel gering ist. Bei den Ladern ohne Fahrmotor dringt die Ladeschaufel nur sehr schwer in grobes

Haufwerk ein, weil der durch den Schüttelrutschenmotor erzeugte Schwung der Massen zu gering ist. Ferner ist die lange Bauart und die geringe Beweglichkeit nachteilig. Das Auffahren von Kurven ist schwierig oder unmöglich, sofern nicht kurvengängige Formen verwendet werden; der Übergang zum Handbetrieb bei Maschinenschaden ist umständlich. Die Ladeschaufel kann sich, wenn sie nicht auf dem Gestänge geführt wird, in die Sohle eingraben. Die Stoßschaufellader können im allgemeinen nur in söhligen oder ansteigenden Strecken verwendet werden; in einfallenden und flachwelligen Strecken versagen sie, weshalb sie häufig zum Auffahren von Abbaustrecken ungeeignet sind. Die Stoßschaufler unterliegen infolge der gleitenden Bewegung des Haufwerks einem erheblichen Verschleiß.

Die wirkliche Ladeleistung der Stoßschaufellader liegt zwischen 5 und 15 m^3/h für die Bauarten ohne Zwischenfördermittel und steigt bis zu 70 m^3/h und mehr bei den Bauarten mit Zwischenförderer. Die Verbreitung der Stoßschaufellader ist noch verhältnismäßig gering.

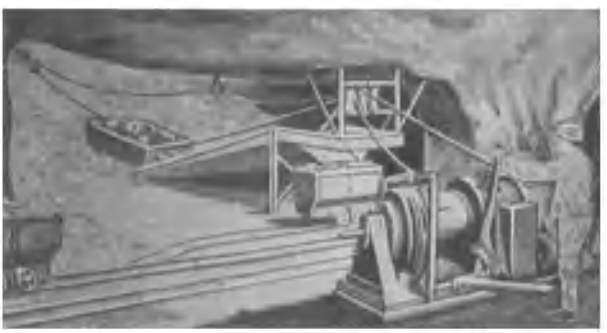


Abb. 181. Schrapper im Kalibergbau.

203. — Die Schrappförderer. Die Schrapper ziehen das Ladegut auf der Sohle entlang in das nachgeschaltete Fördermittel, wobei auch größere Entfernungen, bis 200 m und mehr, überwunden werden[1]. Die Schrapper sind also nicht allein Lademaschinen, sondern auch Fördermittel, so daß man auch von Schrappförderern spricht. Der wesentlichste Teil der Schrapper ist das Schrappgefäß, ein vorne, unten und z. T. oben offener Kasten von 0,2—10 m^3 Rauminhalt. Beim Ladevorgang wird dieses Gefäß mittels eines Seils von einem Schrapperhaspel über das Haufwerk bewegt, wobei es sich füllt. Das Gefäß wird dann weiter bis auf eine Ladeschurre gezogen, von der aus das Gut in den darunter stehenden Förderwagen oder in ein anderes Fördermittel fällt. Danach wird das Gefäß vom Leerseil, das dicht hinter dem zu ladenden Haufwerk über eine Umlenkrolle läuft, wieder zurückgeholt, worauf der Vorgang von neuem beginnt. Abb. 181 zeigt eine solche Schrapperanlage. Schrapperanlagen werden u. a. hergestellt von der Maschinenfabrik Hasenclever in Düsseldorf, von der Demag in Duisburg, von Düsterloh in Sprockhövel und der Maschinenfabrik Wolff in Essen. Die Schrapperkästen sind — abgesehen von der unterschiedlichen Größe —

[1] Glatzel, G.: Abbauschrapper im inländischen Erzbergbau. Erzmetall 1953 S. 121 u. 168.

je nach Art und Menge des zu ladenden Haufwerks verschieden ausgebildet. Die Abb. 182 zeigt einen Schrapperkasten für festes Gestein. Die Zähne sind doppelreihig angeordnet, so daß nach Abnutzung der einen Reihe der Kasten nur umgedreht zu werden braucht und weiterbenutzt werden kann. Abb. 183 zeigt einen Schrappkasten für feinkörniges Gut. Die Größe der Schrapperkästen liegt im Untertagebetrieb im allgemeinen zwischen 0,5 und 2,5 m^3 Inhalt. Für übertägige Verwendungszwecke werden jedoch auch Schrappgefäße bis zu 10 m^3 Inhalt hergestellt. Die Leistungsfähigkeit eines Schrappers ist abhängig vom Füllungsgrad, also dem Verhältnis des tatsächlich geförderten Inhalts des Schrappgefäßes zum Gesamtinhalt.

Die Schrapperhäspel sind Doppeltrommelhäspel, die mit Druckluft oder Elektrizität angetrieben werden. Ihre Leistung beträgt 10—120 PS. Für übertägige Aufgaben werden auch Häspel bis 250 PS und darüber hergestellt. Die Zugkraft der Schrapperhäspel für den Untertagebetrieb

Abb. 182. Schrapperkasten für grobes Haufwerk.

Abb. 183. Schrapperkasten für feinkörniges Haufwerk.

schwankt zwischen 0,7 und 3 t und ihre Seilgeschwindigkeit beim Vollzug zwischen 0,7 und 1,6 m/sek, beim Leerzug bei größeren Entfernungen bis 2,4 m/sek.

Bei den Hasenclever- und bei den Demag-Schrapperhäspeln läuft der Motor ständig in einer Richtung. Die Kraftübertragung von der ununterbrochen laufenden Motorwelle auf die Seiltrommel geschieht über eine Planetenkupplung, und zwar spult beim Arbeitsgang der einen Trommel die andere frei ab. Die Bewegung der beiden Trommeln wird in der Weise gesteuert, daß mittels zweier Bandbremsen die an jeder Trommel angebrachten Planetenkupplungen betätigt werden. Die Bandbremsen sind in der Abb. 184 nur in der Darstellung rechts sichtbar. Die beiden Trommeln sind lose auf der Hauptwelle gelagert und fest mit den Planetenrädern verbunden. Diese bewegen sich zwischen dem mit der Motorwelle fest verbundenen, also stets umlaufenden Sonnenrad und dem lose laufenden, innen verzahnten Hohlrad, das außen als Bremsscheibe ausgebildet ist. Wird dieses Hohlrad gebremst, so rollen die Planetenräder auf der Innenverzahnung ab und bewegen die dazugehörige Trommel. Die Übersetzungsverhältnisse innerhalb der beiden Planetengetriebe sind, wie aus Abb. 184 ersichtlich ist, voneinander verschieden, woraus sich die verschiedenen

Geschwindigkeiten für Voll- und Leerzug ergeben, die auch durch verschiedene Trommeldurchmesser erreicht werden können. Der Vorteil der Planetenkupplung liegt darin, daß sie ein weiches Einrücken der Maschine ermöglicht, was sowohl für das Füllen und Entleeren des Schrappgefäßes als auch für die Erhaltung der Seile vorteilhaft ist. Solche Häspel werden auch als Dreitrommelhäspel für weiter unten beschriebene Sonderfälle gebaut. Diese weisen in der Mitte die Arbeitstrommel mit dem Vollseil und

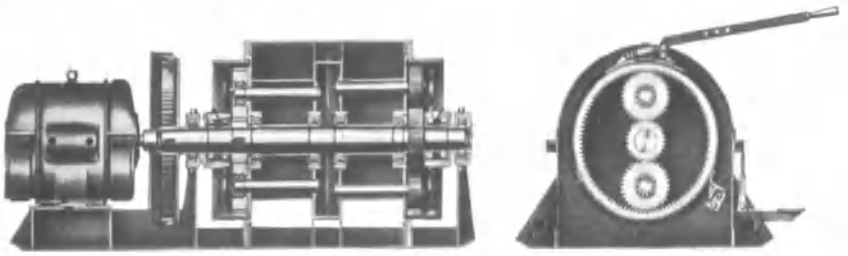


Abb. 184. Schrapperhaspel mit Planetenkupplung.

zu beiden Seiten je eine Leerseiltrommel auf. Die Schrapperhäspel sind für unmittelbare Bedienung oder für Fernsteuerung durch Steuerseile eingerichtet.

Die Düsterloh-Schrapperhäspel dagegen bestehen aus zwei normalen Schlepperhäspeln, die um 180° gegeneinander versetzt auf einer gemeinsamen Grundplatte angeordnet sind (Abb. 185). Die Vorgelegewellen der beiden Häspel sind gekuppelt, so daß durch Einschalten des einen Ritzels und Ausrücken des anderen die Möglichkeit besteht, die Kraft beider Haspelmotoren jeweils auf eine Trommel wirken zu lassen, während die andere Trommel leerläuft.

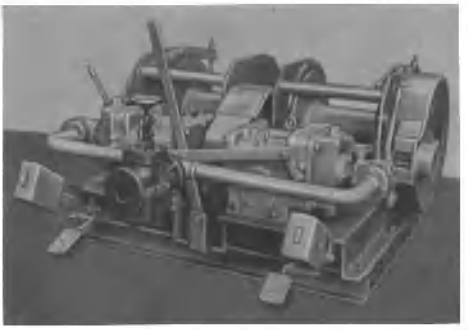


Abb. 185. Düsterloh-Schrapperhaspel.

Als Schrapperseile empfehlen sich hochwertige drallarme und spannungsfreie Macharten, da die Seile stoßweise beansprucht werden und auf dem Haufwerk und der Sohle schleifen. Seale-Seile mit 20—22 mm Außendurchmesser haben sich besonders bewährt. Die Verwendung verschieden starker Seile für Voll- und Leerzug ist krafttechnisch möglich, jedoch wird meist das Vollzugseil vorzeitig ausgewechselt und alsdann als Leerzugseil verwendet.

Besondere Sorgfalt und gutes Gebirge erfordert die Herstellung der Pflocklöcher für die Umlenkrolle des Leerseils. In mäßig oder wenig festem Gestein ist der Schrapper daher vielfach nicht anwendbar.

Das Verbreitungsgebiet der Schrapper liegt in erster Linie im Steinsalz- und Kalisalzbergbau, aber auch im Erzbergbau. Ein Schrappförderer lohnt sich wegen der mit seiner Aufstellung verbundenen Nebenarbeiten im all-

gemeinen erst von einer bestimmten Lademenge an. Der Salzbergbau mit seinen großen Abbauräumen und großen Fördermengen, die es erlauben, Haspel und Ladeschurre längere Zeit an der gleichen Stelle zu belassen, eignet sich für den Einsatz von Schrappern besonders. Es ist dies um so mehr der Fall, als hier kein Ausbau vorhanden ist, der die Schrapperarbeit behindern würde. Ähnliches gilt vielfach für den Erzbergbau, insbesondere

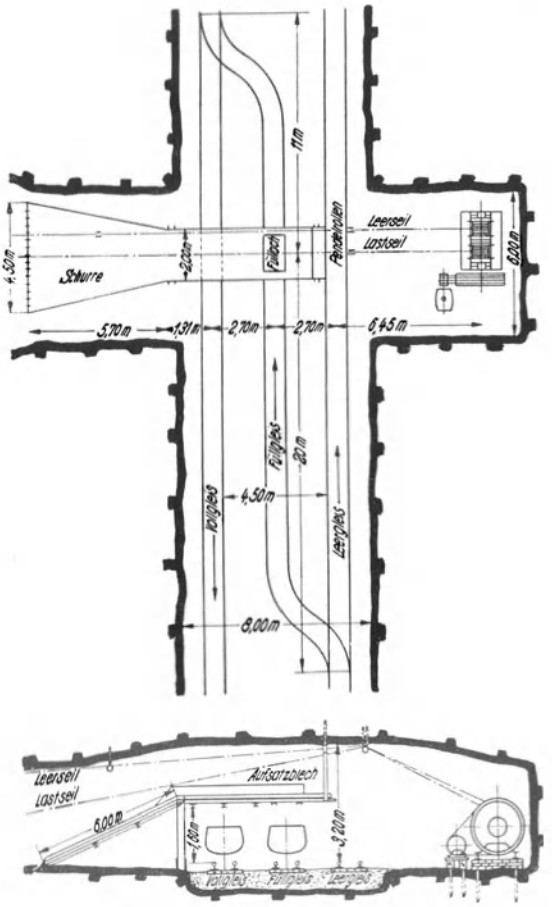


Abb. 186. Schrapperanlage im Kalibergbau.

für den Eisenerzbergbau mit seinen vielfach großen Räumen und Fördermengen. Im Steinkohlenbergbau wird der Schrappförderer nur beim Auffahren von Auf- und Abhauen angewandt. Hierbei kommt es weniger auf die Menge der zu verladenden Kohle an, als auf die Fähigkeit des Schrappers, bei verschiedenem Einfallen und Ansteigen fördern und beim Rückweg Material mitnehmen zu können. Außer dieser Verwendung unter Tage werden Schrapper in großem Umfang über Tage eingesetzt, und zwar u. a. in der Haldenwirtschaft, im Tagebau zur Abraumbeseitigung, zum Planieren sowie in Steinbrüchen und Kiesgruben.

Einen Eindruck von der Anwendung des Schrappers im Kalibergbau vermitteln die Abb. 181 u. 186. Die Abb. 187 zeigt einen Dreitrommelhaspel, von dem zwei benachbarte Firstenkammern bedient werden können, und zwar derart, daß, wenn in dem einen Betrieb gefördert, in dem anderen Bohr- und Schießarbeit verrichtet wird. Der Einsatz des Schrappers im Kammerbau der lothringischen Minette oder des Peine-Ilseder Eisenbergbaus ermöglicht es z. B., von dem gleichen Aufstellort der Antriebs- und Ladestelle eine Reihe parallel nebeneinander gelegener Kammern zu betreiben.

Eine Sonderbauart des Schrappers, der sogenannte „Einseilschrapper" oder Kleinschrapper hat sich besonders im Erzbergbau von Peine-Ilsede bewährt. Das

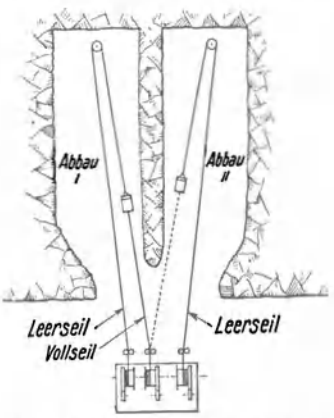


Abb. 187. Dreitrommel-Schrapperhaspel.

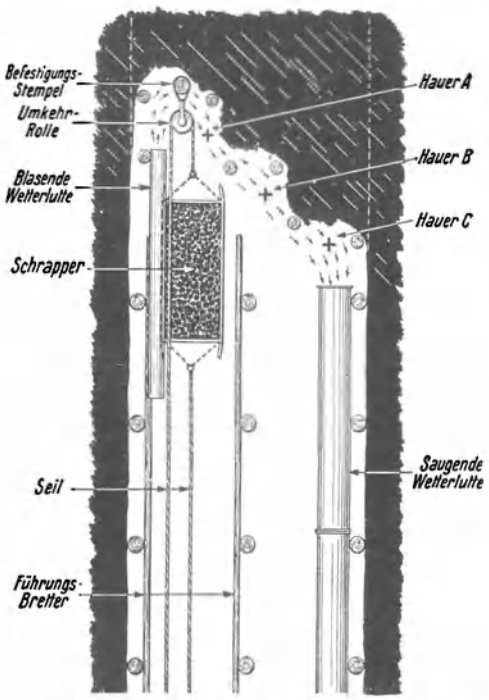


Abb. 188. Schrapperförderung in einem Aufhauen.

Gefäß aus Leichtmetall von 0,2—0,3 m³ Inhalt wird von einem kleinen Eintrommelhaspel mit 2,5—5,5 PS gezogen, wobei der Bedienungsmann auf dem Gefäß stehend mitfährt, um das nötige Gewicht zustande zu bringen. Nach jedem Vollzug stellt der Bedienungsmann den Haspel auf Leerlauf oder Leerfahrt und trägt das Gefäß an den Ausgangspunkt zurück, von wo aus dann wieder — ferngesteuert — die Vollfahrt beginnt.

Ein Beispiel des Schrappereinsatzes aus dem Steinkohlenbergbau zeigt die Abb. 188. Die Aufstellung des Schrapperhaspels erfolgt dabei entweder unter dem durch einige Schüsse ausgekehlten Hangenden an einem Unterzug hängend oder in einer Nische im Unterstoß stehend. Das Förderfeld muß seitlich mit Bohlen verkleidet werden, um ein Wegreißen des Ausbaus zu verhindern. Ein besonderer Vorteil bei langen Aufhauen ist der bequeme Materialtransport mit Hilfe des nach jedem Zug leer vor Ort fahrenden Schrappgefäßes.

Die Ladeleistung der Schrapper ist ausgesprochen hoch. Sie beträgt je nach der Gefäßgröße und Förderentfernung 10—80 m³/h und mehr.

204. — Die Schrapplader. Die Schrapplader gleichen grundsätzlich den in der Ziff. 203 beschriebenen Schrappern, nur ist bei ihnen die Förderentfernung wesentlich kürzer. Bei den Schrappladern stehen nämlich Ladeschurre und Schrapperhaspel in unmittelbarer Nähe des Haufwerks und sind zudem meist auf einem gemeinsamen fahrbaren Gestell angeordnet. Dabei ist der Haspel im allgemeinen über, seltener unter der Schurre angebracht. Solche Schrapplader werden vor allem von Wolff in Essen und von Hasenclever in Düsseldorf hergestellt.

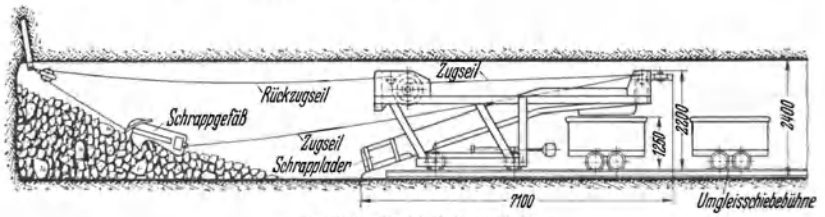


Abb. 189. Wolff-Schrapplader.

Der *Wolff-Schrapplader* (Abb. 189) ist mit einem 40-PS-Motor ausgerüstet, der die beiden Seiltrommeln über zwei Planetenkupplungen antreibt. Das Vollseil läuft von der Arbeitstrommel zunächst nach rückwärts, am äußersten Ende der Schurre über eine Umlenkrolle und von dort zum Schrapperkasten, während das Leerseil wie üblich von der Leertrommel zur normalen vorderen Umlenkrolle und weiter zum Kasten läuft. Das Gefäß hat 0,8 m³ Inhalt. Zwei Schienenklammern befestigen den Lader an der gewünschten Stelle am Gestänge. Der Antrieb wird gegen den Ortsstoß durch eine Panzerplatte geschützt; auch kann die Einlaufschurre hochgeklappt und als Schutzblech verwendet werden. Hierdurch werden Beschädigungen bei der Schießarbeit vermieden. Eine kleinere Ausführung dieses Schrappladers mit einem 25-PS-Haspel und 0,3-m³-Gefäß ist für geringe Streckenquerschnitte geeignet.

Abb. 190. Wolff-Schnellader.

Der *Wolff-Schnell-Lader* ist ein Schrapplader, bei dem die Ladeschurre verkürzt und dafür in dem Fahrgestell ein Ladeband untergebracht ist (Abb. 190). Durch diese Anordnung ist einmal eine gewisse Bunkerungsmöglichkeit vorhanden, und zum anderen braucht der Schrapperkasten nicht so hoch hinaufgezogen zu werden. Außerdem ist das Gerät durch eine Seitenschwenkbarkeit der Schurre um 15° nach jeder Seite kurvengängig. Es ist mit einem 20-PS-Schrappermotor und einem 3-PS-Bandmotor ausgerüstet. Das Schrappgefäß hat einen Inhalt von 0,4 m³.

Beim *Hasenclever-Auslegerschrapplader* wird die Umlenkrolle an der Ortsbrust dadurch vermieden, daß der Schrapperkasten sich an einem

Ausleger befindet (Abb. 191). Dieser Ausleger ist mit seinen Füßen an zwei endlosen, seitlich an der Schurre umlaufenden Gelenkketten befestigt. An seinem oberen Ende dagegen wird er durch ein Zugseil hochgehalten. Laufen die Gelenkketten um und nehmen dabei den Ausleger an seinen Füßen mit, und wird durch das Zugseil der Ausleger gesenkt, so schrappt das Gefäß das Haufwerk auf die Schurre und weiter bis in den Übergabetrichter. Von dort fällt das Gut auf den Kratzförderer, der es bis in die Förderwagen transportiert. Die Ladeschurre ist nach jeder Seite um 20° schwenkbar, dagegen das Kratzband um Gleisbreite. Das Schrappgefäß hat einen Inhalt von 0,5 m³. Zusätzlich kann das Gerät mit zwei Bohrarmen ausgerüstet werden.

Die Schrapplader haben im westdeutschen Steinkohlenbergbau eine große Verbreitung.

Die Vorteile der Schrapplader liegen in ihren mäßigen Anschaffungskosten, ihrer Unempfindlichkeit gegen Störungen, ihrer hohen Ladeleistung und darin, daß sie für jedes Haufwerk geeignet sind. Gleichzeitiges Bohren ist nicht möglich, auch ist der Einsatz von Bohrwagen meist ausgeschlossen,

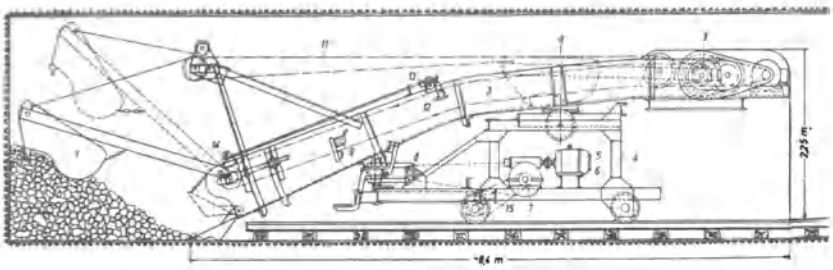


Abb. 191. Hasenclever-Auslegerschrapper.

weil die Schrapplader im allgemeinen fast den gesamten Streckenquerschnitt ausfüllen. Ferner ist nachteilig, daß die Schrapplader meist schwer beweglich sind und bei Betriebsstörungen nicht schnell aus dem Betrieb gezogen werden können. Sofern nicht kurvengängige Bauarten verwendet werden, ist das Auffahren von Kurven der großen Länge der Geräte wegen schwierig. In manchem Gebirge ist das Befestigen der Umlenkrolle an der Ortsbrust nicht möglich. Bei wenig oder mäßig festem Gestein entstehen durch das Schrappen vielfach Vertiefungen in der Sohle, die sich mit Wasser füllen und die das Einbringen des Gestänges und überhaupt das söhlige Auffahren erschweren.

Die Ladeleistung der Schrapplader liegt je nach der Gefäßgröße und Haspelmotorstärke zwischen 10 und 50 m³/h.

205. — Die Seitengrifflader. Die Seitengrifflader fassen das Gut weder von unten her an wie die Wurfschaufellader und Stoßschaufellader noch von oben her wie die Schrapper und Zughackenlader, sondern von der Seite. Ihre bekannteste Bauart ist der *Joy-Lader*, der im allgemeinen für das Laden von Kohle verwendet wird (Abb. 192). Zwei gegenläufige Greifarme fassen das Haufwerk von beiden Seiten und übergeben es über eine schräge Rampe einem Einkettenförderer. Ein Ladegerät gleicher Bauart, aber für Gestein, ist der *Samson-Lader*. Alle diese Ladegeräte sind sehr leistungsfähig, aber teuer.

Ähnlich arbeiten die *Goodman-Lader*, *Clarkson-Lader* und *Jeffrey-Lader*[1], nur sind bei diesen an Stelle der Greifarme zwei kurze umlaufende Kratzerketten vorhanden.

Auch der neue *Demag-Rechenlader* gehört zu den Seitengriffladern (Abb. 193). Sein wesentlichster Teil ist ein querliegender Rechen[2], der in Abständen von 35 cm Zähne von etwa 30 cm Länge trägt und kreisförmige

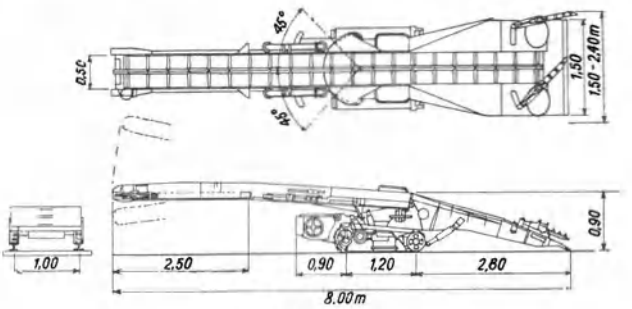


Abb. 192. Joy-Lader.

Bewegungen ausführt. Dabei wird das Haufwerk erfaßt, von Zahn zu Zahn nach links weitergegeben und schließlich auf ein Ladeband befördert. An dem Lader ist hinten eine Rollweiche zum Wagenwechsel angebracht. Der Lader selbst ist auf einem Raupenfahrwerk montiert. Zum Bohren kann auf dem Lader eine Bohrbühne angebracht werden. Mit diesem Gerät sollen Ladeleistungen bis zu 60 m³/h erreicht worden sein. Eine weitere Neuentwicklung stellt der *Salzgitter-Fräslader* dar.

Abb. 193. Demag-Rechenlader.

Diese Seitengrifflader sind im deutschen Bergbau nur wenig verbreitet. Das liegt daran, daß bei den ausländischen Fabrikaten die Ersatzteilbeschaffung schwierig, die Geräte teuer und häufig recht störanfällig sind. Der Rechenlader und der Fräslader dagegen haben sich noch nicht genügend lange in der Praxis bewähren können. Die Seitengrifflader zeichnen sich durch sehr hohe Ladeleistung aus.

206. — Die Zughackenlader. Die Zughackenlader ahmen das Laden von Hand mit Kratze und Trog nach. Der wesentlichste Teil dieser Maschinen ist die 1—1,50 m breite mehrzinkige Zughacke. Diese senkt sich beim Ladevorgang von oben her in das Haufwerk, erfaßt einen Teil davon und zieht das Gut über die breite Ladeschaufel auf einen Doppelkettenförderer, der seinerseits das Haufwerk in die Förderwagen entleert. Der Antrieb

[1] ANDERHEGGEN, E.: Die Abbauverfahren im amerikanischen Steinkohlenbergbau. Bergbau-Archiv Bd. 8 (1948) S. 22/23. — M. SCHENSKY: Die Bergwerksmaschinenausstellung in London. Glückauf 1949 S. 821.

[2] RÖCKEN, W.: Leistungssteigerung durch mechanisches Auffahren der Strecken in flacher und steiler Lagerung, in „Mechanisches Auffahren von Strecken" S. 99/100. Essen: Verlag Glückauf 1950.

dieser Lademaschinen ist besonders bemerkenswert, weil er mit Ausnahme des Kratzbandantriebs hydraulisch mit Drucköl von 50 atü geschieht. Die Ölpumpe wird mit Druckluft oder Drehstrom gespeist, ebenso der Antriebsmotor des Zwischenfördermittels. Der hydraulische Antrieb hat den Vorteil, daß man die Bewegungen der bis zu 0,7 t schweren Zughacke und auch des ganzen bis zu 13 t schweren Geräts feinfühlig regeln kann, und zwar sowohl die Reichweite als auch die Geschwindigkeit und die Kraft dieser Bewegungen. Außerdem bringt der hydraulische Antrieb erhebliche Energieeinsparungen mit sich. Hergestellt werden die Zughackenlader von der Eisenhütte Westfalia in Lünen.

Das ganze Gerät ist auf einem vierrädrigen Fahrwerk zum Fahren auf Schienen aufgebaut (Abb. 194). Die Zughacke kann 2 m vor- und zurückgeschoben, gehoben und gesenkt und nach beiden Seiten bis zu einer Gesamtladebreite von 5,60 m geschwenkt werden. Das Vorwärtsfahren der Maschine beim Laden geschieht durch Aufwickeln eines Zugseils, das Zurück- und Vorfahren vor und nach der Ladearbeit dagegen zwar durch den gleichen Motor, aber durch direkte Kraftübertragung auf die Radsätze. Der Lader ist 2,40 m hoch und bei ausgefahrener Zughacke fast 11 m lang.

Der kleine Zughackenlader arbeitet ähnlich wie der große, nur ist er im Gegensatz zu diesem mit einem Raupenfahrwerk ausgerüstet und daher im ganzen schwenkbar. Dieser Lader ist nur 4,70 m lang und 1,25 m hoch, ist also besonders für den Abbaustreckenvortrieb geeignet.

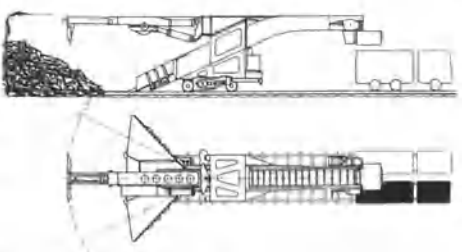


Abb. 194. Zughackenlader.

Die Zughackenlader sind im Ruhrgebiet noch wenig verbreitet. Im Aachener Revier dagegen erfreuen sie sich größerer Beliebtheit. Die Vorteile der Zughackenlader liegen vor allem in der sehr hohen Ladeleistung und in der Unabhängigkeit von der Beschaffenheit des Haufwerks. Ferner sind die Zughackenlader zum Bewegen von Wagen, Ausbauteilen usw. zu verwenden, wobei zusätzlich noch die Zughacke selbst als Hebezeug insbesondere beim Einbringen des Ausbaus geeignet ist und 300 kg Nutzlast heben kann. Mit den Zughackenladern können auch Kurven aufgefahren werden. Das Bohren während der Ladearbeit gestatten sie zwar nicht, erleichtern aber die Bohrarbeit insofern, als sie eine besondere Bohrbühne überflüssig machen. Die Zughacke läßt sich nämlich leicht in eine Bohrbühne zum Einsatz von 2—3 Bohrhämmern mit Vorschubstützen umwandeln und an jeden Punkt der Ortsbrust bewegen. Ein gemeinsamer Einsatz von Zughackenlader und Bohrwagen ist trotz der breiten Ladeschaufel möglich, weil deren Seitenteile hochgeklappt werden können.

Die wirkliche Ladeleistung der Zughackenlader beträgt bis zu 70 m^3/h und bis zu 20 m^3/h bei der kleinen Bauart.

207. — Anwendungsbereich der Lademaschinen. Je nach der verlangten Vortriebsgeschwindigkeit, nach Ausbruchquerschnitt und Gesteinsart,

nach der Art des Fördermittels, der Organisationsform und dem zur Verfügung stehenden Kapital wird man diese oder jene Lademaschine einsetzen. Es sollte zunächst durch eine Wirtschaftlichkeitsberechnung untersucht werden, ob die Vortriebskosten je m oder je m^3 durch den geplanten Einsatz der Lademaschine tatsächlich niedriger werden, als sie es ohne Lademaschine sind. Es gibt jedoch auch Fälle, in denen die höchste Auffahrgeschwindigkeit wichtiger ist als die höchste Wirtschaftlichkeit des Vortriebs.

In Abbaustrecken mäßigen Querschnitts, mit horizontalen oder vertikalen Kurven, wird man kleine Ladewagen einsetzen, wenn der Kapitalaufwand niedrig bleiben soll. Andernfalls sind kleine Wurfschaufellader bis 200 l Schaufelinhalt wohl am zweckmäßigsten. Auch kleine, kurvengängige Stoßschaufellader sind geeignet, jedoch nur dann, wenn das Haufwerk nicht feucht und tonig ist und die Strecke an keiner Stelle einfallend aufgefahren wird. Der Einsatz von kleinen Schrapp- oder Zughackenladern sowie von Seitengriffladern ist zwar möglich, wird aber meist deswegen weniger zweckmäßig sein, weil diese Maschinen kaum ausgenutzt werden können.

Beim Gesteinsstreckenvortrieb ist auf die Abhängigkeit der beiden Arbeitsvorgänge „Laden" und „Bohren", also beispielsweise auf die mögliche Zusammenarbeit der Lademaschine mit einem Bohrwagen zu achten. Ist nur eine teilweise Mechanisierung der Ladearbeit geplant, so sind große Ladewagen geeignet. Sie gestatten ein gleichzeitiges Bohren und sogar den Einsatz von Bohrwagen, der jedoch nicht zweckmäßig sein wird, solange nicht die Ladearbeit voll mechanisiert ist. Für höhere Ladeleistungen sind große Wurfschaufellader am geeignetsten, vor allem in Verbindung mit einem Zwischenfördermittel. Sie gestatten zwar nicht, während der Ladearbeit zu bohren, sind aber vorzüglich für die Zusammenarbeit mit Bohrwagen geeignet. Wird eine noch höhere Ladeleistung verlangt, so wird man zu großen Stoßschaufelladern mit Zwischenförderern greifen, sofern das Haufwerk nicht feucht und tonig ist. Sie gestatten als einzige Lademaschinen nicht nur gleichzeitiges Bohren von einer Bühne aus, sondern sogar den gleichzeitigen Einsatz eines Bohrwagens, sofern hierfür Sonderbauarten verwendet werden. Auch die Schrapplader weisen sehr hohe Ladeleistungen auf und haben den Stoßschaufelladern gegenüber den Vorteil, daß sie für jedes Haufwerk geeignet sind. Allerdings gestatten sie weder gleichzeitiges Bohren noch den Einsatz von Bohrwagen, sofern sie nicht selbst mit Bohrarmen ausgerüstet sind. Für hohe Ladeleistungen kommen auch die schweren Zughackenlader in Frage, die nach dem Laden als Bohrbühne dienen oder auch den Einsatz von Bohrwagen gestatten.

Dritter Abschnitt.

Förderung.

I. Allgemeine Erörterungen.

1. — Einleitung. Die Förderung umfaßt alle Einrichtungen, Anlagen und Vorkehrungen, die der Fortbewegung der gewonnenen Mineralien, des unhaltigen Haufwerks und der erforderlichen Maschinen, Werkstoffe und Hilfsmittel dienen sowie den Betrieb dieser Anlagen. Die Grubenförderung umfaßt die Bewegung zwischen Abbau und Hängebank, wohingegen die Tagesförderung an der Hängebank ihren Ausgangspunkt nimmt und die Fortbewegung bis zur Aufbereitung, zum Versand und zur oder von der Halde einschließt.

Hier soll nur die Grubenförderung besprochen werden. Die Tagesförderung wird dagegen nur soweit erwähnt, als es ihre Beziehungen zur Grubenförderung erfordern.

2. — Grundsätzliches über Förderverfahren. Nach der Art des Fördervorgangs können bei allen Förderverfahren grundsätzlich die beiden Hauptgruppen der *Dauerförderer* und der *Pendelförderer* unterschieden werden. Bei den Dauerförderern vollzieht sich der Fördervorgang gleichförmig und in gleicher Richtung, wogegen er bei den Pendelförderern in eine Anzahl einzelner Förderabschnitte mit jeweils wechselnder Richtung zerlegt wird. Bei den Dauerförderern können noch 2 Hauptgruppen unterschieden werden, nämlich

1. die *Stromförderer*, die das Fördergut auf einer Unterlage in gleichmäßigem Strom bewegen; zu ihnen gehören die Rutschen-, Band- und Kettenförderer sowie die mit einem Wasser- oder Luftstrom (z. B. beim Spül- oder Blasversatz) arbeitenden Fördermittel u. a.,

2. die *Förderer mit endlosem Zugmittel* (Seil oder Kette), an dem in regelmäßigen Abständen Förderwagen oder -gefäße befestigt werden, wie Seil- und Kettenbahnen.

Bei den Pendelförderern sind noch solche zu unterscheiden, die nur mit je einer Fördereinheit arbeiten (Blindschacht-, Bremsberg- und Schachtförderung), wobei diese Einheit ein Gestell, ein Gefäß, ein Wagen usw. sein kann, und solche, bei denen die Förderleistung je nach Bedarf auf eine größere oder geringere Zahl von Einheiten verteilt wird (Lokomotiv-, Pferde- und Schlepperförderung). Bei der ersten Gruppe kann noch die *ein- und zweitrümmige* Förderung unterschieden werden, je nachdem die einzelnen „Treiben" oder „Förderspiele" nacheinander oder gleichzeitig volle und leere Einheiten bewegen.

Aus der Eigenart der beiden Hauptgruppen ergeben sich weiter folgende Besonderheiten: Bei den Dauerförderern mit Ausnahme der Schüttelrutschen fallen im Gegensatz zu den Pendelförderern die Kraftverluste durch Beschleunigung und Verzögerung fort (abgesehen von Betriebsunterbrechungen), und die Leistungsfähigkeit der Fördervorrichtung ist von der Länge des Förderweges unabhängig. Andererseits ist die Dauerförderung an eine gewisse Höchstleistung und, wenn sie wirtschaftlich arbeiten soll, auch an eine gewisse Mindestleistung gebunden, sie ist also starrer und weniger anpassungsfähig, wogegen die Pendelförderung sich den verschiedenen, örtlich und zeitlich wechselnden Belastungen in weit größerem Maße anpassen kann.

3. — Errechnung der Förderleistung. Für die Förderleistung Q in t der verschiedenen Gruppen ergibt sich folgendes:

Bei der *Stromförderung* hängt sie lediglich vom Füllquerschnitt F (m^2) des Bandes usw., der Geschwindigkeit v (m/sek) des Fördergutes und seinem Schüttgewicht γ (t/m^3) ab, es ist nämlich

$$Q = 3600 \cdot F\, v\, \gamma \text{ (t/h)}.$$

Bei den *Förderern mit endlosem Zugmittel* ist die Nutzlast N (t) der einzelnen Fördergefäße, ihr Abstand a (m) und die Geschwindigkeit v des Zugmittels maßgebend; die Leistung ergibt sich, da $\frac{a}{v}$ die Zeitspanne ist, in der je eine Einheit an der Endstelle ankommt, zu

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{\frac{a}{v}} = \frac{3600 \cdot v\, N}{a} \text{ (t/h)}.$$

Die Leistung der *Pendelförderer* hängt von dem Nutzinhalt der einzelnen Fördereinheiten und der Zahl der Treiben je Stunde ab; letztere ergibt sich wiederum aus der Länge L des Förderweges (m), der Durchschnittsgeschwindigkeit v und der Dauer t (sek) der Pausen zwischen zwei Treiben. Es ist also bei zweitrümmiger Förderung

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{\frac{L}{v} + t} \text{ (t/h)}$$

und bei eintrümmiger Förderung

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{2\left(\frac{L}{v} + t\right)} \text{ (t/h)}.$$

Dabei gilt für die Schlepper-, Pferde- und Lokomotivförderung, wenn man nur die Förderung zum Schachte berücksichtigt, immer die Gleichung für die eintrümmige Förderung.

Beispiele: Eine Bandförderung leistet bei einer Bandgeschwindigkeit von 1,2 m/sek, einem durchschnittlichen Querschnitt des auf dem Bande liegenden Förderguts von 0,035 m^2 und einem Schüttgewicht des Förderguts von 1,3 t/m^3

$$Q = 3600 \cdot 0{,}035 \cdot 1{,}2 \cdot 1{,}3 = 197 \text{ t/h}.$$

Die Leistung einer Förderung mit Seil ohne Ende beträgt, wenn je 2 Wagen mit je 0,8 t Nutzlast gleichzeitig angeschlagen werden, bei einer Seilgeschwindigkeit von 0,8 m/sek und einem Wagenabstand von durchschnittlich 18 m

$$Q = \frac{3600 \cdot 0{,}8 \cdot 2 \cdot 0{,}8}{18} = 256 \text{ t/h}.$$

Eine Lokomotive kann, wenn sie Züge von 50 Wagen mit je 800 kg = 0,8 t Nutzlast mit einer Durchschnittsgeschwindigkeit von 2,5 m/sek fährt, die Länge des Förderweges 2000 m beträgt und an den Endstellen jedesmal eine Pause von 10 min = 600 sek erforderlich wird, eine Leistung erzielen von

$$Q = \frac{3600 \cdot 50 \cdot 0{,}8}{2\left(\frac{2000}{2{,}5} + 600\right)} \sim 51{,}4 \text{ t/h}.$$

Für eine zweitrümmige Schachtförderung mit einer Nutzlast von 8 t (8 Wagen zu je 1000 kg) ergibt sich bei einer Schachtteufe von 700 m, einer Durchschnittsgeschwindigkeit von 12,5 m/sek und einer Umsetzpause von 50 sek an den Anschlägen die Leistung zu

$$Q = \frac{3600 \cdot 8}{\frac{700}{12{,}5} + 50} = 271{,}7 \text{ t/h}.$$

4. — Überblick über die Grubenförderung. Die Einteilung der Grubenförderung im einzelnen ergibt sich zunächst aus ihrer verschiedenen Richtung, da die Fördereinrichtungen ganz verschiedenartig werden, je nachdem es sich um die Fortschaffung der Massen auf söhliger oder annähernd söhliger Bahn oder nach oben oder unten in schräger oder seigerer Richtung handelt. Eine andere Unterteilung erhält man, wenn man nach den Räumen, in denen die Förderung vor sich geht, die Abbau-, Abbaustrecken-, Zwischensohlen- sowie die Hauptstrecken- und Schachtförderung unterscheidet. Diese Reihenfolge entspricht dem Wege der zu fördernden Mineralien bis zur Erdoberfläche.

Die im Abbau anwendbaren Fördermittel kommen zum Teil auch für Abbaustrecken, zuweilen auch für Hauptstrecken in Betracht. Andererseits findet man in Hauptstrecken Förderverfahren, die mit Abwandlungen auch in Abbaustrecken verbreitet sind und bei flacher Lagerung und genügenden Abmessungen der Räume auch im Abbau eingesetzt werden können. Schließlich weisen die Blindschacht- und die Hauptschachtförderung viele verwandte Züge auf.

Unter Berücksichtigung des Einsatzes der einzelnen Förderverfahren in den verschiedenen Grubenbauen vom Abbau bis zur Hängebank ergibt sich somit eine Einteilung der Grubenförderung wie folgt:

1. Die Förderung in geneigten und söhligen Grubenbauen mit Stromförderern, bei denen das Fördergut auf einer Unterlage bewegt wird.
2. Die Wagenförderung in söhligen Strecken.
3. Die in seigerer oder geneigter Richtung vor sich gehende Förderung in Blindschächten, Bremsbergen und Hauptschächten.

Die Förderung in geneigten und söhligen Grubenbauen mit Stromförderern umfaßt den weitaus größten Teil der Abbauförderung (Förderung im Abbau, wie Streb, Pfeiler, Kammer usw.), die Förderung in Auf- und Abhauen sowie in Gesteinsbergen und einen Teil der Abbaustreckenförderung. Als Fördermittel gehören hierzu neben den festen Rutschen die Schüttelrutschen, die Gurt- und Stahlgliederbänder sowie die Kettenförderer.

Auch Pendelförderer werden in Gestalt von Schrappern im Abbau, insbesondere im Kali- und Salzbergbau, zuweilen auch im Erzbergbau, seltener im Kohlenbergbau angewandt.

Die schienengebundene Wagenförderung in söhligen Strecken umfaßt die gesamte Hauptstreckenförderung, die Abbaustreckenförderung, soweit sie nicht durch Stromförderer erfolgt, und bei flachgelagerten mächtigen Lagerstätten auch die Abbauförderung. Am verbreitetsten ist sie als Pendelförderung durch Lokomotiven, untergeordnet durch Schlepper oder Pferd oder durch das offene Seil (z. B. Schlepperhaspel). Daneben wird sie auch mit endlosem Zugmittel mit von Seil oder Kette durchgeführt. Neben der schienengebundenen Wagenförderung gibt es neuerdings auch die *gleislose Förderung* mit Lastwagen, und zwar in kammerartigen Abbauräumen sowie in Strecken.

Eine besondere Stellung nimmt schließlich die in *seigerer oder geneigter Richtung vor sich gehende Förderung in Blindschächten, Bremsbergen und Hauptschächten* ein. Hierher gehört der Hauptteil der Zwischensohlenförderung und die Hauptschachtförderung. Sie erfolgt zumeist am Seil als Pendelförderung. Aber auch Dauerförderer in Form von Stromförderern (z. B. Wendelrutsche) finden sich hier, selten Förderer mit endlosem Zugmittel.

II. Die Förderung in söhligen und geneigten Grubenbauen mit Stromförderern.

5. — Allgemeines. Die Stromförderer spielen eine besonders große Rolle bei der Abbau- und Abbaustreckenförderung.

Die *Abbauförderung* umfaßt die Förderung des gewonnenen Gutes vom Abbaustoß bis zur nächsten Förderstrecke. Sie hat mit der fortschreitenden Entwicklung der Technik in erster Linie im Steinkohlenbergbau mit seinen schwierigen Lagerungsverhältnissen und seinen großen Fördermengen sowie im Salzbergbau und Braunkohlentiefbau, ferner auch im Erzbergbau zu besondern Maßnahmen geführt.

Im Steinkohlenbergbau werden an Stromförderern in der flachen Lagerung Schüttelrutschen, Gummigurtbänder und Doppelkettenförderer benutzt. Letztere haben erst die Vollmechanisierung durch den Kohlenhobel ermöglicht und die Anwendung der Schrämmaschine wesentlich erleichtert. Sie werden vielfach in Verbindung mit der stempelfreien Abbaufront benutzt. Gummigurtbänder werden bei sehr flachem Einfallen und hohen Fördermengen der im übrigen noch recht verbreiteten Schüttelrutsche vorgezogen. In der halbsteilen Lagerung haben die Stromförderer in Form

der Bremsförderer Eingang gefunden und hier erst die Entwicklung großer Abbaubetriebspunkte ermöglicht. Im übrigen sind die halbsteile — hauptsächlich für Bergeversatz — und steile Lagerung Anwendungsgebiete der festen Rutschen.

Im Salzbergbau findet von den Stromfördermitteln die Schüttelrutsche Verwendung.

Im Erzbergbau hat sich die Abbauförderung vielfach noch der Mechanisierung entzogen, jedoch werden je nach der Art der Lagerstätte und dem Abbauverfahren in zunehmendem Maße Schrapper, weniger häufig auch Schüttelrutschen und Kurzbänder benutzt.

Bei der Auswahl der Fördermittel ist im allgemeinen nicht nur auf die Förderung des nutzbaren Minerals, sondern auch auf die Förderung von Versatzbergen Rücksicht zu nehmen.

Die *Abbaustreckenförderung* umfaßt die Förderung in den Abbaustrecken, Grundstrecken, Teilsohlenstrecken, Gezeug- oder Feldortstrecken. Sie beginnt mit der Übernahme des Fördergutes aus dem Abbau (z. B. an der Ladestelle) und endet mit der Übergabe an die Zwischensohlenförderung oder — falls diese fehlt — mit der Übergabe an die Hauptstreckenförderung. Umgekehrt ist es beim Bergeversatz. Hier beginnt sie bei der Übernahme des Bergeversatzgutes von der Zwischensohlen- oder Hauptstreckenförderung und endet mit der Übergabe an die Abbauförderung. Bis 1925 kam für die Abbaustrecken nur die Wagenförderung in Betracht. Mit der Einführung des Förderbandes in seinen verschiedenen Abarten in den Grubenbetrieb sowie mit der Zunahme der zu bewältigenden Fördermengen haben jedoch die Stromförderer — im Steinkohlenbergbau in erster Linie in der flachen Lagerung — eine immer größere Verbreitung gefunden.

6. — Die Förderung mit festen Rutschen. Die Förderung mit festen Rutschen kommt bei einem Einfallen oder einem Böschungswinkel von 25—35° (20—40°) in Betracht. Ihr Hauptanwendungsgebiet ist die Bergeversatzförderung in der halbsteilen Lagerung sowie die Bergeversatz- und Kohlenförderung in der steilen Lagerung, wo sie mit der Förderung auf der Bergeböschung im Wettbewerb steht. Auch in anderen Bergbauzweigen wird sie unter entsprechenden Bedingungen zuweilen angewandt.

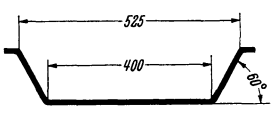


Abb. 195. Trapezrutsche.

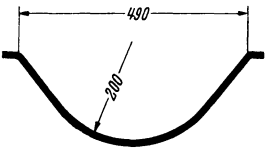


Abb. 196. Muldenrutsche.

Für die Bergeversatzförderung in der halbsteilen Lagerung findet sich die Trapez- und die Muldenrutsche (Abb. 195 u. 196). Die Abb. 197 zeigt eine Trapezrutsche der Firma F. W. Moll in Witten, bei der eine Kettenkupplung eine große seitliche Beweglichkeit der Rutschenbleche ermöglicht. Das gleiche Ziel erreicht die Firma Riester, Bochum, durch eine Knopfverbindung.

Eine Winkelrutsche, die außer der Muldenrutsche in der steilen Lagerung verwendet wird, gibt Abb. 198 wieder.

Die Länge der Rutschenbleche ist 2 m, ihre Stärke 3 mm. Sie werden unverzinkt und verzinkt sowie für besonders niedrige Rutschwinkel emailliert geliefert. Ihre Abmessungen und Füllquerschnitte sind nach DIN 20902 genormt.

a) Die Förderung mit Schüttelrutschen.

7. — Das Wesen des Fördervorganges beim Schüttelrutschenbetrieb. Die Schüttelrutsche ist eine Förderrinne, die in eine hin- und hergehende Bewegung versetzt wird. Bei dem in der Förderrichtung erfolgenden Hingang wird dem Fördergut eine bestimmte Bewegungsenergie erteilt, während beim plötzlichen

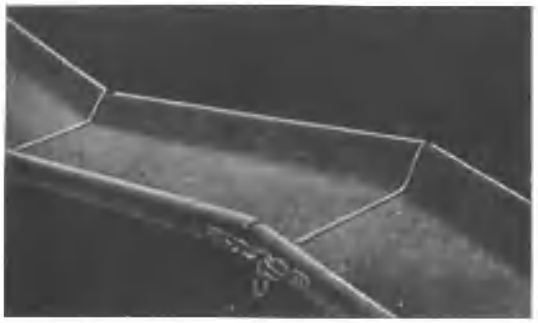


Abb. 197. Rutsche mit Kettenkupplung der Fa. F. W. Moll-Söhne.

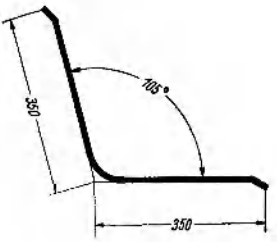


Abb. 198. Winkelrutsche.

Rückgang das Fördergut infolge der Massenträgheit noch weitergleitet. Die Länge des Rutschweges ist außer von der Reibung zwischen Fördergut und Rutsche von der dem Körper mitgeteilten Beschleunigung abhängig.

Die Bewegungsenergie beim Schüttelrutschenbetrieb kann dem Fördergut durch Maschinenkraft und durch die Schwerkraft mitgeteilt werden[1]. Bei Anwendung von Maschinenkraft wird die Rutsche beschleunigt bewegt und durch Reibungsschluß zwischen Fördergut und Rutsche die Beschleunigung auf das Fördergut übertragen. Beim Schwerkraftverfahren ist ein Reibungsschluß zwischen Fördergut und Rutsche nicht notwendig; Rutsche und Fördergut werden beim Hingang gleichmäßig beschleunigt. Der Rückgang erfolgt stets durch Maschinenkraft. Das Schwerkraftverfahren ist nur möglich, wenn ein Gefälle für den Hingang vorhanden ist. Bei genügendem Einfallen kann sich die Tätigkeit des Motors darauf beschränken, die Rutsche aufwärts zu bewegen, während ihre Abwärtsbewegung durch die Schwerkraft erfolgt.

Je flacher das Einfallen ist, desto mehr wird eine Mitwirkung des Motors auch für die Hingangsbeschleunigung erforderlich, wenn ausreichende Förderleistungen erzielt werden sollen.

Der Förderweg des Gutes je Hub ist um so größer, je stärker der der Rutsche erteilte Stoß und je geringer die gleitende Reibung zwischen Gut und Rutsche ist. Jedoch muß man sich bei der Bemessung des Rückstoßes in gewissen Grenzen halten, da eine starke Verzögerung nicht nur einen kräftigen Motor mit entsprechend höherem Luftverbrauch verlangt, sondern auch den ganzen Rutschenstrang entsprechend stärker beansprucht. Die Reibung läßt sich durch eine glatte Rutschenoberfläche verringern. Daneben

[1] Maercks u. Jungnitz: Bergbaumechanik, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1954; — ferner: W. Stuhlmann: Untersuchungen über die Bewegungsvorgänge bei der Schüttelrutschenförderung. Glückauf 1926 S. 363.

ist für die Verringerung der Reibung der Neigungswinkel von Bedeutung, mit dessen Anwachsen die auf das Fördergut beschleunigend wirkende Schwerkraft zu- und der die Reibung erzeugende Auflagedruck abnimmt.

Abb. 199 zeigt verschiedene Möglichkeiten der Rutschenbewegung. Das Verfahren nach Abb. 199a ist das heute allgemein übliche, da es einfach und störungsfrei arbeitet. Das Verfahren nach Abb. 199b kommt nur in Frage, wenn das Einfallen sehr gering ist und keine befriedigende Förder-

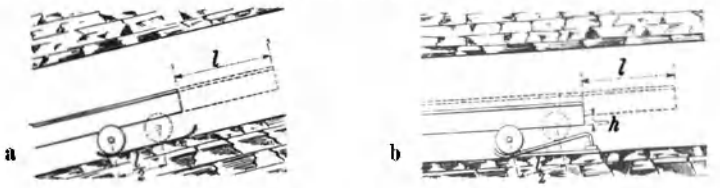


Abb. 199a u. b. Verschiedene Möglichkeiten der Rutschenbewegung.

leistung erzielt wird. Meist wird man aber auch hier das Verfahren nach Abb. 199a anwenden und einen Gegenmotor oder Gegenzylinder (s. Ziff. 14) einsetzen, da die schrägen Rutschenbahnen nur wirksam arbeiten, wenn sie richtig stehen und gut verlagert sind, was aber in der Regel schwierig zu erreichen ist.

8. — Ausführung der Rutschen. Die Rutschen haben flach-trapezförmigen Querschnitt, in dem sich das Gut in einer flachen Schicht ausbreitet. Bei einem solchen Querschnitt steht die günstigere Reibung zwischen Haufwerk und Rutschenblech im Vordergrund, während die Reibung innerhalb des Fördergutes eine geringere Rolle spielt als es z. B. bei muldenförmigem oder rechteckigem Querschnitt der Fall wäre.

Größe	Füllquerschnitt cm²	Gestreckte Breite mm	Gewicht für Rutschenblech kg/m
1	340	560	17,8
2	420	630	19,8
3	530	710	22,3
4	720	790	31

Die Abmessungen der Rutschenprofile sind genormt. Abb. 200 zeigt vier verschiedene Größen für Schüttelrutschen nach DIN 20900. Die Füll-

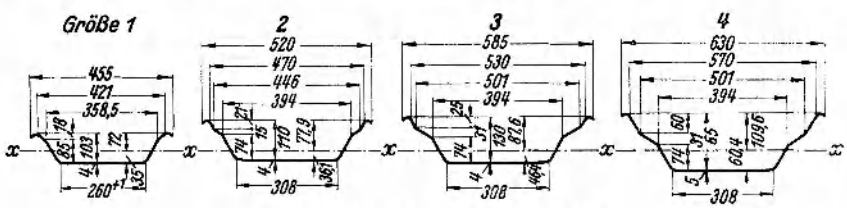


Abb. 200. Genormte Rutschenquerschnitte.

querschnitte, Längen und Gewichte ergeben sich aus der vorstehenden Tabelle. Kleine oder mittlere Profile werden vorgezogen, da sie besser ausgenutzt werden als ein großes, das vielfach nur halb gefüllt ist und bei dem der Rutschenantrieb eine verhältnismäßig große Totlast unnötig mitbewegen muß. Bei mehreren hintereinandergeschalteten Rutschensträngen

empfiehlt es sich, für die unteren ein größeres Profil zu wählen als für die oberen.

Als Material für die Rutschenbleche wird in den meisten Fällen St 37.11 mit Blechstärken bis 5 mm verwendet. Bleche in besserer Güte haben zwar günstigere Verschleißwerte, sind aber teurer. In den Vereinigten Staaten werden gelegentlich Aluminiumrutschen benutzt. Ihre Vorteile liegen in der Erleichterung des Umlegens und der Ersparnis von Antriebskraft. Auch ist Leichtmetall korrosionsfester gegen saure Grubenwasser und glatter als Walzeisen, wodurch der Reibungswiderstand herabgesetzt wird.

Die Länge der einzelnen Rutschenschüsse beträgt gewöhnlich 3 m. Größere Längen empfehlen sich nicht, da sonst das Umlegen der Rutschen von einem Feld in das andere durch die üblichen Stempelabstände von 1—1,50 m zu sehr erschwert würde.

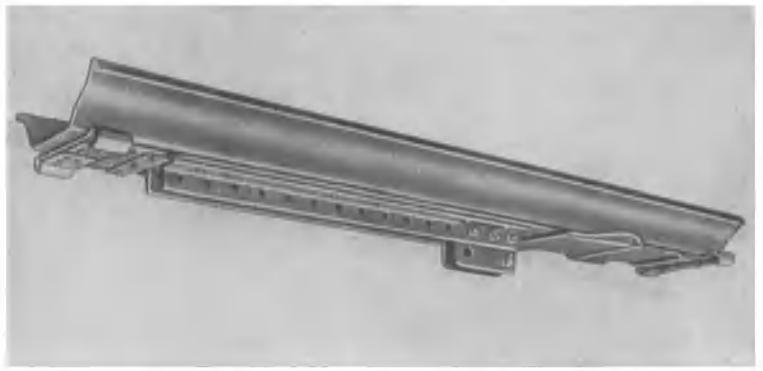


Abb. 201. Angriffsrutsche der Fa. Hauhinco.

Für den Längenausgleich an Übergängen werden Versteckrinnen benutzt. Sie bestehen aus zwei Teilen, der Einlauf- und der Auslaufrinne, die gegeneinander verschiebbar sind und mit Schrauben verbunden werden können. Am Austrag wird ein Austragsstoß eingebaut, dessen Ende keine Verbindungsstelle aufweist.

Einer besonderen Ausbildung bedarf wegen seiner Beanspruchung das Rutschenstück, an dem die maschinelle Kraft angreift. Eine Ausführung der Firma Hauhinco, Essen, zeigt Abb. 201. Sie läßt die starke Bauart sowie die mehrfach gelochten Winkelstähle erkennen, die eine Befestigung der Angriffsstange an verschiedenen Stellen ermöglicht.

9. — Arten der Schüttelrutschen. Es haben sich drei verschiedene Schüttelrutschenarten durchgesetzt: die Rollenrutsche, die Laufrad- und die Kugelrutsche.

Bei der nicht mehr häufig verwendeten *Rollenrutsche* sind die Rollen nicht fest mit ihrer Achse an der Rutsche angebracht, sondern laufen zur Verringerung der Reibung zwischen zwei Wälzflächen, die sich an der Rutsche oder am Rollenstuhl befinden.

Bei der *Laufradrutsche* sind die Achsen, an denen die Räder befestigt sind, fest mit der Rutsche verbunden. Die Tragplatten der Laufradrutschen müssen größer sein als die der Rollenrutschen, da die Abrollung

nur auf einer Fläche erfolgt im Gegensatz zur Rollenrutsche, die auf zwei Flächen abrollt. Abb. 202 zeigt eine Laufradrutsche mit flachen Tragplatten.

Die *Kugelrutsche* ist die heute meist verbreitete Bauart. Das Abrollen erfolgt durch Kugeln. Sie setzen die Reibung auf ein Mindestmaß herab, da nicht nur die Kugelreibung geringer als die Rollenreibung ist, sondern außerdem auch die Kugeln durch Kohlen- oder Bergeklein auf dem Liegenden weniger als die Rollen gebremst werden und sich im Falle der Zuschüttung wieder freiarbeiten können. Daher ist der Verschleiß gering und der Gang geräuschloser als bei der Laufradrutsche. Ferner haben die Kugelrutschen die niedrigste Bauhöhe, was für geringmächtige Flöze wichtig ist. Das Umlegen der Rutsche ist durch die Zusammenfassung der beiderseitigen Laufflächen zu einem einheitlichen Kugelstuhl wesentlich erleichtert. Die Kugelstühle werden beim ersten Hub von selbst in die richtige Lage gebracht, so daß sich eine ungenaue Ausrichtung selbsttätig berichtigt.

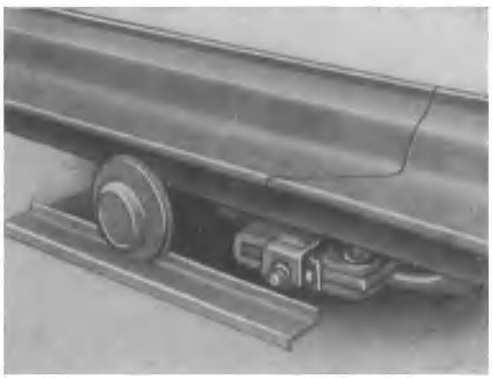


Abb. 202. Laufradrutsche mit flachen Tragplatten.

Eine Kugelrutsche der Firma Eickhoff ist in Abb. 203 dargestellt. Der Kugelstuhl, auf dem die Rutsche aufliegt, besteht aus mehreren Winkelstählen, durch die die Kugeln geführt werden. Am Kugelstuhl angebrachte Stifte halten die Kugeln im richtigen Abstand und verhindern ihr Herausspringen. Ein an der Unterseite des Rutschenstoßes angebrachtes Mitnehmereisen greift in einen Schlitz des Kugelstuhles, wie es in der Abb. 203 gestrichelt angedeutet ist.

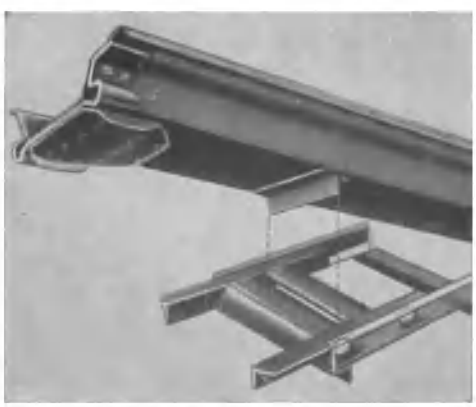


Abb. 203. Kugelrutsche der Fa. Eickhoff.

In Flözen größerer Mächtigkeit hat die niedrige Bauart den Nachteil, daß der Rutschenstrang sich leichter in das Fördergut auf dem Liegenden einwühlt, wenn auch der Kugelrutsche das Freiarbeiten leichter gelingt. Auch sind Kugelrutschen für den Angriff des Motors unter der Rutsche weniger geeignet.

10. — Die Schieberutsche und ummantelte Schieberutsche. Rückbare Rutschen, die, ohne sie auseinanderzunehmen, im ganzen vorgerückt

werden können und sich für die stempelfreie Abbaufront eignen, sind die Schieberutsche und die ummantelte Schieberutsche[1]. Bei der *Schieberutsche* der Firma Eickhoff wird die Rückbarkeit durch Kufen ermöglicht, die unter den Stühlen einer gewöhnlichen Kugelrutsche angebracht werden. Außerdem sind die Rutschenstöße mit den Kugelstühlen verschraubt (Abb. 204).

Die *ummantelte Schieberutsche* der Bischoffwerke, Recklinghausen, besitzt eine durchgehende Ummantelung der bewegten Rutschenteile (Abb. 205). so daß eine Schrämmaschine auf ihr fahren kann. Sie ist als Rollenrutsche ausgeführt und ebenfalls auf Kufenstühlen gelagert. Durch Seitenbracken werden die Kugelstühle zu einem durchgehenden Strang verbunden. Eine schwenkbare Rutschenverbindung erlaubt ein gewisses Abwinkeln, so daß auch bei nicht geradlinig verlegtem Rutschenstrang ein ordnungsmäßiger Lauf gewährleistet ist.

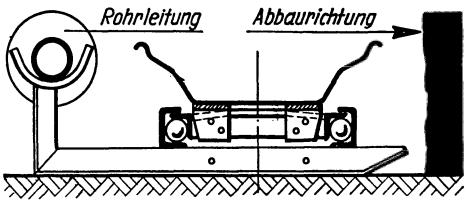


Abb. 204. Schieberutsche der Fa. Eickhoff.

Die ummantelte Schieberutsche ist nicht höher als die gewöhnliche Laufradrutsche. Für geringmächtige Flöze ist eine Ausführung von nur 190 mm Höhe auf dem Markt. Im Antrieb unterscheidet sich die ummantelte Rutsche von der gewöhnlichen nicht. Bevorzugt wird wegen seiner leichteren Rückbarkeit der Zwillingsangriff. Das Rücken kann von Hand oder mit Winden erfolgen, jedoch ist es infolge der schwenkbaren Stoßverbindungen nicht notwendig, den Förderer gleichzeitig auf der ganzen Front zu rücken.

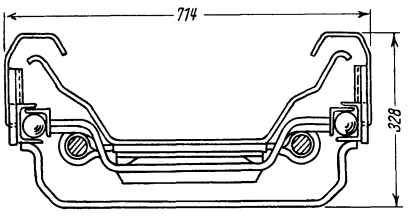


Abb. 205. Ummantelte Schieberutsche der Bischoffwerke.

11. — Rutschenverbindungen. Von besonderer Wichtigkeit sind die Verbindungen der einzelnen Rutschenschüsse. Sie sollen möglichst starr sein, um den Erschütterungen und der wechselnden Druck- und Zugbeanspruchung während des Betriebes Widerstand leisten zu können. Auch müssen sie für das Umlegen leicht zu lösen sein. Schließlich müssen sie eine ausreichende Zugfestigkeit besitzen.

Die einfachste Rutschenverbindung ist die Schraubenverbindung (Abb. 206). Die Schrauben sind Hammerkopfschrauben und werden durch am Rutschenblech angebrachte Ohren mit Hilfe von Muttern angezogen. Mit dieser Ausführung sind zwar horizontale Richtungsänderungen der Rinnenverlegung innerhalb der erforderlichen Grenzen möglich, aber das Gewinde leidet sehr und der Zeitaufwand beim Schließen und Öffnen der Verbindungen ist erheblich. Wegen ihrer Billigkeit sind die Schraubenverbindungen aber noch sehr häufig anzutreffen. Auch die Schieberutschen

[1] Molwitz, H.: Aufbau, Verwendungsmöglichkeiten und Bewährung von umrückbaren Rutschen. Glückauf 1952 S. 763.

werden durch Schrauben verbunden. Hierbei treten die Nachteile dieser Verbindung nicht so sehr in Erscheinung, da die Schieberutschen im ganzen Strang gerückt werden und die Schrauben nicht gelöst zu werden brauchen.

Die Mängel der Schraubenverbindungen werden vermieden durch sogenannte Schnellverbindungen.

In Abb. 207 ist eine Schnellverbindung der Firma Halbach, Braun & Co., Essen, dargestellt. Die Zugkräfte werden durch zwei Bügel aufgenommen. Kurz vor den Enden jeder Rutsche befinden sich Flachstahlansätze. Über je zwei Ansätze einander benachbarter Rutschenenden wird von jeder Seite ein aus flachem, ösenartig geformten Bandstahl bestehender Bügelrahmen gelegt, der die Rutschenschüsse miteinander verbindet. Die Verspannung gegenDruckbeanspruchung erfolgt ebenfalls durch eine Schraube, die senkrecht zur Förderrichtung liegt. Diese Spannschraube betätigt ein Keilstück, das sich beim Anziehen der Schraube fest in den Bügel legt und damit jede unerwünschte Bewegung verhindert.

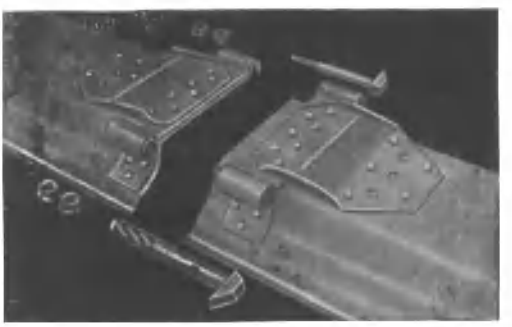


Abb. 206. Rutschenverbindung mit Hammerkopfschrauben.

Auf dem gleichen Prinzip beruht auch die Zugkeilverbindung von Eickhoff. Bei ihr sind die beiden einander zugekehrten Rutschenenden mit

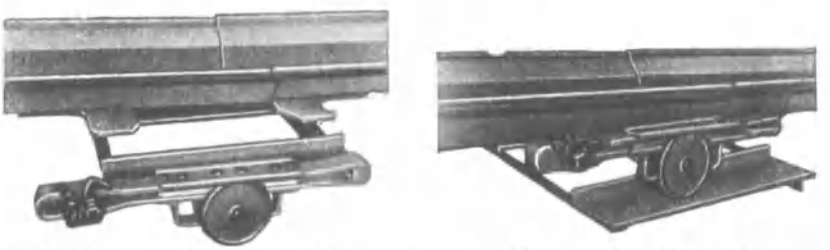


Abb. 207. Rutschenverbindung von Halbach u. Braun in geöffnetem und geschlossenem Zustand.

Laschen versehen. Durch Druckkeile und Keilschrauben wird ein Spreizkörper gebildet, durch dessen Betätigung die Verbindungslaschen mit einem Schwenkbügel verspannt werden.

Bei Schwierigkeiten in der Verlagerung der Rutschen, wie sie z. B. bei welligem Liegenden auftreten oder wenn der Rutschenstrang sich an tiefer liegenden Stellen von den Rollen oder Kugeln abhebt, empfiehlt sich die Verwendung von Führungsstühlen nach Abb. 208. Die Führungsstühle erzwingen durch senkrechte und waagerechte Führung der Rutschen einen ruhigen Gang des Fördermittels. Die Verbindungsschrauben der Rutschenschüsse werden durch Löcher im Führungsstuhl hindurchgeführt. Der Stuhl selbst wird durch zwei Stempel gegen das Hangende abgespreizt.

Eine ähnliche Ausführung dient dazu, die Rutsche in horizontaler und vertikaler Richtung an der Angriffsstelle des Motors zu führen. Abb. 209 zeigt einen dem Führungsstuhl ähnlich gebauten Angriffswagen für Rutschen mit Schraubenverbindungen.

12. — Antrieb der Schüttelrutschen, Allgemeines. Der Antrieb der Schüttelrutschen kann durch Druckluft oder Elektrizität erfolgen. Im Steinkohlenbergbau hat sich infolge der einfacheren Wirkungsweise nur der Druckluftantrieb durchgesetzt, während der elektrische Antrieb besonders im Kalibergbau anzutreffen ist.

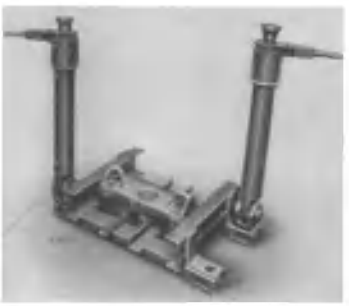


Abb. 208. Führungsstuhl für Schüttelrutschen.

Bei einem Einfallen über etwa 12° genügt bei Druckluftantrieb ein Rutschenmotor, der *einseitig* wirkt, der also die Rutsche lediglich anzieht und das Fallgewicht der Rutsche für die Gegenbewegung ausnützt. Um durch größere Endgeschwindigkeit die stärkere Reibung zwischen Rutsche und Fördergut überwinden zu können, muß gegebenenfalls der Hub des Antriebmotors vergrößert werden. Genügt diese Hubverstärkung nicht, so muß der Motor die Rutsche auch noch während des Rückganges beschleunigen und *doppelseitig* wirken. Doppeltwirkende Motoren können in allen für Schüttelrutschen geeigneten Lagerungsverhältnissen arbeiten. Die Verwendung von einfachwirkenden Motoren ist dagegen nur bis zu einem Einfallen von etwa 12° möglich. Bei flacherem Einfallen kann er jedoch in Verbindung mit einem Gegenmotor oder Gegenzylinder arbeiten (s. Ziff. 14).

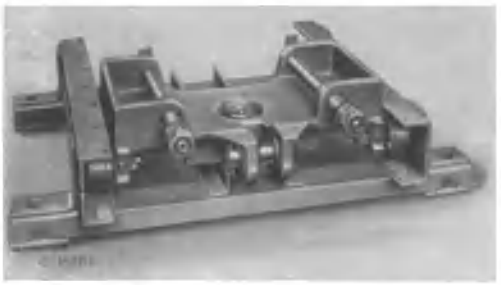


Abb. 209. Angriffswagen für Schüttelrutschen.

Ein *Gegenmotor* ist mit einer selbsttätigen Steuerung ausgerüstet. Während der einseitig wirkende Hauptmotor den Rückgang bewirkt, sorgt der Gegenmotor für den Hingang, so daß sich der Rutschenstrang in dauernder Zugspannung befindet. Auch der *Gegenzylinder* hält den Rutschenstrang unter gleichmäßiger Spannung, jedoch besitzt er keine Steuerung. Er wird heute kaum noch verwendet.

13. — Der Antrieb mit Druckluftmotoren. Entsprechend der Eigenart des Fördermittels muß der Motor eine hin- und hergehende Bewegung bewirken, so daß der Kolbenmotor der allein verbreitete ist.

Alle Antriebe sind mit Vorrichtungen zur Hubverstellung ausgerüstet. Je nach Fallwinkel, Rutschenlänge und Förderleistung sowie je nach der

Reibung zwischen Rutsche und Fördergut müssen sie mit kleinerem oder größerem Hub arbeiten können.

Einen einseitig wirkenden Rutschenmotor der Gebr. Eickhoff, Bochum, zeigt die Abb. 210. Der Motor besteht aus dem Zylinderkörper Z, in dem sich der Kolben K bewegt. Die Kolbenstange ist über eine Brücke B durch zwei seitlich des Zylinders verlaufende Umführungsstangen mit der Angriffsbrücke C verbunden.

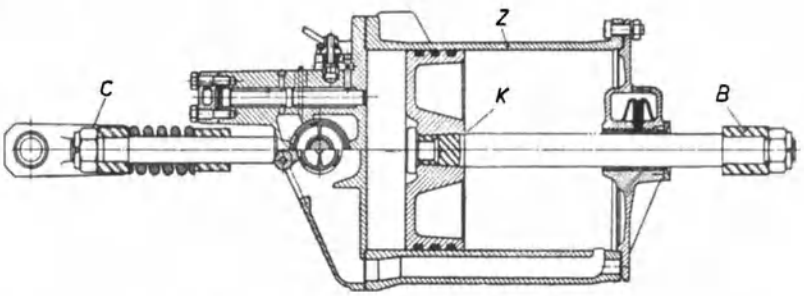


Abb. 210. Schnitt eines einseitig wirkenden Rutschenmotors von Eickhoff.

Die Steuerung befindet sich an dem vorderen Zylinderdeckel. Sie setzt sich aus einem Haupt- und einem Hilfssteuerschieber zusammen. Letzterer dient als Vorsteuerung für den Hauptsteuerschieber und in Verbindung mit einem Hubverstellhahn (Drosselhahn) gleichzeitig zur Regelung des Zylinderhubes. Je nach der Stellung des Drosselhahnes entweicht die auspuffende Steuerluft schneller oder langsamer, wodurch die Hübe kürzer oder länger werden.

Der Eickhoff-Motor wird mit Zylinderdurchmessern von 380 mm und 420 mm bei einem größten Hub von 400 mm geliefert. Andere Motoren werden mit Zylinderdurchmessern von 160—420 mm und Hublängen von 300—350 mm gebaut. Es sind dies die gebräuchlichsten Größen.

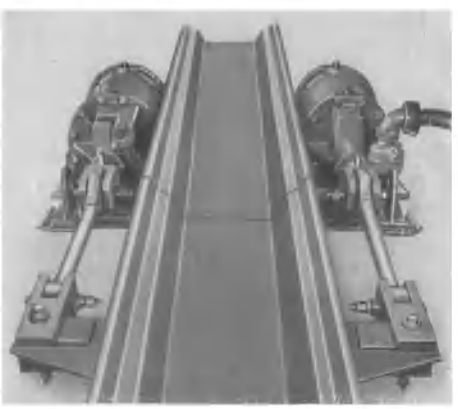


Abb. 211. Schüttelrutschen-Zwillingsmotor.

Um die Antriebe auch in wenig mächtigen Flözen unter die Rutschen stellen zu können oder das Nachreißen des Liegenden für die Aufstellung des Antriebs zu vermeiden, sind niedrige Mehrkolbenmotore entwickelt worden. Sie können für einfach- oder für doppeltwirkende Arbeitsweise eingestellt werden. Am verbreitetsten ist der Zwillingsmotor, bei dem die Rutschenbleche zwischen den Zylindern verlagert werden (Abb. 211).

Abb. 212 zeigt im Schema die Arbeitsweise eines Zwillings-Rutschenmotors der Firma Gebr. Eickhoff, Bochum. Die Druckluft gelangt über den Luftkanal E und den Hauptschieber S_1 zu den Hauptseiten H der Zylinderräume und drückt die Kolben K entgegen der Förderrichtung nach rechts. Damit ist der Rückhub eingeleitet. Der Hilfsschieber S_2 ist auf seiner größeren Stirnfläche dauernd mit Druckluft beaufschlagt und folgt dadurch dem Kolben K bei seiner Bewegung

nach rechts bis in seine Endlage. Dadurch wird der Kanal c freigegeben und der Auspuff bei a geschlossen. Es strömt Druckluft über den Hubverstellhahn D, die Kanäle p und c hinter den Hauptschieber S_1 und bewegt diesen zur anderen Seite. Die Öffnung des Umführungskanals u ist nunmehr frei und der nach rechts gedrückte Kolben K erhält Druckluft über den Drosselschieber h auf die Gegenseite G. Die verbrauchte Druckluft gelangt über den Auspuff A ins Freie. Sobald der Kolben K in Förderrichtung nach links gegen den Hilfsschieber S_2 stößt, wird der Kanal c mit dem Auspuff a verbunden und gegen den Kanal p abgeschlossen. Damit ist der Hingang eingeleitet. Die auf den Hauptschieber S_1 wirkende Druckluft drückt anschließend den Hauptschieber S_1 in die gezeichnete Stellung, wodurch die Druckluft wieder auf die Hauptseiten H des Kolbens K strömt.

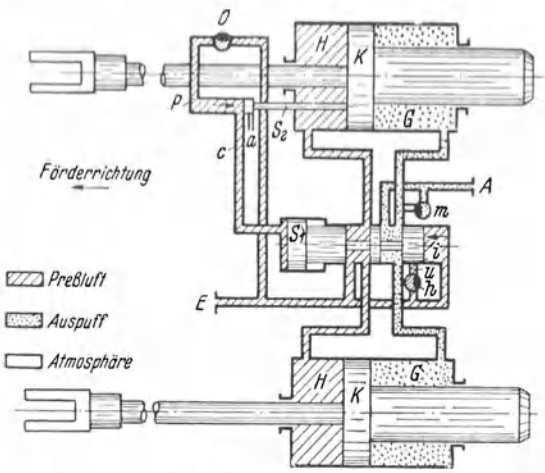


Abb. 212. Arbeitsweise eines Zwillings-Rutschenmotors.

Eine regelmäßige Schmierung ist für den ungestörten Gang der Motoren besonders wichtig. Sie erfolgt selbsttätig aus einem einmal in der Schicht nachzufüllenden Ölbehälter, und zwar dadurch, daß die einströmende Druckluft geringe Ölmengen mitreißt.

Abb. 213. Rutschenantrieb mit Motor und Gegenmotor.

14. — Gegenmotor und Gegenzylinder. Gegenmotor und Gegenzylinder können gemeinsam mit einfachwirkenden Rutschenmotoren arbeiten, wenn die Neigung nicht ausreicht, um den Hingang der Rutschen selbsttätig durchzuführen. Im oberen Teil des Rutschenstranges arbeitet der einseitig wirkende Motor, der den Rückgang hervorruft, und weiter unten arbeitet ein Gegenmotor oder Gegenzylinder, der den Hingang bewirkt. Wie Abb. 213 veranschaulicht, wird dabei der Rutschenstrang in ähnlicher Weise wie beim Sägebetrieb mit zweimännischem Sägen zwischen Hauptmotor und Gegenmotor hin- und hergezogen und dauernd in Zugspannung gehalten, so daß Druckwechsel vermieden werden. Motor und Gegenelement können drehbar an Stempeln aufgehängt werden und bewegen die Rutsche mittels gelenkiger Zugverbindungen.

In der Abb. 214 ist der Aufbau eines Gegenmotors dargestellt. Er besitzt im Gegensatz zum Gegenzylinder eine selbständige Steuerung, die ihn instand setzen soll, sich den vom Hauptmotor ausgeübten Zugwirkungen sinngemäß anzupassen. Die Druckluft tritt bei *E* ein und beaufschlagt die Kolbenseite *H*. Es erfolgt ein Druckausgleich und eine Entlastung des Hauptmotors, bis durch die Bewegung des Arbeitskolbens der Steuerkanal *d* oder *c* freigegeben wird. In diesem Augenblick wird der Steuerschieber beaufschlagt und umgesteuert. Nach der Umkehr des Kolbens erfolgt Zufuhr von Frischluft auf die Kolbenseite *S*. Das Abbremsen geschieht durch Luftpolster.

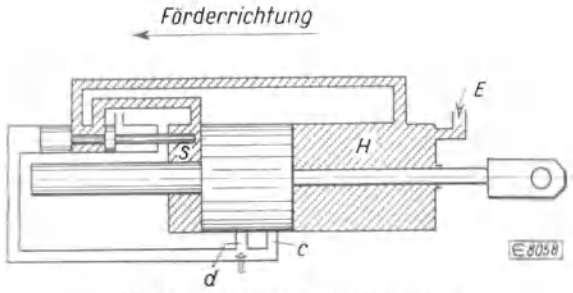


Abb. 214. Arbeitsweise eines Gegenmotors.

Da der Gegenmotor wie der Hauptmotor mit wechselnder Kraft arbeitet, unterstützt er diesen viel wirksamer als ein Gegenzylinder, der beim Hin- und Rückgang stets nahezu die gleiche Zugwirkung auf den Rutschenstrang ausübt. Andererseits erhöht sich beim Gegenmotor der Luftverbrauch.

15. — Der elektrische Rutschenantrieb. Der elektrische Schüttelrutschenantrieb wird vorwiegend in Gruben ohne Druckluftnetz verwendet. Die Schwierigkeiten bei ihm bestehen hauptsächlich in der Überführung der Drehbewegung des Elektromotors in die hin- und hergehenden Bewegungen des Rutschenstranges.

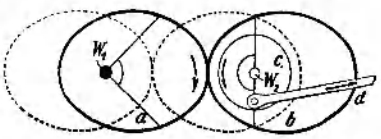


Abb. 215. Schema der Ellipsenradantriebe.

Eine sehr verbreitete Bauform ist der Ellipsenradantrieb. Dieser beruht nach Abb. 215 darauf, daß zwei Zahnräder *a* und *b* von elliptischer Form, deren jedes um eine in einem Brennpunkt gelagerte Welle W_1 und W_2 drehbar ist, miteinander gekuppelt sind. Das Rad *a* wird vom Motor gedreht, das Rad *b* bewegt durch Vermittlung der Kurbelscheibe *c* über eine Zugstange *d* den Rutschenstrang. Ein Vergleich der sich aufeinander abwälzenden Oberflächen der beiden Räder lehrt, daß in der gezeichneten Stellung das Rad *b* die Hälfte seiner Drehung zurücklegt, während das Rad *a* nur einen wesentlich kleineren Winkel beschreibt, d. h. das Rad *b* sich schneller dreht als *a*. In der Gegenstellung ist das Umgekehrte der Fall. Andere elektrische Rutschenantriebe arbeiten nach dem Prinzip unrunder Räder, bei dem die hin- und hergehende Bewegung über Zahnradvorgelege herbeigeführt wird, deren letztes Ellipsenräder hat.

Die Vorgelege haben stehende Wellen, wodurch eine niedrige Bauart des Getriebegehäuses ermöglicht wird und die Rutsche infolgedessen über das Triebwerk gelegt werden kann. Die Kraftübertragung auf die Rutsche

wird durch eine Angriffsstange und einen zwangsläufig geführten Angriffswagen bewirkt (s. Ziff. 16). Letzterer ist in einem an dem Getriebegehäuse angeschraubten Führungsbock verlagert und so ausgebildet, daß er an jede Rutsche mit Schraubenverbindung angeschlossen werden kann. Eine Änderung der Hublänge ist durch Verdrehen eines Exzenterstückes auf dem Kurbelzapfen möglich. Die Leistungen der Drehstrommotoren für Rutschenantriebe belaufen sich auf 15—22 kW.

Das Getriebegehäuse wird durch Laschen mit einem Befestigungsbock verbunden, der nach Abb. 216 gegen das Hangende verspreizt wird, wodurch für den gesamten Antrieb eine betriebssichere Befestigung erreicht wird.

16. — Aufstellung des Motors und Übertragung der Bewegung auf den Rutschenstrang[1]. Es könnte erwünscht erscheinen, den Motor in der Nähe der unteren oder oberen Teil- oder Sohlenstrecke aufzustellen, um ihn möglichst bequem ein- und ausbauen zu können. Die Aufstellung am oberen Ende hat jedoch den Nachteil, daß die obersten Rutschenverbin-

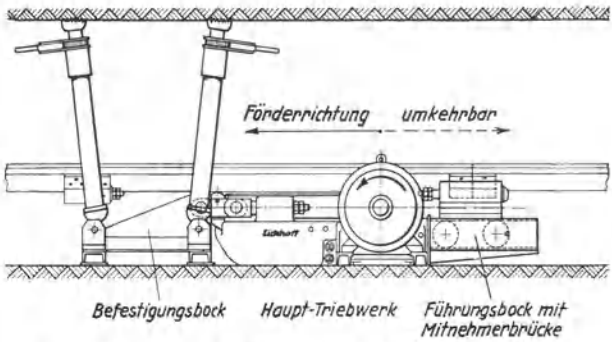


Abb. 216. Ansicht des Ellipsenradantriebes der Fa. Eickhoff.

dungen sehr stark beansprucht werden, da auf sie fast die ganze Last des Rutschenstranges als Zugkraft wirkt. Sie ist daher nur bei kurzen Rutschen möglich. Anderseits verbietet sich die Aufstellung am unteren Ende, weil dann der Schwerpunkt des Rutschenstranges höher liegt und sich dieser, auf den Motor bezogen, im labilen Gleichgewicht befindet und stark schlingert. Man läßt daher bei größeren Längen den Motor in der Regel etwa am Ende des oberen Drittels des Rutschenstranges angreifen. Es empfiehlt sich, wegen der Überbeanspruchung der Rutschenverbindungen mit der Rutschenlänge je Motor auch im günstigen Fall nicht über 100 m hinauszugehen.

Der Angriff im mittleren oder oberen Teil des Rutschenstranges macht die Aufstellung des Motors unterhalb der Rutsche oder seitlich von ihr notwendig.

Der einfache seitliche Angriff hat den Nachteil, daß die vom Motor auf die Rutsche zu übertragende Kraft infolge des Winkels zwischen Angriffsstange und Rutsche am Angriffspunkt in zwei Komponenten zerfällt, von denen eine in Richtung der Rutsche und die andere senkrecht dazu wirkt. Diese Querkomponente wandelt einen beträchtlichen Teil der Motorleistung

[1] Philipp, H.: Über die Aufstellung und Behandlung von mit Preßluft betriebenen Schüttelrutschenmotoren. Bergbau 1928 S. 391.

in Formänderungs- und Verschleißarbeit um, anstatt sie der Förderarbeit zuzuführen. Es besteht auch die Gefahr, daß die Rutsche seitwärts gezogen wird. Der Winkel α ist also durch möglichst spitzwinkelige Aufstellung des Motors zur Rutsche so klein wie möglich zu halten. Das geschieht durch die lange Angriffsstange des in Abb. 217 dargestellten Doppelstangenangriffs, wobei außerdem die dann noch verbleibende Querkraft auf zwei Angriffsstellen verteilt wird.

Wegen der geschilderten Nachteile wird der Angriff unter der Rutsche bevorzugt. Bei elektrischem Antrieb wird er ausschließlich angewandt. Ein

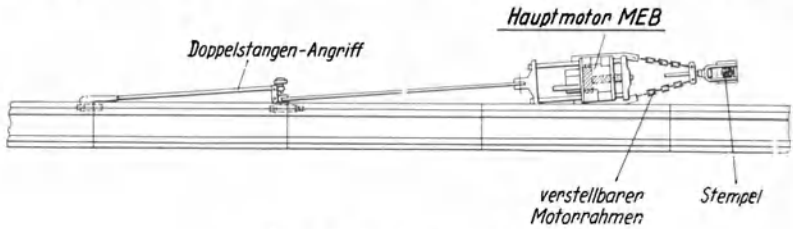


Abb. 217. Seitlicher Doppelstangenangriff.

Nachteil dieser Angriffsart ist bei Einzylindermotoren das meist erforderliche Einbühnen, das bei Mehrzylindermotoren jedoch wegfällt. In allen Fällen muß der Motor gegen die vom Rutschenstrang ausgeübte Zugkraft kräftig abgespreizt werden.

Zur Übertragung der Bewegungskräfte auf den Rutschenstrang dient eine besondere Angriffsrutsche (Abb. 201), die einen Ansatz aus zwei angenieteten Winkelstählen besitzt, durch deren Löcher der von der Angriffs-

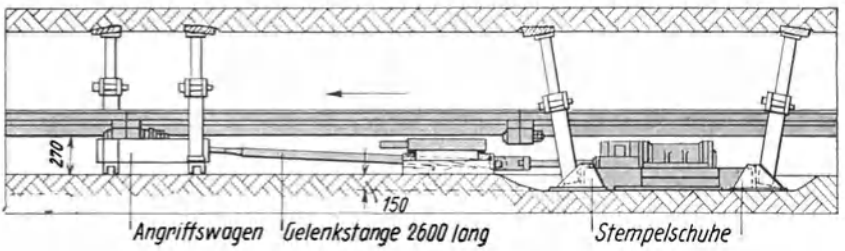


Abb. 218. Angriff unter der Rutsche.

stange umfaßte Bolzen geht. Diese Bolzenlöcher werden in einer gewissen Anzahl vorgesehen, um die Kolbenstellung des Motors in die richtige Lage zum Rutschenstrang zu bringen. Abb. 218 zeigt eine weitere Art des Angriffs mit dem in Ziff. 11 beschriebenen Angriffswagen. Die Angriffsstelle an der Rutsche wird hierbei horizontal oder vertikal geführt und somit jede schädliche Krafteinwirkung durch schief angreifende Gelenkstangen von der Rutsche ferngehalten.

17. — Das Umlegen und Rücken des Rutschenstranges. Das Umlegen des Rutschenstranges wird beim Strebbau je nach dem gewählten Arbeitsrhythmus entweder vor oder nach der Versatzarbeit vorgenommen. Bei Vollversatz von Hand wird man vielfach zwecks Ansammlung der er-

forderlichen Bergemenge die Nachtschicht für diese Arbeit bevorzugen. Bei Blasversatz kann Druckluftmangel dazu Veranlassung geben, nachts zu versetzen und in der Mittagsschicht umzulegen. Beim Strebbruchbau liegt die Umlegeschicht meistens vor dem Rauben des Ausbaues. Der Schichtenverbrauch für das Umlegen beläuft sich bei einem Rutschenstrang von 100 m Länge einschließlich des Umlegens der Antriebe und sonstiger Nebenarbeiten auf 7—8 Schichten.

Das Rücken der Schieberutschen kann von den Kohlenhauern am Ende der Schicht von Hand durchgeführt werden oder aber in der folgenden Schicht von einer Rückkolonne mit Hilfe von Winden oder Rückvorrichtungen. Mit beiden Verfahren sind bisher gute Erfahrungen gemacht worden. Beim Rücken von Hand läßt sich die Rutsche eines 200 m langen Strebs mit 35—40 Kohlenhauern in einer halben Stunde umrücken. Bei diesem Verfahren besteht außerdem der Vorteil, daß eine besondere Umlegeschicht nicht erforderlich ist und sich eine weitere Gewinnungsschicht anschließen kann.

18. — Leistungen. Die Leistungsfähigkeit einer Schüttelrutsche von gegebenem Querschnitt ist bei einer bestimmten Hubzahl in ihrem erreichbaren Höchstmaß durch die Länge des Weges gegeben, den das Fördergut bei jedem Hube auf der Rutsche zurücklegt. In der Regel bleibt sie aber hinter diesem Höchstmaß zurück, da das Fördergut vielfach etwas mit zurückgenommen wird. Die Hubzahl beträgt bei den verschiedenen Motoren meist 40—60 in der Minute bei einer größten Hublänge von 250—420 mm.

Die Leistung eines Schüttelrutschenmotors richtet sich nach dem Zylinderdurchmesser. Für die Wahl des Antriebs, d. h. ob ein Motor mit kleinerem oder größerem Zylinderdurchmesser genommen werden muß, sind Einfallen, Förderleistung je Stunde sowie die Länge des Rutschenstranges von ausschlaggebender Bedeutung. Hierbei ist als Förderleistung je Stunde die von der Schüttelrutsche zu bewältigende Höchstleistung einzusetzen, da die Fördermenge nicht gleichmäßig verteilt während der gesamten Schichtzeit anfällt und etwaige Stillstände anschließend durch verstärkte Förderung wieder aufgeholt werden müssen. Würde man infolgedessen nur die aus Fördermenge und Förderzeit berechnete Durchschnittsleistung zugrunde legen, wäre der Motor zu schwach bemessen. Auch ist nicht das durchschnittliche Einfallen des Rutschenstranges zu berücksichtigen, sondern der geringste auftretende Einfallswinkel.

Das in Abb. 219 wiedergegebene Nomogramm erlaubt die Motorstärke größenordnungsmäßig zu bestimmen. Von der erforderlichen Höchstleistung je Stunde ausgehend, zieht man einen Strich über das Einfallen bis zur Hilfslinie und findet durch Verbindung des auf diese Weise gefundenen Schnittpunktes mit der Rutschenlänge den gesuchten Zylinderdurchmesser und damit die erforderliche Motorstärke. Die Wahl der jeweiligen Motorbauart ist von betrieblichen Gesichtspunkten abhängig.

b) Die Förderung mit Bändern.

19. — Gurtförderbänder. Gurtförderbänder bestehen in der überwiegenden Mehrzahl aus einem Gewebekern aus Baumwolle, selten aus Zellwolle. Der Gewebekern übernimmt als Festigkeitsträger sämtliche vom

Band aufzunehmenden Zugkräfte, während seine allseitige Umhüllung aus Gummi oder gummiähnlichen Stoffen nur zum Schutz des Gewebes gegen Verschleiß, Beschädigungen und Feuchtigkeit dient. Es werden bis zu neun zusammenvulkanisierte Gewebelagen benutzt. Das gebräuchlichste Band im Untertagebetrieb ist das fünflagige Baumwollband B 60 mit einer Zugfestigkeit von 60 kg je cm Breite und Lage. Die Stärke der Gummidecken beträgt meist 2 mm. Über Beschaffenheit, Werkstoffe und Güteprüfung gibt DIN 22102 Auskunft.

Neben den reinen Gummigurten werden in geringerem Umfang Drahtfördergurte, die unter der Bezeichnung Plasdrabänder bekannt sind, verwendet. Sie enthalten an Stelle von Textilgewebeeinlagen solche aus einem Geflecht von Stahldraht mit Schüssen von Kunststoffäden, z. B. Perlon. Hierbei sind die Drahtgeflechtränder eingefaßt und geschützt, wobei die Einfassung an der Zugübertragung wesentlich beteiligt ist.

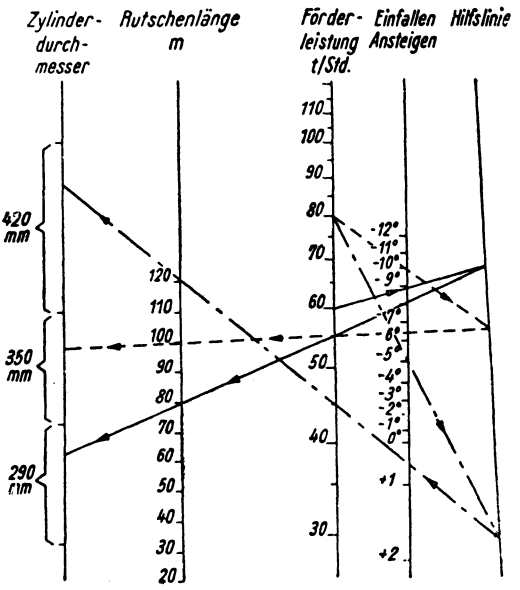


Abb. 219. Motorstärke eines Schüttelrutschenantriebs in Abhängigkeit von Förderleistung, Einfallen und Rutschenlänge.

Zur Verhütung der gefährlichen Förderbandbrände werden neuerdings Fördergurte in flammwidriger Ausführung hergestellt[1], deren Gummi entweder durch Beimengungen flammwidrig gemacht oder durch synthetische kautschukartige Kunststoffe, z. B. Neoprene oder Polyvinylchlorid (PVC), ersetzt ist, wodurch sich der Preis allerdings um etwa 25% erhöht. Nach den Vorschriften sollen diese Bänder nach dem Entfernen aus einer Flamme nicht selbständig weiterbrennen oder nur eine möglichst kurze Nachbrennzeit haben, so daß das Weitertragen eines Brandes durch den Gurt möglichst vermieden oder begrenzt wird. Einen Brand vermögen jedoch solche Bänder nicht zu verhüten.

20. — Förderbandverbindungen. Die für den Untertagebetrieb in Längen bis zu 50 m gelieferten Fördergurte und etwaige kürzere Paßstücke müssen zu einer endlosen Bandschleife zusammengesetzt werden. Im Bergbau werden drei Arten der Bandverbindung verwendet: Die Hakenverbindung, das Vulkanisieren und das Kaltkleben.

[1] PASSMANN, B.: Das flammwidrige Förderband. Schlägel u. Eisen 1953, S. 659; — vgl. a. A. VIERLING: Entwicklungsrichtungen der Fördertechnik im Bergbau. Glückauf 1952 S. 1075.

Die weitaus gebräuchlichste und billigste Verbindung ist die lösbare *Hakenverbindung*[1]. Die Hakenspitzen sind geschliffen, so daß sie beim Eindringen in das Band und beim Laufen das Gewebe nicht verletzen. Außerdem sind sie so geformt, daß sie sich beim Einpressen zu Widerhaken einrollen und im Band verankern. Abb. 220 zeigt rechts einen Haken der Fa. Nilos, Düsseldorf, und darunter ein angeschnittenes Bandstück mit den eingerollten Hakenspitzen. Die Drahthaken werden mit Hilfe von zangenartig wirkenden Geräten in die Stoßkanten der Bänder eingepreßt, so daß zwei Ösenreihen entstehen, die kammartig ineinandergesetzt und durch eine Bandnadel gelenkig miteinander verbunden werden (Abb. 221). Die Güte der Verbindung hängt von der sorgfältigen Ausführung ab. Die Bandstöße müssen gerade und rechtwinkelig beschnitten werden.

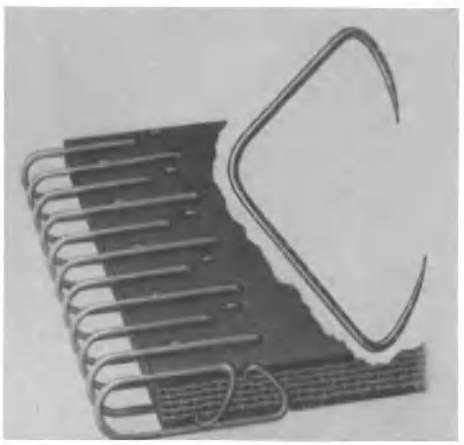


Abb. 220. Nilos-Haken in das Band eingepreßt und offen.

Der Vorteil der Hakenverbindung ist ihre beliebig häufige und schnelle Lösbarkeit und Zusammenfügbarkeit sowie ihre einfache Herstellung in einer Zeit von 5—15 Minuten. Nachteilig ist, daß ihre Zugfestigkeit geringer als die des Bandes ist. Das Durchrieseln von Kohlenklein oder Schlamm beim Waschbergetransport kann die Bandanlage verschmutzen und Förderstörungen verursachen. Auch besteht die Gefahr des Eindringens von Feuchtigkeit an den offenen Kanten und Eindruckstellen der Haken in das Gewebe.

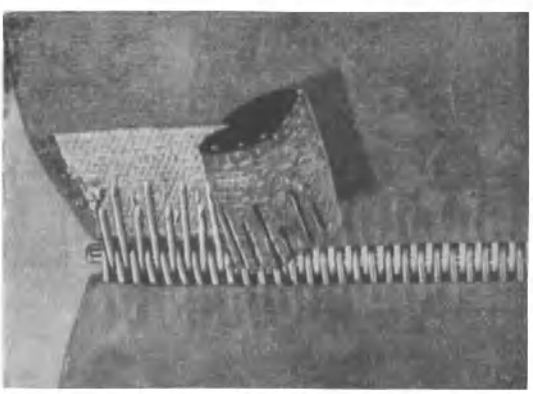


Abb. 221. Verbindungsstelle zweier Paßstücke.

Das *Endlosvulkanisieren*[2] ist gegenüber den Hakenverbindungen die bessere Verbindungsart. Sie ist daher über

[1] Ehlers: Die Kosten von Bandverbindungen durch Verbindehaken. Glückauf 1951 S. 751.

[2] Ludwig u. Scherer: Gesichtspunkte für das Verbinden von Förderbändern durch Vulkanisieren unter Tage. Glückauf 1951 S. 216. — Ferner G. Kroll: Zur Frage der Förderbandverbindungen. Glückauf 1950 S. 510.

Tage weit verbreitet. Unter Tage ist sie wegen der elektrischen Beheizung und der Feuergefährlichkeit der Gummi- und Lösungsmaterialien schwer durchführbar; auch erfordert sie geschulte Kräfte. Zudem dauert die Herstellung einer Bandverbindung 3—5 Stunden. Eine Endlosvulkanisation ist unlösbar, so daß sie nur in lange liegenden Streckenbändern angewandt werden kann.

Eine weitere sehr haltbare Bandverbindung kann durch das *Kaltklebeverfahren* hergestellt werden. Es benutzt ein Lösungsmittel, das auf die Verbindungsstelle, auf die Stoßkanten der Decke und deren aufgerauhte Oberseite aufgetragen wird. Die Herstellung einer solchen Verbindung erfordert jedoch ebenfalls rd. 5 Stunden und setzt ein staubfreies Arbeiten voraus.

21. — Einteilung der Gummigurtbänder. Bei den gewöhnlichen Gummigurtbändern unterscheidet man *Oberband-* und *Unterbandförderer*, je nachdem, ob das obere Band für die Förderung des Gutes benutzt wird und das Unterband nur dem Rücklauf dient oder umgekehrt. In Strecken kommt wegen der einfacheren Aufgabe und des Abwurfs des Gutes nur die Oberbandförderung in Frage. Das Unterband weist als Vorteile eine niedrigere Ladehöhe und geringeren Raumbedarf auf. Es findet daher im Abbau, und zwar meist in dünnen Flözen, aber auch in mächtigeren Flözen in Verbindung mit Kohlengewinnungs- und Lademaschinen Verwendung.

Abb. 222. Gummigurtband mit aufgehängten Traggerüsten und abgedecktem Unterband.

Für geringmächtige Flöze mit gutem Hangenden sind Schleppgurtförderer, bei denen das Band mit Hilfe eines Haspels aufgewickelt wird, mit gutem Erfolg eingesetzt worden. Eine Bauart, bei der die Zugspannungen nicht vom Bandgurt selbst aufgenommen werden, stellt das Hörstermann-Band dar. Das Band ruht auf Tellern, die mit Hilfe der Reibung das Band mitnehmen. Eine Sonderform für kleinere Bandlängen ist der Troggurtförderer.

22. — Oberbandförderer. Traggerüst und Umkehrstation. Das Band läuft zwischen zwei gegeneinander verspannten Umkehrrollen über Tragrollen, die das Berühren der Sohle sowie das Schleifen der Bänder aufeinander verhindern. Die Tragrollen sind auf Traggerüsten befestigt, die meist starr miteinander verbunden sind. Je nach den Arbeitsbedingungen wählt man entweder ein Traggerüst mit abgedecktem Unterband (Abb. 222) oder eine offene Bauart (Abb. 223). Bei abgedecktem Unterband werden die 1,8—3 m voneinander entfernten Traggerüste durch Deckbleche miteinander verbunden. Sie dienen dem Schutz des Unterbandes und der gegenseitigen Versteifung. Im Streb wird das Unterband stets abgedeckt, da sonst bei der Ladearbeit Kohle auf das Unterband fällt. Bei Streckenförderung

und sauberer Bandführung können die Bleche wegfallen, und an ihre Stelle treten zur gegenseitigen Versteifung der Böcke Flach- oder Winkelstähle, wodurch die Übersicht erhöht wird. Auch hat sich gezeigt, daß Traggerüste, die dem Kohlenklein beim Durchfallen durch die Hakenverbindungen keine Möglichkeit geben liegenzubleiben, die Brandgefahr an den Bändern herabsetzen. Die Bandgerüste für Oberbandförderung sind genormt (DIN 22111). Wie Abb. 223 zeigt, wird die muldenförmige Auflage des Oberbandes durch zwei oder drei gegeneinander geneigte, aber in einer senkrechten Ebene liegenden Rollen erreicht, während das Unterband flach über eine entsprechend breitere Rolle zurückgeführt wird. Die muldenförmige Anordnung ist heute allgemein üblich. Sie zeichnet sich gegenüber den früher üblichen Flachbändern gleicher Breite durch eine größere Aufnahmefähigkeit und bessere Führung des Fördergurtes aus.

Zur Erreichung einer gleichmäßigen Auflage des darübergleitenden Bandes müssen die einzelnen Traggerüste waagerecht und senkrecht genau ausgerichtet sein. Zum Ausgleich von Unebenheiten werden Holzklötze unter die Traggerüste gelegt, die zur Verbesserung der Standfestigkeit fest mit dem Fuß der Traggerüste verschraubt werden. Auch empfehlen sich aus Beton hergestellte Unterlagen oder solche aus Profilstahl. Manche Zechen ziehen es in den Strecken vor, die Traggerüste nicht auf der Sohle zu verlegen, sondern mit Ketten oder Drahtseilen am Ausbau aufzuhängen (Abb. 222). Durch die Aufhängung des Traggerüstes werden die durch Quellen der Sohle verursachten Beeinflussungen des Bandes ausgeschaltet. Ketten oder Seile müssen nachstellbar, insbesondere zu verkürzen sein, um ein Absinken der Firste ausgleichen zu können.

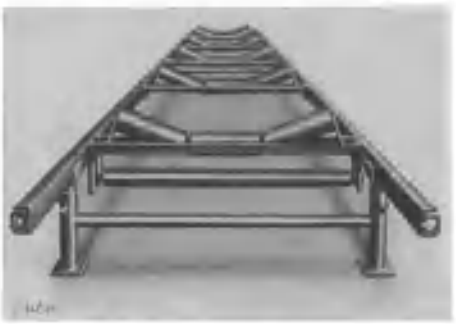


Abb. 223. Offene Bandkonstruktion.

An die bauliche Ausführung der Tragrollen werden hohe Anforderungen gestellt. Reibung auf feststehenden Rollen führt besonders bei belastetem Band zu sehr starkem Verschleiß und außerdem zu Überlastungen des Antriebs. Zur Verminderung der Reibung versieht man sie mit Kugellagern, die bis zu 30% Antriebskraft gegenüber anderen Tragrollen ersparen. Der Tragrollenabstand beträgt je nach den Abmessungen des Traggerüstes 1,2—1,5 m für das Obertrum, 0,9—1,8 m für das Untertrum. Je breiter und schwerer die Banddecke ist, desto geringer ist der Rollenabstand.

Die Rollen sind überwiegend mit einer Fettfüllung versehen, die für eine Schmierung während mehrerer Monate ausreicht. Die Abschmierung erfolgt besser über Tage gleichzeitig mit einer Reinigung der Rolle, während im Betrieb selbst nur das Auswechseln zu besorgen ist. Ein Dichtungsring schließt das Innere der Rolle gegen Staub ab.

Die Umkehrstation ist gleichzeitig als Spannkopf ausgebildet (Abb. 224).

Die Umlenktrommel kann durch Schrauben in ihrer Verlagerung verschoben werden. Wichtig ist, daß die Rolle genau senkrecht zur Bandrichtung verlegt ist, da sonst das Band einseitig aufläuft. Die Trommel muß ferner einen genügenden Durchmesser aufweisen. Während man in England und den Vereinigten Staaten den Durchmesser in cm nach der Zahl der Gewebeeinlagen ($D = 10 \times$ Zahl der Gewebeeinlagen $+ 10$) errechnet, wird in Deutschland für den Durchmesser der Antriebstrommel das 100fache und für den Durchmesser der Umlenktrommel das 80fache der Banddicke als ausreichend angesehen[1]. Auch kann es sich zur Erzielung eines möglichst gradlinigen Verlaufs des Bandes empfehlen, die Lauffläche der Trommel etwas gewölbt auszuführen, wobei der höchste Punkt der Wölbung in der Mitte der Trommel liegen muß. Es genügt eine Wölbung von 1,5—2% der Trommelbreite.

Das Nachspannen des Bandes, das durch die dauernde Zugbeanspruchung notwendig wird, erfolgt ebenfalls am Spannkopf, wobei ein Ausgleich von

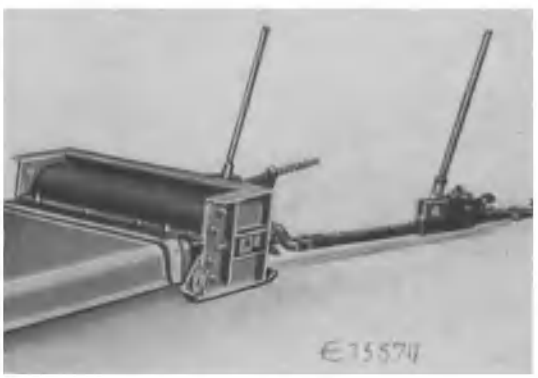


Abb. 224. Umkehrstation mit Spannkopf.

2% der gesamten Bandlänge möglich sein soll. Zur Einstellung und Spannung des Bandes dienen Spannschrauben und Ketten, welche an Stempeln oder an im Liegenden eingelassenen Bolzen befestigt werden. Bei Bauarten mit abgedecktem Untertrum muß dem Spannkopf ein Längenausgleich vorgeschaltet werden, der aus einem übergreifenden Blech besteht. Die Auszuglänge des Längenausgleiches kann bis 1700 mm betragen.

23. — Anordnung der Antriebe. Für Gummigurtantriebe gilt ebenso wie bei den Stahlgliederbändern für die Anordnung des Antriebes der Grundsatz, daß das belastete Band gezogen wird, im allgemeinen also das Oberband, bei Unterbandförderung das Unterband.

Je nach der Zahl der Antriebstrommeln unterscheidet man Ein- und Zweitrommelantriebe. Die Kraftübertragung von der Antriebsrolle auf das Band ist von dem Reibungsbeiwert der Trommeloberfläche und dem Umschlingungswinkel des Bandes auf der Trommel sowie von der Bandspannung abhängig. Der Reibungsbeiwert beträgt bei glatten Trom-

[1] Vgl. Schulze-Manitius: Konstruktive Voraussetzung zur Schonung von Förderbändern. Fördertechn. 1941 S. 161.

meln 0,3, bei Trommeln mit Gewebebekleidung bis 0,4. Er fällt aber in feuchten Betrieben stark ab, so daß in solchen Fällen bei stark beanspruchten Bändern besonderer Wert auf einen großen Umschlingungswinkel gelegt werden muß. Abb. 225 zeigt dazu verschiedene Möglichkeiten. Der Fall *a* ist bei Gummigurten nur für kurze Längen und geringe Leistungen verwendbar. Während im Falle *b* der Austrag des Fördergutes an der Rolle erfolgt und der Umschlingungswinkel durch eine Druckrolle vergrößert wird, zeigt *c* die Bandführung über einen Ausleger, eine besondere Abwurfrolle, wodurch zugleich eine Rückverlegung des Antriebes von der Ladestelle ermöglicht wird.

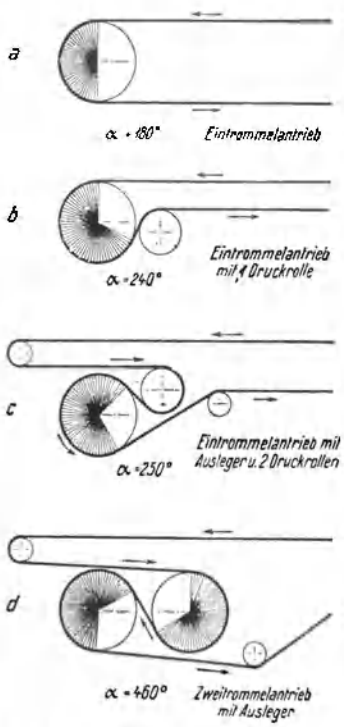


Abb. 225. Möglichkeiten der Bandführung.

In den Fällen *a* bis *c* dient eine Trommel zum Antrieb. Im Falle *d*, bei dem die zweite Trommel ebenfalls angetrieben wird, ergibt sich der Zweitrommelantrieb.

Der *Eintrommelantrieb* verlangt wegen des geringen Umschlingungswinkels eine höhere Bandspannung als der Zweitrommelantrieb, so daß er für wellige Förderwege weniger gut geeignet ist. Auch besteht wegen der höheren Vorspannung beim Eintrommelantrieb die Gefahr, daß längere Bänder zu sehr beansprucht werden. Der Eintrommelantrieb hat den Vorteil, daß sich der Trommeldurchmesser durch Anhaften von feuchtem Fördergut nicht vergrößern kann, wohingegen bei Eintrommel- und Zweitrommelantrieben mit vorgelagertem Abwurf die angetriebene Trommel, auf welcher das Band aufläuft, durch einen Kratzer sauber gehalten werden muß.

Die *Zweitrommelantriebe* haben mit ihrer S-förmigen Bandführung einen ungefähr doppelt so großen Umschlingungswinkel wie die Eintrommelantriebe und gestatten daher im Vergleich zu Eintrommelantrieben bei gleicher Motorleistung und Fördermenge eine Vergrößerung der Förderlänge um rd. 30% ohne Erhöhung der Bandspannung.

Für Leistungen bis 15 PS und für kurze söhlige oder schwach einfallende Förderwege genügt der Eintrommelantrieb. Er wird in der Regel nur für Förderlängen bis 100 m und Fördermengen bis 80 t/h eingesetzt.

Der Zweitrommelantrieb ist vornehmlich bei Motorleistungen über 15 PS zu empfehlen, für wellige Förderwege und für Auf- und Abwärtsförderung bei mehr als 6° Einfallen. Auch bei stark wechselnden Betriebsverhältnissen, insbesondere wenn Bänder laufend verlängert werden müssen, ist der Zweitrommelantrieb vorzuziehen.

Die gleichmäßige Übertragung der Antriebskraft von zwei Trommeln bereitet jedoch verschiedene Schwierigkeiten. Bei Eintrommelantrieb und Oberbandförderung wird meist das belastete Oberband vom Antrieb gezogen. Die Bandspannung wird hierbei im gegebenen Verhältnis gleichbleibend auf Ober- und Unterband verteilt. Beim Zweitrommelantrieb ist dieses Verhältnis starken Schwankungen ausgesetzt. Es ist nicht möglich, das Band auf beide Trommeln mit der gleichen Spannung aufzugeben. Es kann sogar vorkommen, besonders wenn das Band schwach beladen ist, daß das Band die erste Trommel schon spannungsfrei verläßt. Eine weitere Beeinflussung der Bandspannung kann eintreten, wenn sich an einer Rolle, über die die verschmutzte Bandseite läuft, eine Schicht bildet, wodurch die wirksamen Durchmesser und dadurch auch die Umfangsgeschwindigkeiten der beiden Rollen verschieden werden. Dadurch können neben Bandschlupf auch noch Zerrungen sowie große Reibungsbeanspruchungen des Bandes verursacht werden.

Ist das Fördergut trocken und das Band gleichmäßig belastet, so spielen diese Schwierigkeiten des Zweitrommelantriebes — abgesehen von höherem Bandverschleiß — keine große Rolle und werden durch die Vorteile dieser Antriebsart wieder aufgehoben.

24. — Der Antrieb der Gummibänder. Die Bandantriebe können mit Druckluft oder mit Elektrizität angetrieben werden.

Der Druckluftmotor hat die Vorzüge, daß er das Band weich anfährt, daß er in der Anschaffung billiger als der Elektroantrieb ist und daß er in schlagwettergefährdeten Betrieben ohne weiteres eingesetzt werden kann. Als Nachteil sind die hohen Energiekosten zu werten. — Die Vorteile des Elektroantriebes liegen in den niedrigen Energiekosten und in der Entlastung der Druckluftwirtschaft. Nachteilig ist, da Kurzschlußläufermotore verwendet werden, das hohe Anfahrmoment, welches die Bänder und besonders die Verbindungen stark beansprucht. Um aber nicht das volle Anfahrmoment auf das Band zu übertragen, werden flexible oder Flüssigkeitskupplungen zwischen Motor und Antrieb eingebaut. Bei größeren Antrieben hat sich die Voith-Sinclair-Kupplung gut bewährt.

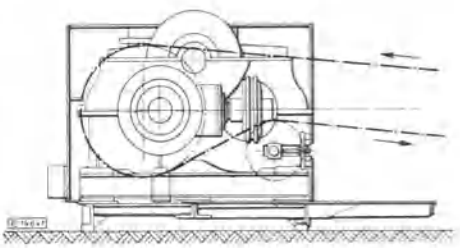


Abb. 226. Eintrommelantrieb von Eickhoff.

In der Strecke ist der elektrische Antrieb am häufigsten, während im Streb wegen der Schwierigkeiten bei der Verlegung elektrischer Kabel der Druckluftantrieb vorherrscht. Abb. 226 zeigt einen Eintrommelantrieb der Gebr. Eickhoff, Bochum. Die größere der beiden Trommeln ist die Antriebstrommel, die kleinere eine federnd verlagerte Druckrolle. Sie dient zur Vergrößerung des Umschlingungswinkels und zur Führung des Untergurtes ohne besonderen Antrieb. Die Antriebstrommel dient gleichzeitig als Abwurftrommel.

In Abb. 227 ist ein Zweitrommelantrieb dargestellt. Der Antrieb besteht aus dem Getriebe, dem Trommelgestell und dem nicht sichtbaren Antriebsmotor. Die Zahnräder aus gehärtetem Stahl haben Schrägverzahnung, wodurch günstiger Zahneingriff und geräuscharmer Lauf erzielt werden. In dem Trommelgestell sind die Bandantriebstrommeln leicht auszuwechseln. Die Antriebstrommeln sind auf Keilstümpfen des Getriebes aufgesteckt und in der Seitenwand des Trommelgestells verlagert. Sie lassen sich ohne Abstreifen des Flanschlagers herausziehen. Außer

den zwei Antriebstrommeln sind in dem Trommelgestell noch zwei Rollen zur Führung und ein Abstreifer zur Reinigung des Unterbandes eingebaut. Die Regelung der Bandgeschwindigkeit erfolgt durch Auswechseln zweier Räderpaare des Getriebes.

Neben dem allgemein verwendeten Zahnradgetriebe sind für schwierige Bedingungen, wenn z. B. durch Verschmutzung der Rollen ungleichmäßige Ge-

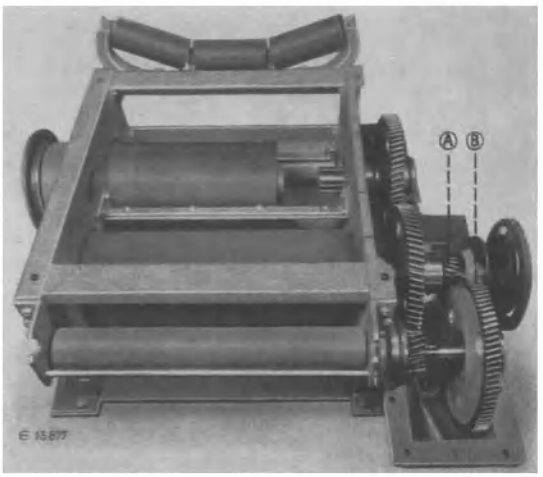


Abb. 227. Aufbau eines Zweitrommelantriebes.

schwindigkeiten auftreten, eine Reihe von Sondergetrieben entwickelt worden, z. B. der Differential-Zweitrommelantrieb der Westdeutschen Getriebewerke.

25. — Die Druckluft- und Elektrorolle. Eine besondere Art von Eintrommelantrieb ist die Druckluft- und Elektrorolle, bei der sich der Antrieb in der Rolle selbst befindet. Für geringe Förderleistungen sind die

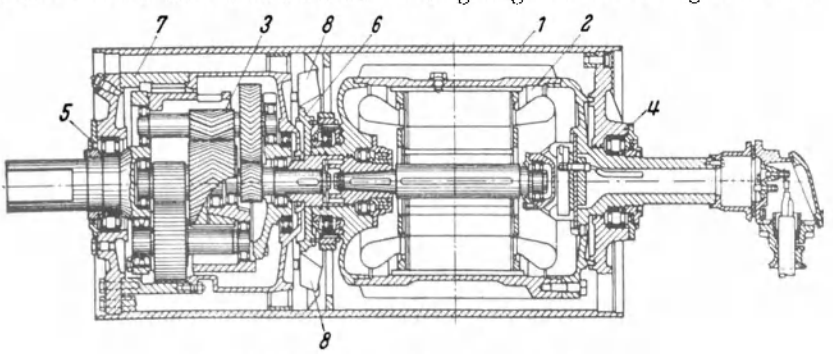


Abb. 228. Elektrorolle der Siemens-Schuckertwerke.

Elektro- und Druckluftrollen durch ihren geringen Raumbedarf für den Grubenbetrieb gut geeignet. Die Rollen werden für Leistungen bis etwa 20 PS gebaut.

Eine Elektrorolle der Siemens-Schuckertwerke AG gibt Abb. 228 wieder. Es bedeuten *1* die Bandtrommel, *2* den in der Trommel angeordneten Elektromotor und *3* das Getriebe. Die Trommel ist mit den Lagern *4* und *5* auf

den beiden feststehenden Achsenenden des Motors und des Getriebes drehbar verlagert. Das Motorgehäuse liegt an der Außenseite der Trommel fest, nach der Innenseite arbeitet seine Welle über die Zapfenkupplung *6* auf das Getriebe. Das Getriebegehäuse *7* ist mit der gewünschten Endgeschwindigkeit des Getriebes drehbar und nimmt den Trommelmantel *1* mit. Zur Abführung der Wärme des Elektromotors ist eine Innenbelüftung vorgesehen. Das Lüfterrad 8 sitzt auf der Kupplung von Motor und Getriebe.

26. — Mittelantrieb und Bandübergabestellen. Für besondere Zwecke, z. B. bei abwärtsgehender Förderung und bei ortsfesten Bändern in Strecken oder Aufhauen, kann es sich empfehlen, den Antrieb nicht an ein Bandende, sondern etwa in die Mitte des Bandes zu setzen. Mittelantriebe sind besonders vorteilhaft, wenn der Abwurfkopf oder die Spannstation häufig vorgerückt werden müssen. Die Anordnung eines solchen in den Untergurt gelegten Mittelantriebes zeigt Abb. 229.

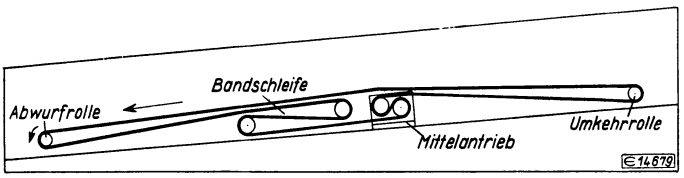


Abb. 229. Mittelantrieb mit Bandschleife.

Um bei täglicher Verlängerung des Bandes Paßstücke zu vermeiden, kann in das Unterband nach Abb. 229 eine Schleife gelegt werden. Sie gestattet durch Annäherung der beiden Rollen eine Verlängerung bis zu 25 m. Bei sehr langen Bändern kann eine solche Bandschleife auch dazu dienen, auf einfache Weise die notwendige Bandspannung herbeizuführen. Bei söhlig- und aufwärtsfördernden Bändern wird die Bandschleife hinter dem Antrieb eingebaut. Bei abwärtsgehender Förderung dagegen zieht man es vor, die Bandschleife zwischen Abwurftrommel und Antrieb anzuordnen und gemäß Abb. 229 einen Mittelantrieb vorzusetzen.

Eine besondere Aufgabe stellen dem Betrieb die Übergabestellen von einem Band auf ein anderes. Bei Richtungswechsel ist lediglich die sanfte und verlustlose Übergabe durch Schurren und Schutzbleche, an deren Stelle vielfach Gummibandreste treten, zu beachten. Bei Übergabe auf ein anderes, in gleicher Förderrichtung sich bewegendes Band bringt man Antrieb des einen und Umkehrrolle des anderen zweckmäßig in einem gemeinsamen Rahmengestell unter.

Die Anordnung der Abwurftrommel an einem langen, auf- und abwärts schwenkbaren, in Förderrichtung aus- und einziehbaren Schwenkarm hat sich ebenfalls bewährt. Der Schwenkarm (Abb. 230) macht den Antrieb und die Abwurfstelle in ihrer gegenseitigen Entfernung und Höhenlage weitgehend voneinander unabhängig und verhindert bei gestörter Weiterförderung ein Verschmutzen des Antriebes durch Zurückstauen des Gutes.

27. — Die Untergurtförderung. Bei der Untergurtförderung gleitet das fördernde Unterband unmittelbar auf dem Liegenden, während das Oberband über feststehende Rohre oder über Rollen am Hangenden zurück-

geführt wird[1]. Auch die breite Umkehrrolle zur Rückführung des Oberbandes wird am Ausbau befestigt. Eine besondere Verlagerung der Oberbandrollen besteht darin, daß sie zwischen zwei parallelen Seilen aufgehängt werden, die im Abstand der Rollenbreite unter das Hangende gespannt sind. Die einzelnen Seilstücke werden durch Spannschlösser miteinander verbunden. Für den Einsatz des Untergurtförderers an stempelfreier Abbaufront ist von Gebr. Eickhoff, Bochum, ein Bandbock entwickelt worden, der den Verhältnissen entsprechend verstellbar ist.

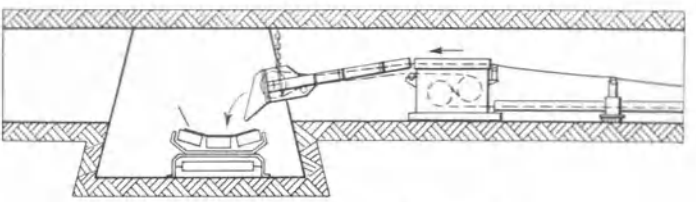


Abb. 230. Schwenkarm der Fa. Eickhoff.

Die Unterbandanlage erhält ebenfalls eine Spannstation zum Spannen und Umkehren des Gummigurts. Als Antrieb dient ein gewöhnlicher Bandantrieb, der durch einen Bandumführungsrahmen ergänzt wird. Die Übergabe des Fördergutes von einem Unterband auf ein anderes Unterband ist bei den im Abbau herrschenden beengten Raumverhältnissen nicht möglich. Man muß daher bei Unterbandförderung mit einem Band auskommen. Für große Längen und hohe Förderleistungen wird ein zweiter Antrieb an der Umkehre aufgestellt.

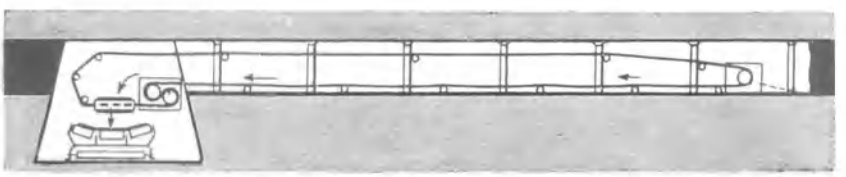


Abb. 231. Ausführung einer Übergabestelle bei Unterbandförderung.

Dagegen kann ein Unterband auf ein anderes Oberband austragen oder das Fördergut in einen Förderwagen abwerfen. Abb. 231 zeigt die Anordnung des Antriebes sowie die Bandführung an der Übergabestelle auf ein Oberband. Bei dieser Ausführung fällt die Kohle von der Abwurfrolle auf ein kleines Querband, an dessen Stelle auch eine Schurre treten kann. Gebräuchlicher ist die in Abb. 232 dargestellte Bandführung, wobei das Unterband unmittelbar auf das Oberband des Streckenbandes austrägt. Das Unterband wird hierbei um mehrere Umkehrrollen unter dem Oberband durchgeführt. Der Antrieb ist neben dem Oberband angeordnet, wobei aus Raumgründen die Antriebstrommeln übereinanderliegen.

[1] Haack, K.: Unterbandantrieb in gedrängter Bauweise für enge Bandstrecken. Glückauf 1949 S. 388; — ferner: Langecker: Erfahrungen mit Unterbandförderern. Glückauf 1949 S. 645.

Der Unterbandförderer eignet sich wegen seiner geringen Höhe und seiner leichten Beschickung besonders für wenig mächtige Flöze. Auch das Umlegen geschieht schneller und leichter als bei den übrigen Fördermitteln, weil kein Traggerüst vorhanden ist. Das Unterband kann sowohl ansteigend als auch einfallend fördern, so daß es für welliges Liegendes gut geeignet ist und auch geringe Störungen durchfahren werden können. Auch Versatzförderung ist möglich, so daß bei genügender Mächtigkeit mit Versatzschleudern gearbeitet werden kann.

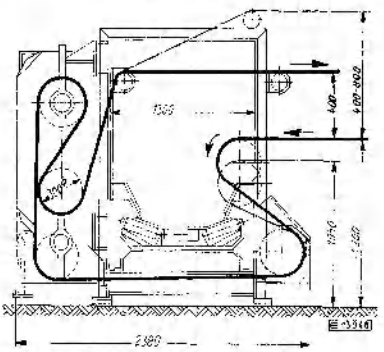


Abb. 232. Unterbandführung mit direktem Abwurf.

Der Bandverschleiß ist wegen der Reibung auf dem Liegenden beträchtlich. Er hängt ab von der Härte der Kohle und der Beschaffenheit des Liegenden. Auch die Bandverbindungen verschleißen schnell, können aber durch besondere Vorrichtungen geschützt werden (Abb. 233). Andererseits werden bei Unterbandförderung die Kosten für die Rollen und Traggerüste gespart. Auch sind die Förderverluste sehr gering. Schließlich ist zu bedenken, daß mit dem Unterbandförderer Flöze abgebaut werden können, in denen andere Fördermittel nicht oder nur unter Schwierigkeiten benutzt werden können.

28. — Der Schleppgurtförderer. Eine Abart des Gummigurtbandes ist der Schleppgurt, der beim Abbau sehr geringmächtiger Flöze mehrfach mit Erfolg benutzt wurde. Er besteht aus Gummiband, Bandtrommel und Haspel sowie einem Seil. Das Gummiband hat einfache Streblänge und wird durch das von dem Haspel bewegte Seil in den Streb gezogen, alsdann beladen und durch eine am Strebende befindliche Bandrolle wieder abwärts bewegt. Hierbei schleift es unmittelbar auf dem Liegenden. Es ist auch möglich, auf die Bandrolle zu verzichten und das Band in einem Doppelstreb mit Mittelstrecke durch ein um Umlenkrollen geführtes Seil von einem Haspel hin und her zu ziehen und die Kohle durch Abstreifer auf ein Band in der Mittelstrecke zu entladen[1].

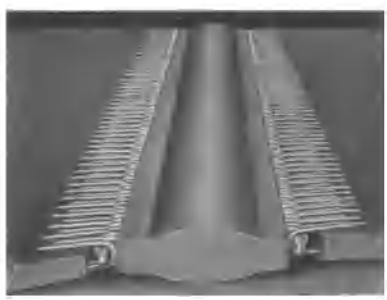


Abb. 233. Bandverbindung für Unterbandförderer der Fa. Nilos.

Es kann auch auf die Umlenkrollen verzichtet werden, wenn man an den äußersten Enden des Doppelstrebs niedrige Häspel aufstellt, die das Bandstück, das in $^1/_2$ Minute beladen werden kann, hin und her ziehen. In Barsinghausen und Obernkirchen wird dieser „Teppichförderer" angewandt.

[1] Scheer, A., u. O. Christoph: Abbau eines sehr dünnen flachgelagerten Flözes mit einem neuartigen Bandförderer. Glückauf 1952 S. 779.

29. — Das Hörstermannband[1]. Das Hörstermannband unterscheidet sich von einem gewöhnlichen Gummiband in der Hauptsache durch die andere Art der Übertragung der Zugkräfte. Sie geschieht nicht durch die Baumwolleinlagen, sondern durch eine Laschenkette, die mit Tragtellern besetzt ist und den Gurt mit Hilfe eines Reibbelages mitnimmt (Abb. 234). Antrieb und Umkehre besitzen je zwei Umkehrelemente, nämlich eine Trommel für den Gurt und ein Sternrad für die Laschenkette. Sternrad und Umkehrrolle des Gurtes erhalten die gleiche Umdrehungsgeschwindigkeit, so daß der Fördergurt zwischen den beiden Umkehren auch dann straff gespannt ist, wenn die Unterstützung durch die Tragteller wegfällt.

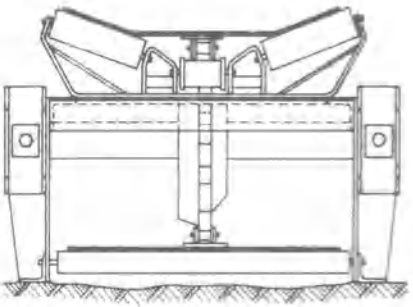


Abb. 234. Schnitt durch das Hörstermannband.

Die für das Hörstermannband benutzten Traggerüste sind die gleichen wie für gewöhnliche Gummigurtbänder. Lediglich zur Förderung der Laschenkette dient eine besondere Mittelrolle.

Da infolge der Laschenkette Zwischenantriebe angebracht werden können, ist die Bandlänge allen betrieblichen Anforderungen gewachsen. Außer der Verminderung von Bandrissen, einer Schonung der Gummigurte und der Möglichkeit, billige Fördergurte mit geringerer Zugfestigkeit verwenden zu können, ist die Brandgefahr an den Antriebsstationen und an den Tragrollen nahezu ausgeschlossen.

30. — Der Troggurtförderer. Für kleine Bandlängen ist der Troggurtförderer der Firma Riester, Bochum-Linden, entwickelt worden. Da der Bandgeschwindigkeit im Abbau Grenzen gesetzt sind, wurde zur Erhöhung der Förderleistung der Querschnitt vergrößert. Wie Abb. 235 zeigt, besteht das Traggerüst aus zwei gebogenen Wangen, zwischen denen gerade Tragrollen eingespannt sind, die gleichzeitig das Traggerüst zusammenhalten. Im tragenden oberen Trum liegt der Gurt im mittleren Teil mit der größten Belastung auf den geraden Rollen, mit den weniger belasteten Rändern ruht das Band auf den Wangen. Es ist auf diese Weise möglich, z. B. mit einem 500 mm breiten Gummigurt an die Leistung eines 650 mm breiten Bandes heranzukommen.

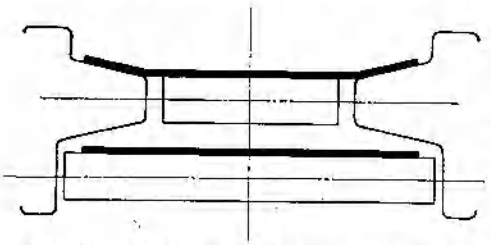


Abb. 235. Schnitt durch den Troggurtförderer der Fa. Riester.

Die Trogbänder werden für Gurtbreiten von 400, 500 und 650 mm gebaut. Der Antrieb erfolgt je nach den Verhältnissen durch einen Elektro- oder Druckluftmotor mit Getriebe und Kupplung.

Der Troggurtförderer ist ein Fördermittel für kleinere Abbaubetriebe und hat sich auch bei gestörter Lagerung gut bewährt. Er ist leicht zu verlängern oder zu verkürzen. Das Umlegen des Troggurtförderers ist ebenfalls einfach, da die einzelnen Stöße nur 2 m lang sind und mit einer Keilverbindung schnell gelöst und befestigt werden können.

31. — Einsatz von Gummigurtbändern und ihre Leistungsfähigkeit. Das Gummigurtband eignet sich für die Förderung von Kohle und anderen nutzbaren Mineralien sowie von Bergeversatzmaterial. Scharfkan-

[1] Maevert, W.: Das Hörstermannband, ein Beitrag zur Beseitigung der Brandgefahr in Förderstrecken. Glückauf 1952 S. 62.

tige oder großstückige Steine verursachen jedoch einen schnellen Verschleiß, insbesondere wenn sie mit der Schaufel vom Band genommen werden müssen.

Der Bereich für die Anwendung von Gummigurtbändern liegt zwischen 12° abwärtsgerichteter und 20° aufwärtsgerichteter Förderung. Am günstigsten sind die Bedingungen jedoch zwischen 6° Einfallen und 8° Ansteigen. Sind von diesem günstigsten Bereich stark abweichende Einfallwerte von vorneherein zu erwarten, so empfiehlt es sich meist, ein anderes Fördermittel zu wählen.

Die Förderleistung eines Bandes wird von seiner Breite und seiner Geschwindigkeit bestimmt. Die Geschwindigkeit hängt außer von der Bandfestigkeit von der Stärke des Antriebsmotors ab, die sich nach der Länge des Bandes, dem Fallwinkel und nach Art und Zustand der Bandverbindung richtet. Die Bandbreite ist nach DIN 22111 zu 500, 650, 800 und 1000 mm genormt. Zur Verringerung der Lagerhaltung und um die Auswechselbarkeit zu erleichtern, empfiehlt es sich jedoch, daß sich eine Schachtanlage je nach der durchschnittlichen Größe ihrer Betriebspunkte auf eine, höchstens zwei dieser Bandbreiten beschränkt. Für Leistungen bis 200 t/h reicht eine Bandbreite von 800 mm aus.

Die Bandgeschwindigkeit liegt meist zwischen 1 und 2 m/sek. Es ist vorteilhafter, sie mehr dem unteren als dem oberen dieser Werte zu nähern, da mit zunehmender Geschwindigkeit die Empfindlichkeit des Bandes gegen Unregelmäßigkeiten der Führung und Verlagerung wächst. Im Abbau genügt in der Regel eine Geschwindigkeit von 1 m/sek, in Strecken sind 1,5 m/sek üblich. In besonderen Fällen, wenn mit Hilfe der Bandförderung sehr große Mengen gefördert werden, z. B. beim Abraumbetrieb in Braunkohlentagebauen, kann die Bandgeschwindigkeit bis 4 m/sek und mehr betragen.

Die Leistung des Bandantriebs schwankt zwischen 15 und 80 PS. Die Mehrzahl der im Ruhrgebiet betriebenen Bänder ist mit Antrieben von 15—30 PS ausgerüstet. Antriebe unter 15 PS (11 kW) sollten beim gewöhnlichen Bandbetrieb nicht eingesetzt werden, auch wenn sie sonst bei kurzen Bändern vorübergehend zu stark bemessen sein mögen. Die Motorstärke muß in jedem Falle nach der endgültig zu erreichenden Bandlänge bemessen werden. Bei söhliger Förderung ist eine Bandlänge von 400 m mit einem Antrieb sicher zu beherrschen. Bei ansteigender Förderung wird sie geringer, bei abfallender größer. Für die Bemessung der Motorstärke ist neben den theoretisch errechneten Werten noch ein Erfahrungskoeffizient zu berücksichtigen. Abb. 236 zeigt ein Diagramm zur Bestimmung der Motorleistung bei söhliger Förderung. Als Beispiel sei eine verlangte Leistung von 100 t Steinkohle/h, eine Förderlänge von 300 m und eine Bandbreite von 650 mm bei einer Bandgeschwindigkeit von 1,25 m/sek angenommen. Entsprechend den Pfeilen in der Abbildung bringt man die Werte der Förderleistung und Bandbreite zum Schnitt und zieht von diesem Punkt eine Waagerechte bis zum Schnitt mit der gegebenen Förderlänge. Senkrecht unter diesem Punkt liest man die notwendige Motorleistung von 21 PS ab.

Für ansteigende Förderung ist die Motorleistung höher und ist aus entsprechenden Diagrammen abzulesen.

32. — Die Wartung von Förderbandanlagen[1]. Die größten Kosten bei Förderbandanlagen verursacht der Gummigurt, der daher sorgfältig gepflegt werden muß. Die meisten Risse an Band und Verbindungen entstehen durch zu strammes Spannen des Bandes, durch fehlende oder festsitzende Rollen, durch Verschmutzung, aber auch durch schlechte Verlagerung und Ausrichtung. Gegen Verschmutzung helfen am besten entweder ganz abgedeckte oder ganz offene Untertrume. Jede nur teilweise Abdeckung oder Öffnung in den Abdeckblechen ist nachteilig, weil auch eine geringe Verschmutzung nicht leicht zu entfernen ist und genügt, um Störun-

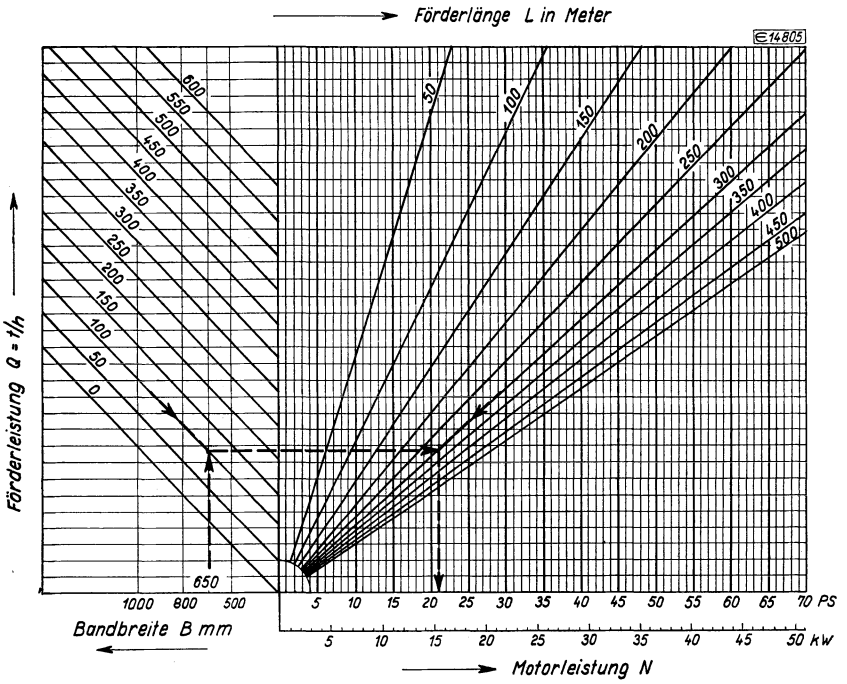


Abb. 236. Diagramm zur Bestimmung der Motorleistung von Förderbandantrieben bei söhliger Förderung.

gen des Bandlaufes wie Festklemmen, Beschädigung der Banddecke und Aufschlitzen des Bandes zu verursachen. Bei offenen Bandtraggerüsten sind Abstreifer nach Abb. 237 in ausreichender Menge anzubringen. Besonders beim Umlegen ist auf Sauberhalten des Bandes zu achten, bevor Abdeckbleche aufgelegt werden, da sonst Kohlen- oder Bergestücke zwischen Unterband und Blech geraten und das Band festklemmen und beschädigen. Das gleiche tritt ein, wenn Unterbandrollen fehlen, das Band infolgedessen zu tief durchhängt und Fördergut von der Seite auf das Untertrum gelangen kann. Bei Schießarbeit im Abbau oder wenn größere Kohlenlagen hereinbrechen, sind bei Strebbändern zur Schonung der Bandkanten Seitenleisten anzubringen oder die Bänder abzudecken. Auch soll das Band nicht über-

[1] Vgl. H. SCHULTE-MANITIUS: Schadenverhütung an Förderbändern. Technik 1949 S. 107 u. 203.

laden, vielmehr eine höhere Bandgeschwindigkeit oder größere Bandbreite gewählt werden.

Sehr viele Bandschädigungen entstehen durch schlechte Aufgabestellen. Die Aufgabe des Gutes muß in Förderrichtung mit etwa gleicher Geschwindigkeit, mit der das Band läuft, und bei geringer Fallhöhe erfolgen. Sehr zweckmäßig ist ein Rost, über den die Aufgabe geht, damit das Feingut zuunterst auf das Band gelangt und für die größeren Stücke ein Polster bildet. Aufgabetrichter oder Aufgabeschurren dürfen nicht zu kurz sein und sollen sich in Förderrichtung etwas erweitern, um ein Festklemmen des Gutes zwischen Band und Trichterwänden zu vermeiden. Der Abwurf vom Band soll möglichst über eine Trommel und keineswegs über Abstreifer erfolgen. Grundsätzlich sollte nur eine Förderrichtung beibehalten, das Band also nicht in beiden Richtungen bewegt werden.

Die Herstellung der Bandverbindungen muß mit größter Sorgfalt geschehen. Um die Zahl der Verbindungen so gering wie möglich zu halten, sind einzelne Bandstücke in möglichst großer Länge — bis 50 m — zu benutzen.

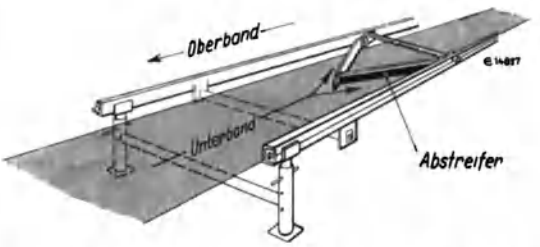


Abb. 237. Abstreifvorrichtung für offene Bandtraggerüste.

Die ganze Anlage muß gut ausgerichtet sein. Sehr lange Bänder sind schwierig auszurichten und erfordern hohe Bandspannungen. Auch aus diesem Grunde sollte man einen Bestwert der Förderlänge und nicht einen Höchstwert anstreben.

Da rd. 60% der Förderbandbrände durch Reibung stillstehender Bänder auf weiterlaufenden Antriebstrommeln und rd. 30% durch stillstehende Bandrollen verursacht werden, ist auf Verhütung von Bandbränden großer Wert zu legen[1]. Es geschieht dies durch sorgfältige Wartung. Die Verwendung flammwidriger Fördergurte ist zu empfehlen. Auch selbsttätige Lösch- und Kühlanlagen (Sprinkleranlagen) stellen eine gewisse Sicherheit dar. Sie treten allerdings erst in Tätigkeit, wenn bereits eine unzulässige Erwärmung oder gar ein Brand ausgebrochen ist. Das sicherste Mittel ist ein Bandwächter[2], der zunächst durch Aufzeigen übermäßigen Schlupfes warnend auf die schlechten Laufeigenschaften der Bandanlage hinweist und nach Überschreiten eines als gefährlich anzusehenden Schlupfes oder Bandstillstandes den Bandantrieb abschaltet. Der Bandwächter der Fa. Nilos, Düsseldorf, greift die Geschwindigkeiten von Antriebstrommel und Band

[1] Passmann, B.: Entstehung von Bränden an Gummiförderbändern. Glückauf 1951 S. 1191.

[2] Velhagen: Bandwächter für elektrisch angetriebene Gummibänder. Glückauf 1949 S. 865.

ab, summiert den Schlupf und schaltet nach Erreichen der eingestellten Schlupflänge an einem Zählwerk den Antrieb aus.

Mehrere hintereinander angeordnete Bandanlagen sind durch Signaleinrichtungen oder Verriegelungsschaltungen (s. Ziff. 147) dagegen zu sichern, daß ein nachgeschaltetes Band weiterläuft, wenn ein vorgeschaltetes ausgefallen ist.

33. — Die Stahlgliederbänder. Allgemeines. Bei den Stahlgliederbändern besteht der Träger des Fördergutes — die Bandmatte — aus Stahlblechplatten von 3—4 mm Stärke. In den meisten Fällen sind sie infolge seitlicher Umbördelung des Bleches kastenförmig und so gekröpft, daß sie sich einander schuppenartig überdecken und auch an den Umkehrstellen des Bandes nicht auseinanderklaffen. Trotz der Verkröpfung ist die Bodenfläche eben, so daß bei Bändern ohne Mitnehmerwinkel Reinigungsbürsten od. dgl. angebracht werden können, um klebriges Gut abzustreifen. Die Tragbleche sind, in der Förderrichtung gemessen, meist 160 mm lang und ihre Umbördelung 100—130 mm hoch. Die Tragblechbreite ist mit 400, 540, 640 und 800 mm genormt.

34. — Rollen und Ketten. Die lange Jahre fast ausschließlich verwandten *Standrollenbänder* sind inzwischen durch *Laufrollenbänder* ersetzt worden. Bei den Standrollenbändern laufen die Ketten über ortsfest am Traggerüst angeordnete Rollen, während bei Laufrollenbändern die Rollen an den Ketten befestigt sind und sich auf als Schienen dienenden Winkeleisen bewegen. Das Laufrollenband hat dem Standrollenband den entscheidenden Vorteil des leichteren Laufs voraus und damit des geringeren Kraftbedarfs und der Beherrschung größerer Bandlängen, die sich mit der Zunahme der in den Abbaustrecken zu überbrückenden Entfernungen immer mehr als notwendig erweisen. Die Kraftersparnis hängt wesentlich damit zusammen, daß bei den Standrollen jedes Tragblech infolge des Durchhangs der Bandmatte zwischen den Rollen vom tiefsten Punkt des Durchhangs bis zum höchsten auf der Standrolle angehoben werden muß. Hierdurch werden die Kettenglieder gegeneinander verdreht, womit Verschleiß verbunden ist, und außerdem wird das Fördergut durchgewalkt, indem es sich über den Rollen aufgelockert und zwischen ihnen zusammengedrückt wird. Beim Laufrollenband dagegen verbleiben die zwischen den Rollen liegenden Bandstücke fast unverändert in einem Zustand mehr oder weniger ausgeprägten Durchhangs, ohne immer wieder angehoben zu werden. Ihn gering zu halten, ist u. a. für die Bauhöhe des Bandes wichtig. Ein gewisser Durchhang ist jedoch erwünscht, um ein günstiges Anfahrmoment zu erhalten und nicht im gleichen Augenblick das gesamte Band beschleunigen zu müssen. Stahlgliederbänder werden von den Firmen Eickhoff, Hauhinco, Demag, Prünte, Aumund, Thiele u. a. hergestellt.

Als Zugmittel dienen *Laschenketten* oder *Rundgliederketten*[1]. Laschenketten sind am verbreitetsten. Ihre Kettenglieder, an denen die Tragbleche befestigt sind, haben ebenfalls eine Länge von 160 mm. Durch die gleichen Maße von Kettenglied und Tragblech wird erreicht, daß sich beide gemeinsam um die Sternräder der Kehrrollen drehen können. Die Kettensterne sind mit 10 oder 12 Zähnen

[1] KNAUST, H.: Der Einfluß der Kettenführung von Stahlplattenbändern auf den Leistungsbedarf und den Verschleiß der Ketten. Glückauf 1949 S. 861.

versehen und erhalten so entsprechend der Kettenteilung einen Teilkreisdurchmesser von etwa 520 mm. In der Regel werden zwei Laschenketten (Abb. 238) benutzt. Sie sind entweder seitlich neben den Tragblechen oder seitlich unter ihnen angeordnet. Die Anordnung neben den Blechen hat den Vorteil der leichteren Zugänglichkeit und daher besseren Beobachtung und Wartung. Auch werden die Ketten besser vom Wetterstrom umspült und trocknen daher besser ab. Nachteilig ist allerdings, daß durch abfallendes Gut, besonders an der Aufgabestelle, die Ketten leicht verschmutzen und daß das Band breiter wird. Zur Vermeidung dieser Nachteile ziehen die Firmen Eickhoff, Hauhinco, Demag u. a. es vor, die Ketten seitlich unter die Tragbleche zu legen. Das Aumund-Band nimmt insofern eine Zwischenstellung ein, als die Ketten je zur Hälfte unter und neben dem Band liegen.

Wird das Band von nur einer Kette gezogen (Abb. 238), so liegt diese in der Mitte unter den Blechen. Der Vorteil der Mittelkette ist darin zu erblicken, daß eine größere Kurvengängigkeit bis herab zu Halbmessern von 15 m erreicht werden kann, während mit zwei Ketten ohne besondere Vorkehrungen nur Halbmesser von 60 m möglich sind. Solche Vorkehrungen bestehen in einer gelenkigen Verbindung zwischen den Tragblechen, die in kleineren oder größeren Abständen vorgesehen werden können, wie z. B. beim Aumund-Austauschband, und in einer Verringerung der Rollenabstände. Am stärksten wird von diesen Mitteln beim Hemscheidt-Kurvenband Gebrauch gemacht (s. Ziff. 38). Vorläufig erscheint die

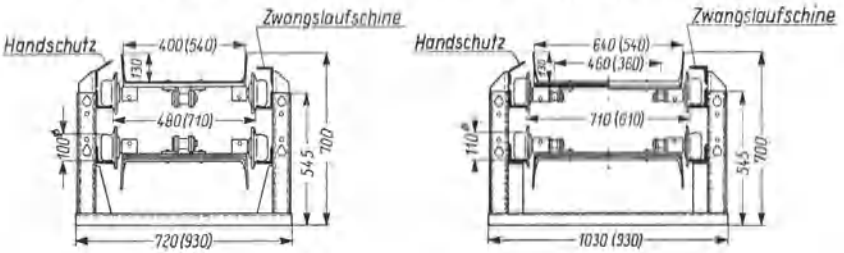


Abb. 238. Schnitt durch zwei Stahlgliederbänder mit Mittel- und Doppelkette.

Mittelkette auf schmale Bänder von 400 oder 540 mm beschränkt, da breitere Bänder bei dem üblichen Rollenabstand von 1,30—2 m in ihrer Gleichgewichtslage weniger stabil sind und zudem die Bruchfestigkeit einer Kette bei hohem Ladegewicht nicht ausreicht.

Die Rundgliederkette ist billiger und gestattet als Mittelkette unter der Bandmatte eine leichter zu verwirklichende Kurvengängigkeit bei Verzicht auf besondere Drehglieder in der Kette selbst. Die Verbindung zwischen Kette und Tragblechen ist jedoch schwieriger herzustellen. Erst die weitere Entwicklung wird zeigen, welche der beiden Kettenarten den Vorzug verdient.

Die Rollen sind mittels Steckachsen an den Ketten austauschbar angeordnet, und zwar meist an besonderen Haltern, die bei einer Mittelkette an den Muldenblechen befestigt sind. Oder es werden durchgehende und dann meist um das Tragblech gekröpfte Achsen benutzt. Die Rollen haben Dauerschmierung.

Der Rollenabstand richtet sich nach der verlangten Kurvengängigkeit. Bei gerade verlegten Bändern mit hoher Belastung, z. B. infolge der Notwendigkeit, auch Maschinenteile zu fördern, wird ein Abstand von nur 1,30 m vorgezogen, während anderenfalls der auch bei Standrollenbändern übliche Abstand bis 2 m genügt, wodurch Rollen und damit Kosten gespart werden können.

35. — Traggerüst und Antrieb. Das Traggerüst besteht aus in Abständen von 3 m angeordneten Tragböcken aus Profileisen, die durch die als Laufschienen dienenden Winkeleisen schraubenlos untereinander verbunden sind. An den Stoßstellen greifen die Laufflanschen der Winkeleisen z-förmig ineinander, um einen ruhigen Lauf über diese Stellen zu erreichen.

Der Antrieb ist als Kopf- und Umkehrantrieb oder als Zwischenantrieb möglich. Die Kopf- oder Umkehrantriebe (Abb. 239) besitzen Kettensterne, die über ein Zwischengetriebe und elastische oder Flüssigkeitskupplungen von einem oder zwei beiderseitig angeordneten Motoren angetrieben werden. Beim Zwischen- oder Mittelantrieb (Abb. 240) sind die Kettensterne gewöhnlich durch ein oder zwei umlaufende endlose Mitnehmerketten ersetzt.

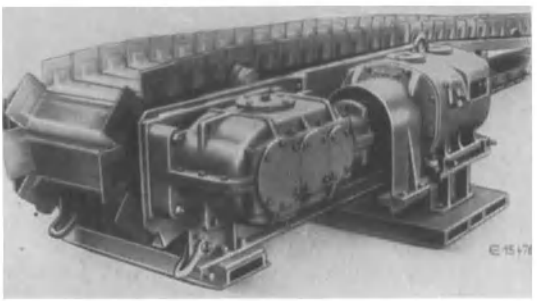


Abb. 239. Druckluftantrieb eines Stahlgliederbandes.

Wichtig ist, daß die Mitnehmer zwanglos in die Förderketten eingreifen und sich aus ihnen lösen. Der besondere Vorteil der Zwischenantriebe besteht in der Möglichkeit, praktisch beliebige Bandlängen zu betreiben. Er tritt besonders bei ansteigender Förderung in Erscheinung und vermeidet

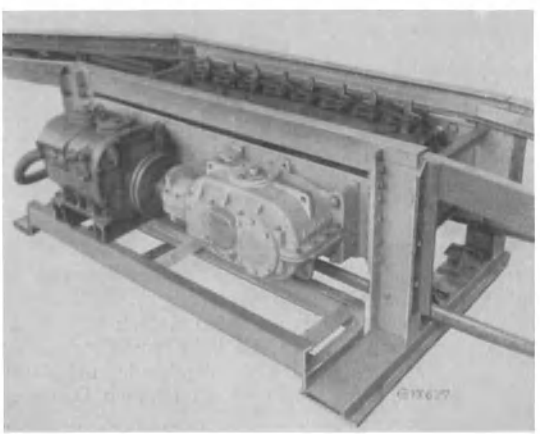


Abb. 240. Zwischenantrieb für Stahlgliederbänder.

auf jeden Fall Übergangsstellen mit ihrer Bedienung, Staubbildung usw. Grundsätzlich wird ebenso wie bei Gummigurtbändern das belastete Trum gezogen. Bei söhliger Verlegung und Fördermengen von etwa 150 t/h können mit einem Antrieb Bandlängen bis 800 m beherrscht werden. Die Fördergeschwindigkeit beträgt gewöhnlich 0,8 m/sek. Durch Auswechseln von Räderpaaren im Getriebe kann sie auf 1,0 und 1,2 m/sek geändert werden. Bei ansteigender oder abfallender Förderung dient eine Backenbremse an der Antriebskupplung dazu, das beladene Band bei abgeschaltetem Motor

gegen Rücklauf oder Weiterlauf zu halten. Durch Umsteuern der Motoren kann die Förderrichtung umgekehrt werden.

36. — Anwendungsbereich der Stahlgliederbänder. Stahlgliederbänder eignen sich insbesondere für Abbaustrecken und Gesteinsberge oder ähnliche Grubenbaue, und zwar für Kohle, Berge, Salz und Erz. In ihrer gewöhnlichen Ausführung gestatten sie eine Bergaufförderung bis zu 25° und eine Abwärtsförderung bis 22°. Durch den Einbau von Stützstegen, die in Form von Winkeleisen in Abständen von 4—8 Blechen angenietet oder angeschraubt werden, kann der Anwendungsbereich bis 40° aufwärts und 35° abwärts erweitert werden. Es entsteht auf diese Weise ein Kastenband, das jedoch mit zunehmender Neigung nicht mehr den vollen Füllquerschnitt auszunützen gestattet.

Im Jahre 1954 waren im Ruhrbergbau 120000 Nutzmeter Stahlgliederband in Betrieb im Vergleich zu 450000 Nutzmeter Gummiband. Das Stahlgliederband ist im weiteren Vordringen begriffen.

37. — Sonderbauarten von Stahlgliederbändern. Außer der Normalausführung des Stahlgliederbandes sind mehrere Sonderbauarten entwickelt worden, von denen das Hemscheidt-Kurvenband in Ziff. 38 behandelt wird. Hier sei noch auf das Gleiskurvenband der Firma Schmitz Söhne, Homberg, auf das Schmalkurvenband und den Rollentrogförderer von Erbö sowie das Faltenband von Stübbe hingewiesen.

Das *Gleiskurvenband* benutzt eine Mittel-Laschenkette, an der viertelkreisförmige Tröge angenietet sind, deren seitlich angeordnete Rollen auf Schienen laufen, die in Kurven bis herab zu 10 m Halbmesser in das Traggerüst eingebaut sind. Die Kurvengängigkeit der Bandmatte wird ähnlich wie beim Aumund-Austauschband durch Drehgelenke erreicht, die in bestimmtem Abstand an den Trögen angeordnet werden.

Das *Erbö-Schmalkurvenband* erreicht die Kurvenläufigkeit durch eine besondere Bauart der Laschenmittelkette, deren Buchsen verschiebbar in Langlöchern der Innenlaschen gelagert sind. Außerdem wird die Kette in den Kurven (bis herab zu 10 m Halbmesser) durch ortsfeste Spurrollen geführt. Das *Rollentrogband*[1] von Erbö wird durch zwei auf jeder Seite angebrachten Laschenketten geführt, die mit Langlöchern versehen sind und das Band bis zu einem Halbmesser von 25 m kurvengängig machen. Durch eine kräftige Randschutzverkleidung wird eine zuverlässige Abdichtung erreicht. Gleichzeitig kann die Verkleidung als Widerlager für Schrämmaschinen und Kohlenhobel dienen, so daß das Band bei geringem Energieverbrauch als Strebfördermittel zu verwenden ist. Bei 500 mm Breite und einer Bordhöhe von 60 mm hat das Band einen Füllquerschnitt von 450 cm².

Abb. 241. Decke des Faltenbandes System Stübbe der Westfalia-Lünen.

Ein anderes Kurvenband ist das *Faltenband*, System Stübbe, der Westfalia-Lünen. Seine Faltendecke besteht aus schwach muldenförmig gebogenen übervulkanisierten Stahlstreifen, die durch vorgeformte Querfalten aus elastischem Material verbunden sind (Abb. 241). Die Querfalten sind stauch- und dehnbar und ermöglichen durch ihre Form ein Aufwärtsfördern bis zu 30°. Die dreiteiligen

[1] Wawersik, R.: Der Rollentrogförderer, ein neuartiges Abbauördermittel. Glückauf 1954 S. 983.

Abschnitte der Faltendecke werden auf den Holmen der Rollenträger zu einer durchgehenden Decke verbunden. Die Holme laufen nach unten in zwei Fortsätze aus, an denen je eine Tragrolle und je zwei Stützrollen angebracht sind, die in U-Eisen des Traggerüstes laufen, das im übrigen aus einzelnen Stützböcken besteht (Abb. 242). Ober- und Untertrum können übereinander oder nebeneinander angeordnet werden. Das Band wird durch eine langgliedrige Rundstahlkette gezogen. Zwischenantriebe sind möglich, ebenso eine Bewegung des Bandes in beiden Richtungen. Entsprechend den Bandgeschwindigkeiten von 0,8—1,35 m/sek sind stündliche Förderleistungen von 200—300 m³/h erreichbar.

Abb. 242. Traggerüst des Faltenbandes System Stübbe der Westfalia-Lünen.

Weitere Betriebserfahrungen müssen abgewartet werden, ehe eine Beurteilung dieser Bauarten möglich ist.

38. — Das Kurvenband, Bauart Hemscheidt-Grebe[1]. Das Kurvenband der Maschinenfabrik Hemscheidt, Wuppertal, kann als Vollband mit geschlossener Bandmatte oder als Teilband ausgeführt werden. Die größere Verbreitung hat es bisher als Teilband gefunden, bei dem zwar das Bandgerüst auf der gesamten Förderlänge vorhanden ist, auf dem je nach Fördermenge jedoch nur ein oder mehrere „Bandzüge" von 80—160 m Länge laufen. 1954 waren 30000 Nm dieser Bandzugförderung auf Zechen der steilen Lagerung in Betrieb.

Die Bauart ist durch strenge Einhaltung des Baukastenprinzips und eine nahezu schraubenlose Verbindung aller Teile gekennzeichnet. Das doppeltrümige Bandgerüst besteht aus einzelnen Tragböcken, an denen für jedes Trum je zwei seitliche und eine mittlere aus U-Eisen bestehende Führungsschiene von 2 m Länge befestigt ist. In ihnen laufen die Rollen der Kastenmulden der Bandmatte, und zwar je eine seitliche und eine mittlere Rolle. Die Kastenmulden bestehen aus seitlich umgebördelten Stahlblechen von rd. 260 mm Länge und 450 mm, 550 mm und 700 mm Breite, was einem Fassungsvermögen eines 100 m langen Bandzuges von 5,6; 8,5 und 13 m³ entspricht.

Abb. 243. Anordnung der Rollen beim Kurvenband Hemscheidt-Grebe.

Die Kastenbleche überlappen einander und sind durch eine besonders ausgebildete Laschenkette gelenkig miteinander verbunden, wobei die Mittelrollen an den an der Unterseite des Tragbleches angeschweißten Teilen der Laschenkette angeordnet sind (Abb. 243).

Auf diese Weise ist ein Durchfahren von Kurven mit einem Halbmesser bis herab zu 6 m möglich. Der Kehrendurchmesser beträgt 880 mm. Die

[1] WÖRMANN, A.: Das Kurvenband, Bauart Hemscheidt-Grebe, als Streb-Strecken-Band auf der Zeche Monopol. Glückauf 1951 S. 241.

stündliche Förderleistung hängt vom Förderweg, der Länge und Anzahl der Bandzüge sowie von ihrer Geschwindigkeit ab, die 1—1,5 m/sek beträgt. Es können Steigungen bis 25° überwunden werden.

Eine Besonderheit dieses Kurvenbandes ist die Möglichkeit, im Traggerüst Weichen einzubauen, die als Zweiwege- oder Dreiwegeweichen ausgebildet sein können und für Handbetätigung oder Fernsteuerung eingerichtet sind. Den Drehpunkt des schwenkbaren Gerüstteiles einer solchen Weiche bildet ein sogenanntes Federpaket. Hiermit ist es möglich, die Zungen mit den anschließenden Gleissträngen in Übereinstimmung zu bringen und ein stoßfreies Durchfahren der Weichen zu erreichen (Abb. 244).

Abb. 244. Dreiwegeweiche.

Die Antriebe sind Zwischenantriebe (Abb. 245). Sie stehen in Abständen, die etwas kürzer als die Bandzuglängen sind, damit einer von ihnen immer im Eingriff steht und der Zug von einem Antrieb an den folgenden übergeben werden kann. Meist besitzen sie eine Leistung von 12—20 PS. Bei Druckluftantrieb arbeiten die Motoren über ein Getriebe auf eine Antriebskette, die mit paarweise angeordneten, nach unten abgefederten Mitnehmerdaumen an der Mittelkette angreift. Die Steuerung der Bandzugförderanlage wirkt selbsttätig durch Druckluft über Kontakte, die vom fahrenden Bandzug betätigt werden. Sie bewirken, daß, von der kurzen Zeitspanne der Übergabe des Bandzuges von einem Antrieb zum nächstfolgenden abgesehen, immer nur ein Antrieb läuft. Die Betätigungszylinder von Höhen- und Seitenweichen im Bandgerüst werden gleichfalls über Druckschalter vom fahrenden Bandzug gesteuert, während weitere Vorrichtungen dafür sorgen, daß das Einfahren des Bandzuges in eine falschgestellte Weiche oder Zusammenstöße beim gleichzeitigen Umlauf mehrerer Bandzüge vermieden werden.

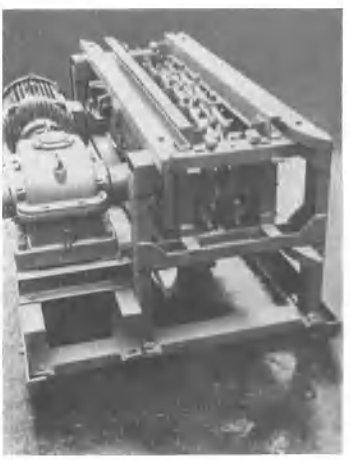


Abb. 245. Zwischenantrieb der Hemscheidt-Grebe-Bandzugförderung.

Bei elektrischem Antrieb ist die Zwischenschaltung einer Flüssigkeitskupplung erforderlich. Durch zweckentsprechende Einrichtungen wird die gleiche Fahrweise wie bei Druckluftantrieb ermöglicht.

Als Beispiel für ihre vielseitige Anwendungsmöglichkeit ist eine Bandzug-Förderung für die Bergezu- und Kohleabfuhr beim zweiflügeligen Gruppen-

bau zweier steilgelagerter Flöze in Abb. 246 dargestellt. Durch sie ist eine wesentliche Steigerung der Förderleistung für Kohle und für Versatzberge und damit eine erhebliche Erhöhung der Betriebszusammenfassung in der steilen Lagerung möglich geworden[1]. Die Bandzugförderung steht mit anderen Kurvenbändern in Wettbewerb sowie mit der Förderung durch Großraumbergewagen, wie Seitenkipper und Sattelbodenentleerer.

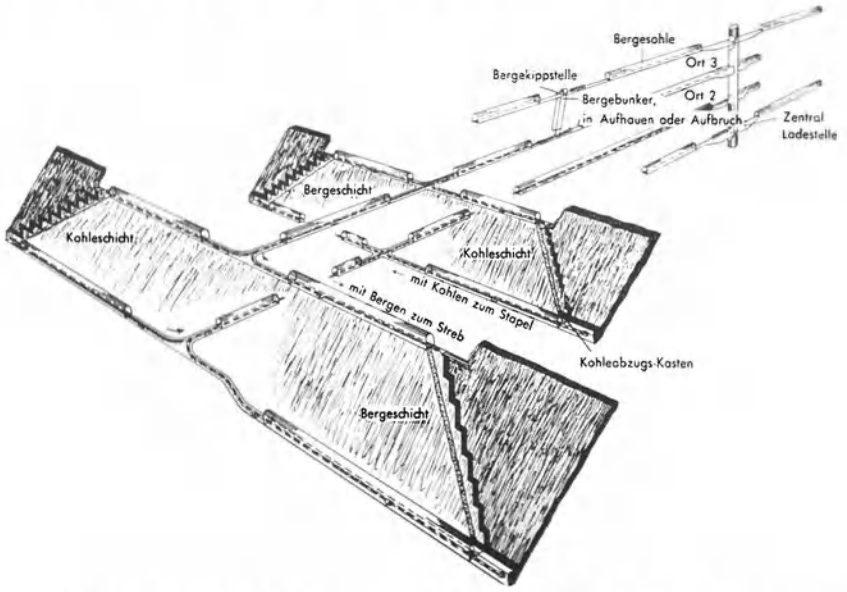


Abb. 246. Beispiel für die Anwendungsmöglichkeit der Hemscheidt-Bandzugförderung in steiler Lagerung.

c) Kettenförderer.

39. — Einführung. Bei den Kettenförderern wird das Fördergut auf einer Unterlage, und zwar in einer Stahlblechrinne bewegt. Diese steht aber im Gegensatz zu den Gummigurt- und Stahlgliederbändern fest. Die Bewegung des Gutes muß also auf eine andere Weise bewirkt werden. Es geschieht durch Mitnehmer, die an einer, zwei, neuerdings auch drei endlosen Ketten befestigt sind. Die Ketten werden durch die Rinne in Förderrichtung hindurchgezogen und im Leertrum wieder zurückgeführt.

Je nachdem, ob das Gut in der Rinne geschleppt oder gebremst wird, unterscheidet man Schleppförderer und Bremsförderer. Die Förderer mit schleppender Wirkung können das Fördergut mit und gegen das Einfallen bewegen, während die Bremsförderer die Aufgabe haben, bei größerem Einfallen die durch die Schwerkraft bewirkte abwärts gerichtete Bewegung des Fördergutes zu hemmen.

Da es jeweils notwendig ist, das stärker belastete Kettentrum zu ziehen, unterscheiden sich beide Kettenförderarten grundsätzlich durch die Lage des Antriebes: Bei den Schleppförderern befindet er sich am Austrag,

[1] Scheer, F.: Betriebszusammenfassung in steiler Lagerung mit Hilfe der Bandzugförderung usw. Glückauf 1953 S. 389.

während er bei den Bremsförderern stets am höher gelegenen Ende des Förderers angebracht ist, da bei diesen die Unterkette gezogen werden muß. Bei den leistungsfähigeren Schleppförderern mit zwangsgeführter Oberkette sind meist mehrere Motore notwendig, deren Gesamtleistung jedoch nach Möglichkeit so verteilt wird, daß das Schwergewicht des Antriebs auf den Austrag entfällt.

Es gibt Schleppkettenförderer mit zwangsgeführter und mit nicht zwangsgeführter Oberkette. Letztere werden auch Kratzförderer genannt und in Einketten- und Zweikettenkratzförderer unterteilt. Auch bei den Bremsförderern kann man zwischen Ein- und Zweikettenbremsförderern unterscheiden.

40. — Kettenförderer mit schleppender Wirkung und zwangsgeführter Oberkette (Doppelkettenförderer). Allgemeines. Die besonderen Kennzeichen dieser Fördermittel bestehen in den beiden zwangsgeführten Oberketten, in der kräftigen Ausführung der Rinnen und darin, daß diese sich in seitlicher und senkrechter Richtung etwas gegeneinander verschwenken lassen. Um bei einem Kettenriß im Untertrum die Schadstelle bis in den Obertrum weiterlaufen lassen zu können, werden neuerdings auch drei Ketten an Stelle von nur zweien vorgesehen. Neben ihrer hohen Förderleistung liegt ihre hervorragende Eigenschaft in der Möglichkeit, sie im ganzen dem Kohlenstoß nachrücken zu können, ohne sie also wie z. B. eine gewöhnliche Schüttelrutsche in ihre Bauteile zerlegen zu müssen. Voraussetzung hierfür ist ein geeigneter Ausbau, der zwischen Fördermittel und Kohlenstoß auf eine endgültige Stempelreihe zu verzichten oder höchstens mit Hilfsstempeln auszukommen gestattet. Dieses geschlossene Vorrücken kann während oder am Ende der Förderschicht vor sich gehen, so daß eine gesonderte Schicht für das Umlegen des Fördermittels entfällt. Das Vorrücken ist also meist billiger und schneller als das Umlegen, so daß nicht nur Kosten gespart werden, sondern mehr Zeit für die Gewinnung der Kohle zur Verfügung steht. Andererseits wird auch mehr und mehr in solchen Fällen von Doppelkettenförderern Gebrauch gemacht, in denen wegen der Beschaffenheit des Hangenden eine rückfreie Abbaufront nicht möglich ist. Es ist dies um so mehr der Fall, als man die Leistung für das Umlegen von Doppelkettenförderern auf 20 m und in einigen Fällen auf 40 m je MuS erhöht hat.

Außer den Doppelkettenförderer in seine einzelnen Rinnenschüsse zu zerlegen, ist ein Umlegen auch dadurch möglich, daß man den Förderer in der Mitte trennt. Der untere Teil wird insgesamt in die obere, der obere Teil in die untere Strebhälfte gezogen und beide Teile alsdann im neuen Feld wieder verbunden.

Ein wesentlicher weiterer Vorzug dieser Doppelkettenförderer ist, daß sie als seitliche Führung für die Kohlenhobel oder als Fahrbahn für Schräm- und Schrämlademaschinen dienen können. Sie sind daher in vollmechanisierten Streben in der Regel unentbehrlich. Aber auch in Verbindung mit dem Abbauhammer oder der Schießarbeit als Gewinnungsmittel werden sie häufig benutzt. Infolge der Zwangsführung der Ketten ist es möglich, Störungen bis zu Flözmächtigkeit sowie flache Mulden und Sättel zu durchfahren. Die Förderer eignen sich bis zu einem Einfallen von etwa 30° und

einem Ansteigen bis zu 15°. In den weitaus meisten Fällen dienen sie als Abbaufördermittel. Zuweilen benutzt man sie jedoch auch in der Abbaustrecke, und zwar schaltet man sie dann zwischen Strebausgang und dem als Streckenfördermittel dienenden Bandförderer. Nachteilig sind die bei diesen Förderern auftretenden Reibungsverluste und ihr hoher Kraftverbrauch.

Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette werden von den Firmen Beien in Herne als Universal- oder Rekordförderer, von der Eisenhütte Westfalia, Lünen, als Panzerförderer, von der Firma Eickhoff in Bochum als Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderer und von der Demag in Duisburg als G-Förderer gebaut. Sie werden jeweils in verschiedenen Größen hergestellt. Die kräftigsten Bauarten sind für voll- und teilmechanisierte Abbaubetriebe vorgesehen, schwächere Ausführungen für teil- und nichtmechanisierte Betriebe und wieder andere für geringmächtige Flöze oder Sonderzwecke.

Abb. 247. Normalrinne des Westfalia-Panzerförderers mit als Kabelkanal ausgebildetem Aufsatzblech.

41. — Der Panzerförderer der Westfalia-Lünen. Bei der stärksten Ausführung des Panzerförderers (Abb. 247) bestehen die Rinnen aus 10 mm starken gewalzten Seitenprofilen und dem mit ihnen verschweißten gleich starken Bodenblech. Die Rinnen sind 620 mm breit, 180 mm hoch und 1500 mm lang, jedoch gibt es auch Paßrinnen, um stets die richtige Lage der Abwurfstelle des Panzerförderers zum Abbaustreckenfördermittel zu erreichen. Eine 1,5 m lange Rinne ist 148 kg schwer. Die Rinnen selbst werden in den Vertiefungen des Seitenprofils mit Winkelschrauben so verschraubt, daß eine Verschwenkbarkeit um 4° in horizontaler und vertikaler Richtung von Rinne zu Rinne möglich ist. Dadurch kann sich der Panzerförderer Unebenheiten des Liegenden ebenso anpassen wie betrieblich bedingten seitlichen Ausknickungen, die z. B. beim Rükken entstehen. An der dem Kohlenstoß abgewandten Seite können anschraubbare Aufsetzbleche (Abb. 247) Förderverluste und zusätzliches Laden von Hand verhüten. Häufig dienen sie gleichzeitig als Kabelkanal zum geschützten Verlegen des Motor-, Steuer- und Strebbeleuchtungskabels sowie zum Anbringen von Lampenständern.

Abb. 248. Kettenschloß des Panzerförderers.

Als Übergang zwischen Normalrinnen und Antriebsstation dienen zwei Anschlußrinnen, in deren Verlauf die Kette allmählich auf den dem Durchmesser des Kettensterns entsprechenden Abstand gebracht wird.

Die beiden Kettenstränge, deren Glieder 18 mm stark sind, bestehen aus hochwertigem Werkstoff und haben bei geringer Dehnung eine Bruchlast von 30 t. Sie setzen sich aus 1 m langen Kettenstücken zusammen, die durch Kettenschlösser verbunden sind. Diese dienen gleichzeitig zur Befestigung der auswechselbaren Kratzer (Abb. 248).

Die 2,5 m lange und rd. 0,5 m hohe Antriebsstation besteht aus dem Maschinenrahmen, der Antriebstrommel mit 8teiligem Kettenstern, den

Getrieben und den Druckluft- oder Elektromotoren. Die schwere Bauweise und die hohen Reibungsverluste bedingen Antriebe bis zu 100 kW und mehr. Je nach Länge, Einfallen, Leistung und Gewinnungsart sind 1—4 Motoren notwendig, die an beiden Enden des Förderers angeordnet sind. Der Hauptantrieb (Abb. 249) zieht die beladene Oberkette bis zur Ladestelle, der Hilfsantrieb die Leerkette bis zum Umkehrende. Auch bei stärkerem Einfallen wählt man mit Rücksicht auf den Rillenverschleiß zweckmäßig zwei Antriebsstationen, d. h. je eine an der Ladestelle und eine am Umkehrende. Beide können mit Elektro- oder Druckluftmotoren ausgerüstst sein. Auch ist es möglich, den einen elektrisch, den anderen mit Druckluft anzutreiben. Im letzteren Falle kann man die Kettengeschwindigkeit mit einem oberen Hilfsdruckluftantrieb beliebig regeln, was z. B. für Revisionsfahrten und Materialförderung nützlich ist.

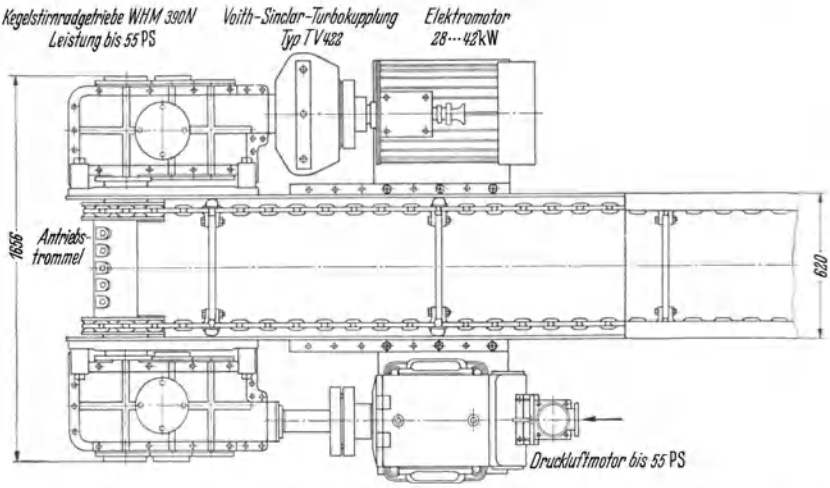


Abb. 249. Antriebsstelle eines Panzerförderers der Westfalia-Lünen mit Elektro- und Druckluftmotor.

Bei Elektroantrieb dient eine Turbokupplung (Abb. 249) als Anfahrerleichterung, als Blockierung für Getriebe und Kettenband und zur gleichmäßigen Verteilung der Lastaufnahme bei mehreren Elektromotoren, deren Drehzahlen immer etwas voneinander abweichen. Diese Kupplungen sollen den Elektromotoren die weichen Anfahreigenschaften der Druckluftmotoren vermitteln. Sie arbeiten mit Verzögerung, d. h. erst nachdem die Motoren eine bestimmte Drehzahl erreicht haben, wird das Kettenband mitgenommen, so daß die Motoren nicht unter Last anzulaufen brauchen. Beim Druckluftantrieb wird eine elastische Bolzenkupplung eingebaut.

Die Förderkettengeschwindigkeit wird mit 0,5—0,7 m/sek der Förderleistung und den Betriebsverhältnissen angepaßt. Bei einer Förderlänge von 250 m beträgt die Förderleistung dieser Bauart bis 200 t/h und mehr.

Infolge seiner kräftigen Bauart kann dieser Panzerförderer als Träger und Gleis für eine Gewinnungsmaschine, Kohlenhobel oder Schrämmaschine, dienen. Er kann als Ganzes gerückt werden, was meist mit Druckluftzylindern oder auch mit mechanischen Winden geschieht.

Von der schweren Bauart unterscheidet sich der *Schmalpanzerförderer* im wesentlichen durch die geringeren Abmessungen sowie durch die leichtere Bauart der Antriebe. Dadurch eignet er sich für den Abbau geringmächtiger Flöze. Eine schraubenlose Steckschlüsselverbindung der Rinnen erleichtert das Umlegen des Fördermittels, wenn es nicht im ganzen gerückt werden soll. Für das Wiedereinziehen des Kettenbandes sind an den Antriebsstationen Einziehtrommeln vorgesehen. Die Förderleistung der Bauart PFO kann bei einer Förderlänge von 200 m bis 150 t/h und mehr betragen.

Als kleinste der Panzerfördererbauarten ist der *Zwergpanzerförderer* zu nennen, der mit seinen leichten, umlegbaren Rinnen und den entsprechend klein gehaltenen Antriebsstationen ein geeignetes Fördermittel für geringe Förderlängen beim Mitführen von Bergedämmen und dergleichen, sowie als Zwischenförderer bei der Überwindung von Störungen ist.

42. — Der Rekordförderer der Firma Beien. Der Beien-Rekordförderer unterscheidet sich vom Panzerförderer der Westfalia, Lünen, im wesentlichen durch eine andere Formgebung und Ausführung der Rinnen (Abb. 250). Die aus 8 mm starken Blechen hergestellten Seitenprofile *a*

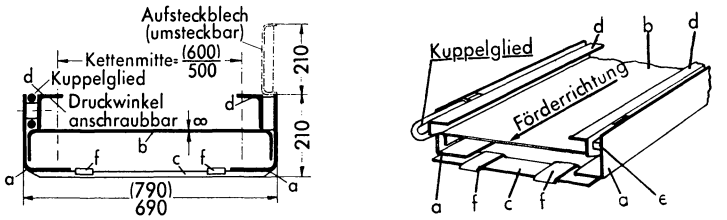


Abb. 250. Schnitt durch den Rekordförderer der Fa. Beien.

sind durch das Bodenblech *b* und durch Querversteifungen *c* miteinander verbunden. Die Führung der Oberkette wird durch auswechselbare Führungswinkel *d* bewirkt, die bei Verschleiß ersetzt werden können, ohne die ganze Rinne erneuern zu müssen. Da diese Teile der Rinne erfahrungsgemäß am stärksten verschleißen, kann durch deren Auswechseln u. a. die Lebensdauer der Rinne erhöht werden. Für einen stoßfreien Übergang der Rinnenstöße ist durch allseitige Überlappung gesorgt. Mit Ringen versehene Aufsteckbleche, die auch als Kabelkanal ausgebildet sein können, werden bei Bedarf zwischen Führungswinkel *d* und Seitenprofil *a* gesteckt, wo sie genügend Halt finden. Die Verbindung der Rinnen erfolgt durch Kuppelglieder (Kettenglieder), die an den Stoßstellen über abgestützte Bolzen *e* greifen. Durch die Länge der Glieder ist die horizontale Ablenkung zwischen zwei Rinnen auf 3° begrenzt, während die vertikale Ablenkung 5° betragen kann. An den Querverbindungen der Rinnen sind Überleitbleche *f* angebracht, um einen guten Übergang der Unterkette an den Stoßstellen zu gewährleisten.

Der Hauptantrieb kann mit einem rd. 1,5 m langen Ausleger versehen werden. Dann wird das im Auslegerkopf befindliche Kettensternrad durch einen Duplex-Kettentrieb von dem etwas weiter rückwärts stehenden Hauptantrieb angetrieben.

Die Fördergeschwindigkeit ist mit 0,85 m/sek etwas höher als die des Panzerförderers. Sie kann, sofern kein Ausleger vorhanden ist, durch Auswechseln eines Zahnradpaares im Getriebe auf 0,6 m/sek verringert werden.

Außer dem Rekord-Förderer sind Beien-*Universalförderer* in Gebrauch, die leichter gebaut sind und sich daher auch zum Umlegen eignen.

Für geringmächtige Flöze sowie für das Durchfahren von Störungen und für ähnliche Sonderaufgaben ist der Beien-*Leichtförderer* bestimmt.

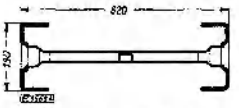


Abb. 251. Schnitt durch den Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderer.

43. — Der Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderer. Die gleichfalls 1,5 m langen Rinnen des Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderers (EB-Förderer) werden in leichter und schwerer Ausführung geliefert. Sie bestehen aus zwei gegeneinander verschweißten symmetrischen Trögen (Abb. 251), die einen Doppelboden bilden. Infolge der symmetrischen Ausführung können die Rinnen bei einseitigem Verschleiß, z. B. in Mulden oder Sätteln, gewendet werden, so daß die Rücklaufseite zur Förderseite wird. Die beiden Ausführungen unterscheiden sich hauptsächlich in der Blechstärke und damit im Gewicht, während ihre äußeren Abmessungen etwa denen der schweren Ausführung des Panzerförderers gleichen. Mit 128 und 100 kg je 1,5 m langer Normalrinne sind sie etwas leichter als eine entsprechende Panzerfördererrinne. Die zulässige Abwinkelung zwischen zwei Rinnenstößen beträgt in horizontaler Richtung 3°, in vertikaler Richtung 5°. Die Kratzer werden in Abständen von rd. 1 m mit Kettenbügeln und Spannstiften am Kettenband an beliebigen Stellen befestigt, wie es Abb. 252 verdeutlicht. Im Gegensatz zum Panzerförderer läuft die Oberkette außerhalb der Zwangsführung, wodurch der Verschleiß gering gehalten werden soll. Die Führung der Kette wird also nur durch die Mitnehmer bewirkt. Die besondere Kratzerform und die stoßfreie Überlappung der Rinnen gestattet für Materialtransport auch Rücklauf des Kettenbandes.

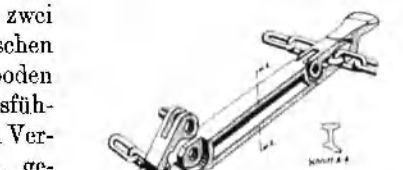


Abb. 252. Befestigung der Kratzer an der Kette des Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderers.

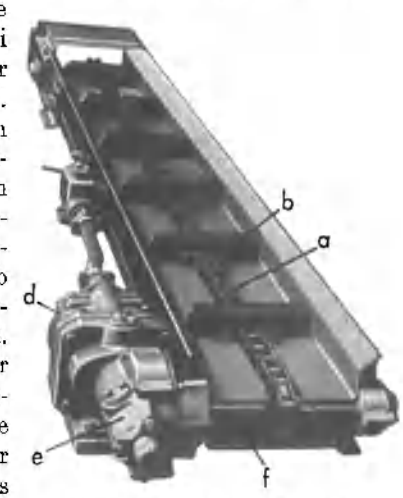


Abb. 253. Einkettenkratzförderer der Fa. Beien.

44. — Schleppkettenförderer mit nicht zwangsgeführter Oberkette (Kratzförderer). Der Einkettenkratzförderer. Abb. 253 zeigt einen Einkettenkratzförderer mit Stahllaschenkette der Firma Beien, Herne. Die quergestellten Mitnehmer *b* sind beiderseits

der Stahllaschenkette *a* angeschraubt. Der Pfeilradmotor *d*, an dessen Stelle auch ein Elektromotor treten kann, überträgt seine Bewegung über das Schneckengetriebe *e* auf die Antriebswelle *f*. Das Rinnenprofil dieses Förderers besteht aus zwei miteinander verschweißten Trögen mit zwei Winkelstahlführungen im Untertrum, in denen die Kratzer geführt werden. Die stumpf aneinander stoßenden Rinnen sind durch Schrauben verbunden.

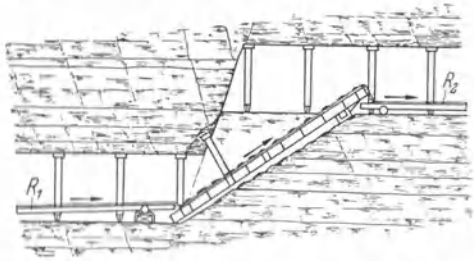


Abb. 254. Überbrücken eines Sprunges durch einen Kratzförderer.

Derartige Einkettenkratzförderer werden mit Antrieben von 8 PS gebaut. Ihre Förderleistung beträgt bei Entfernungen bis zu 30 und 40 m und einem Ansteigen von 10—25° etwa 40—50 t/h. Ein ähnlicher Förderer wird von der Demag, Duisburg, gebaut.

Abb. 254 veranschaulicht die Anwendung eines Einkettenkratzförderers bei Überwindung eines Sprungs beim Strebbau, wo er zwei Rutschenstränge R_1 und R_2 verbindet. Außerdem wird er zum Fördern der Kohle aus dem Damm beim Breitauffahren von Abbaustrecken (s. Band II) sowie als Zubringerförderer beim gewöhnlichen Auffahren von Abbaustrecken mit Bandförderung und zu ähnlichen Sonderzwecken benutzt.

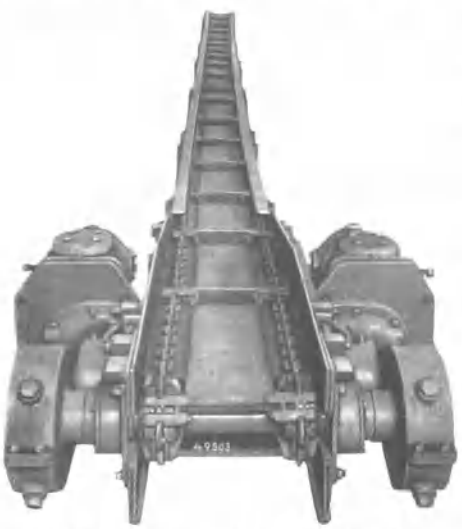


Abb. 255. Doppelkettenkratzförderer der Demag.

45. — Der Zweikettenkratzförderer. Für größere Leistungen und Förderlängen dienen Doppelkettenkratzförderer, die von den Firmen Beien in Herne und Demag in Duisburg gebaut werden.

Die Anordnung eines derartigen Fördermittels der Demag ist aus Abb. 255 zu ersehen. Der am unteren Ende des Förderers befindliche Elektro- oder Druckluftmotor treibt über ein Vorgelege die mit zwei Kettensternrädern versehene Antriebswelle. Die Seiltrommel dient zum Aus- und Einziehen des Kettenbandes in die Rinnen vor und nach dem Umlegen des Förderers. Zwischen der Anschlußrinne unterhalb des Antriebes und der Umkehre am oberen Ende des Förderers werden die normalen Rinnenstücke eingebaut. Die Umkehre ist mit einer ausziehbaren Schlußrinne versehen.

Die normalen Rinnen setzen sich aus 1,5—2 m langen Stücken zusammen. Das in Abb. 253 dargestellte Rinnenprofil von Beien wird in etwas größeren

Abmessungen auch für Doppelkettenkratzförderer benutzt. Beim Durchfahren von Mulden können die Ketten durch anschraubbare Druckleisten auf dem Rinnenboden gehalten werden, um ein Herausheben aus der Rinne zu vermeiden.

46. — Kettenförderer mit bremsender Wirkung (Bremsförderer). Allgemeines. Die Bremsförderer[1] sind in erster Linie für die halbsteile Lagerung, also für Flöze mit einem Einfallen zwischen 25 und 35°, daneben aber auch für noch steilere Lagerung bestimmt. Während die Entwicklung langer Kohlenfronten in der flachen Lagerung (0—25°) durch die Schüttelrutsche (oder das Band) ermöglicht wird und in der steilen Lagerung die Schrägstellung des Kohlenstoßes, also der Schrägbau, die Bildung größerer Abbaubetriebspunkte gestattet, versagen beide Mittel in der halbsteilen Lagerung. Für eine Schrägstellung des Kohlenstoßes reicht das Einfallen von 25—30° (35°) noch nicht aus, andererseits ist die Schüttelrutsche nicht mehr anwendbar, da sie dem Fördergut eine zu große Beschleunigung erteilen würde, so daß der Stückkohlenzerfall und die Staubentwicklung ebenso wie die Unfallgefahr durch aus der Rutsche herausspringendes Fördergut zu groß würden. Das gleiche gilt mehr oder weniger auch für feste Rutschen. So war die halbsteile Lagerung noch durch kleine Streben mit geringer Bauhöhe und einer Belegung durch nur wenige Mann gekennzeichnet, als die Betriebszusammenfassung in der flachen Lagerung schon weit fortgeschritten war und in der steilen Lagerung in umfangreichem Maße begonnen hatte.

Erst die *Bremsförderer* brachten hier ab 1932 eine Wandlung. Ihr Grundgedanke ist, das Gut zwar in feststehenden Stahlrutschen zu fördern, seine Eigenbewegung jedoch durch an ein oder zwei Ketten befestigte Staubleche zu hemmen, die sich mit einer mäßigen Geschwindigkeit in der Rutsche bewegen und so das Gut schonend abwärts bis zur Ladestelle bringen. Auf diese Weise ist es möglich geworden, auch bei halbsteiler Lagerung im Strebbau ohne Schrägstellung des Stoßes Fördermengen bis zu 150 t/h aus entsprechend großen Abbaubetrieben zu bewältigen. Ja, durch Anwendung besonderer Maßnahmen gelingt es, die Kohle im Strebbau sogar bis zu einem Einfallen von 45° auf diese Weise abzubremsen.

Wenn also die Bremsförderer in erster Linie für halbsteiles Einfallen in Betracht kommen, so können sie doch örtliche Unregelmäßigkeiten in der Lagerung, und zwar zwischen 4—5° Ansteigen und 40° Einfallen, überwinden. Sie gestatten also lange Kohlenfronten auch bei sehr wechselndem Einfallen zu entwickeln, das ohne sie eine mehrfache Unterteilung in verschiedene Einzelstreben notwendig machen würde.

Die Bremsförderer werden als *Einketten-* und als *Zweikettenbremsförderer* geliefert.

47. — Die Einkettenbremsförderer. Die Einkettenbremsförderer werden als Stauscheibenförderer mit Muldenrinne, mit Winkelrinne und mit Bremsschenkelrinne gebaut[2].

---

[1] Kuhlmann, H.: Neuzeitliche Maschinen für den Unter-Tage-Betrieb. Glückauf 1939 S. 721.

[2] Theis, H.: Die neueste Entwicklung des Stauscheibenförderers. Glückauf 1952 S. 480.

Einen Stauscheibenförderer mit *Muldenrinne* zeigen die Abb. 256 u. 257. Abb. 257 läßt die offene Rinne für die Aufnahme des Fördergutes sowie die für den Rücklauf der Kette bestimmte geschlossene Rinne erkennen. Die Rinnen haben eine Blechstärke von 3 mm und werden aus Stücken von 2 m Länge zusammengesetzt. Jede 10. Rinne besitzt am Rücklaufrohr eine verschließbare Kontrollöffnung. Die Kette hat bei 16 mm Stärke eine Bruchfestigkeit von 15 bis 30 t. Mit den Kettenschlössern sind in Abständen von rd. 1 m tellerförmige Stauscheiben von 14–24 cm ∅ leicht auswechselbar exzentrisch verschraubt. Diese Befestigungsart ist gewählt, um die Umführung der Kette um ein Sternrad zu ermöglichen, das von einem Elektro- oder Druckluftmotor angetrieben wird. Kurz unterhalb des Antriebes spaltet sich die offene von der geschlossenen Rinne ab, um entsprechend dem Durchmesser des Sternrades die Kette auf- und ablaufen lassen zu können. Die am unteren Ende des Förderers liegende Umkehre zeigt Abb. 257. Die Kette läuft mit einer Geschwindigkeit von 0,5—0,9 m/sek.

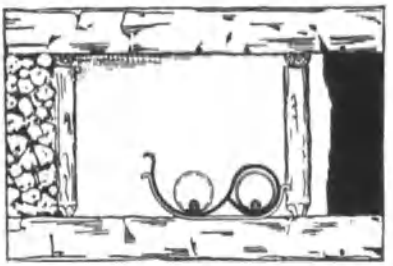


Abb. 256. Stauscheibenförderer mit Muldenrinne.

Besondere Maßnahmen erfordert das Umlegen des Stauscheibenförderers, wozu bei 150—180 m Länge etwa 5 Schichten erforderlich sind. Die Kette wird zunächst geöffnet und in Stücken oder im ganzen bis zur Umkehrstelle herabgelassen. Darauf werden die Rutschenschüsse auseinandergebaut, im Nachbarfeld wieder zusammengesetzt und gleichzeitig Antriebs- und Umkehrstelle umgelegt. Zum Heraufziehen und Wiederauflegen der Kette dient die oberhalb der Antriebssternrolle angebrachte Seiltrommel (s. Abb. 258), die im normalen Betrieb leer mitläuft. Mit Hilfe eines Gewichtes („Torpedo") wird ein Seil in der geschlossenen Rinne heruntergelassen. Hat die an dem Seil befestigte Kette beim Hochziehen das Sternrad erreicht, so kann sie von diesem weiterbewegt und mit ihrem Ende in der offenen Rinne herabgelassen werden.

Abb. 257. Umkehrstelle eines Stauscheibenförderers der Westfalia-Lünen.

Während die Muldenrinne sich für die Förderung im Einfallen und auch noch bei mäßiger Schrägstellung des Stoßes eignet, ist der Stauscheibenförderer mit *Winkelrinne* in erster Linie für den Schrägbau, also für Förderrichtungen mit starker Abweichung vom Einfallen geeignet. Diese Winkel-

rinne, die Abb. 258 in einer Ausführung der Firma Beien in Herne zeigt, erlaubt von der Seite des Kohlenstoßes ein ungehindertes Einlaufen der Kohle. Der andere senkrecht gestellte Schenkel verhindert ein Überlaufen der Kohle nach der Versatzseite. Auch kann der Förderer durch besondere Ausbildung der Winkelrinnenstöße im ganzen gerückt werden. Einen ähnlichen Förderer baut die Demag und die Eisenhütte Westfalia-Lünen. Winkelrinnenförderer der letztgenannten Firma können auch gerückt werden[1].

Abb. 258. Antriebsstelle eines Winkelrinnenförderers von Beien.

Die in Abb. 259 wiedergegebene *Bremsschenkelrinne* der Westfalia-Lünen bezweckt durch ihre Form bei steilerem Förderwinkel eine zusätzliche Bremswirkung auf die Kohle.

Während die Abweichung von der Geraden zwischen benachbarten Blechen bis 7° betragen kann, sind die Förderer gegen eine Abwinklung im Einfallen empfindlicher. Diese soll nicht größer als 2—3° sein, da sich bei Muldenbildung die Kette sonst aus der Rinne heraushebt. Um dem zu begegnen, sind Versuche im Gange, die Kette zwangsläufig zu führen.

Zum Antrieb der Einkettenförderer dienen neben Elektromotoren Druckluft-Schrägzahn-Motoren, die ihre Kraft über Zahnradgetriebe auf den Kettenstern übertragen. Die Antriebsleistung ist gering und beträgt bei einer Länge bis zu 200 m, die mit Rücksicht auf die Zugfestigkeit der Kette zur Zeit das Höchstmaß darstellt, etwa 15—20 PS. Die Hauptbeanspruchung des Motors tritt beim Umlegen des Förderers durch das Hochziehen der Kette ein.

Mit Einkettenförderern lassen sich bei einer Förderlänge von 180—200 m und 30° Einfallen 80—100 t/h bewältigen, doch liegt die günstigste Dauerleistung bei 50—60 t/h.

48. — Die Zweikettenbremsförderer entsprechen im Prinzip den Zweikettenkratzförderern (vgl. Ziff. 45), jedoch wird hier das Fördergut nicht gekratzt, sondern muß in seiner Bewegung gehemmt werden. Dementsprechend befindet sich der Antrieb an der oberen Umkehrstelle (Abb. 260). Der Anwendungsbereich dieser Förderer umfaßt ein Einfallen zwischen 20—35°, und bis 45°, wenn an den Kratzern Bremsklappen angebracht sind.

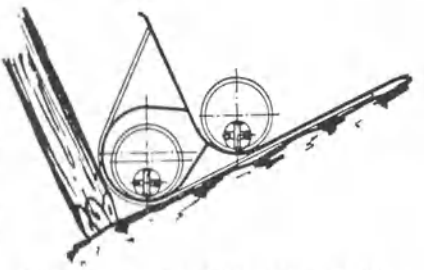


Abb. 259. Bremsschenkelrinne der Westfalia-Lünen.

Ähnlich wie beim Einkettenförderer muß auch hier die Kette nach dem Umlegen hochgezogen und in den dann leeren Rinnen wieder herabgelassen werden. Infolge ihres höheren Gewichtes sind zum Umlegen von Zweiketten-

[1] Kalsen, E.: Betriebserfahrungen mit einem rückbar gemachten Stauscheibenförderer. Glückauf 1954 S. 460.

bremsförderern doppelt soviel Schichten erforderlich wie beim Stauscheibenförderer, nämlich bei 150—180 m Länge 8 statt 5. Auch ist die Antriebsleistung mit 20—40 PS höher. Andererseits wirkt sich die Doppelkette mit ihrem höheren Gewicht insofern günstig aus, als sie sich etwas weniger leicht aus der Rinne heraushebt und flache Mulden zu überwinden gestattet. Demgegenüber verlangt der Zweikettenförderer zur Vermeidung ungleicher Spannungen in den beiden Ketten eine geradlinige Verlegung in Richtung des Einfallens.

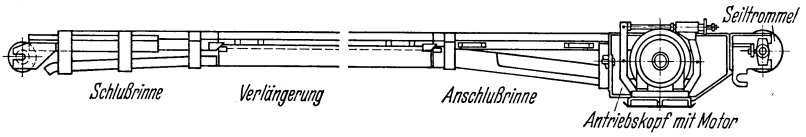


Abb. 260. Anordnung eines Zweikettenbremsförderers.

In besonderen Fällen ist mit dem Zweikettenförderer eine Förderung von Bergen möglich, die über besondere, in bestimmten Abständen angebrachte Austragrutschen entnommen werden.

Die Förderleistung von Zweikettenbremsförderern beträgt bei 180 m Länge bis zu 150 t/h, ist also höher als bei den Stauscheibenförderern.

49. — Gesichtspunkte für die Auswahl der Abbaufördermittel. Die Vor- und Nachteile der verschiedenen Abbaufördermittel, die für ihre Wahl im einzelnen Fall eine Rolle spielen, seien hier noch einmal zusammengefaßt[1], wobei zwischen flacher, halbsteiler und steiler Lagerung unterschieden werden muß.

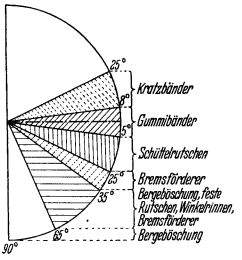


Abb. 261. Günstigster Anwendungsbereich der Abbaufördermittel.

Zunächst sei auf Abb. 261 hingewiesen, in der nach dem Einfallen geordnet die *günstigsten* Anwendungsbereiche der Abbaufördermittel angegeben sind. In ihrer Mehrzahl eignen sie sich für abfallende und söhlige Förderung, wie ja auch im allgemeinen die Vorrichtung der Abbaubetriebspunkte so erfolgt, daß die Schwerkraft bei der Abbauförderung zu Hilfe genommen, also das Fördergut von oben nach unten bewegt wird. Eine Aufwärtsbewegung ist jedoch mit Gummibändern und über deren Bereich hinaus, wenn auch nur bei kleineren Fördermengen, mit Kratzbändern möglich.

Bei der Planung des Abbaues und seiner Förderung ist zu berücksichtigen, daß vorher unbekannte tektonische Unregelmäßigkeiten das Einfallen in mehr oder weniger großen Teilen des Strebs verändern können. Im Schaubild der Abb. 262 ist daher außer dem für das jeweilige Fördermittel günstigen Anwendungsbereich auch noch der *mögliche* Anwendungsbereich dargestellt, der, wenn auch meist mit einer gewissen Einbuße an Leistung oder Inkaufnahme sonstiger kleiner Nachteile, noch in Betracht kommt.

---

[1] Wussow, D.: Neuzeitliche Fördermittel im Abbau und in den Abbaustrecken. Schlägel u. Eisen 1953 S. 447.

Für die flache Lagerung kommen Schüttelrutschen, Doppelkettenförderer und Gummibänder in Betracht. Technisch ist die Wahl des Fördermittels zunächst davon abhängig, ob mit Bruchbau oder Vollversatz gebaut werden soll und ob eine Gewinnungsmaschine benutzt wird. Von den maschinellen Versatzverfahren mit Bergezufuhr über das Strebfördermittel haben sich bis heute nur die Schleudermaschinen bewährt, für die als Fördermittel nur das Gummiband, sei es als Oberband oder als Unterband, in Frage kommt.

Sollen die Berge mit der Schaufel eingebracht werden, was allerdings nur noch für etwa 10% der Förderung geschieht, muß die Rutsche oder das Gummiband benutzt werden. Braucht auf die Versatzzufuhr keine Rücksicht genommen zu werden, so werden meist Schüttelrutschen oder Doppelkettenförderer benutzt, während das Gummiband, das im britischen Bergbau vorherrscht, mehr und mehr nur in geringmächtigen Flözen z. B. in Form des Untergurtförderers Anwendung findet. Anderseits sei darauf aufmerksam gemacht, daß bei gleicher Streblänge und Schichtförderung der

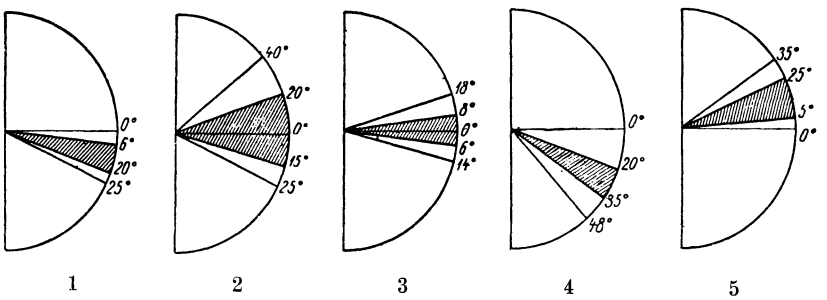


Abb. 262. Günstiger und möglicher Anwendungsbereich der Stromfördermittel.
1 Schüttelrutschen; — 2 Stahlgliederbänder; — 3 Gummigurtbänder; — 4 Bremsförderer; — 5 Kratzbänder.

Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette etwa 1,8 mal so teuer arbeitet wie das Gummiband[1]. Diese Tatsache ist jedoch in den meisten Fällen nicht entscheidend; vielmehr geben die sehr unterschiedlichen technischen Eigenschaften und Verwendungsmöglichkeiten beider Fördermittel den Ausschlag.

Die *Schüttelrutsche* ist bei ganz flachem Einfallen wenig leistungsfähig und kann nur oberhalb 6° Einfallen, das zudem einigermaßen gleichmäßig sein muß, mit Vorteil angewandt werden, ist dann aber ein leistungsfähiges, zuverlässiges und auch billiges Fördermittel. Sie wird daher auch viel benutzt, wenngleich sie durch den *Doppelkettenförderer* zurückgedrängt worden ist. Dieser hat einmal den entscheidenden Vorteil, als Widerlager für Hobel und als Fahrbahn für Schräm- und Schrämlademaschinen geeignet zu sein, obwohl für den letztgenannten Zweck auch Schieberutschen zuweilen verwendet werden. Er ist niedriger und auch schmaler, so daß er eine geringe Feldbreite benötigt. Auch benötigt er, da er keine Hin- und Herbewegung ausführt, keinen freien Raum gegen den Ausbau. Durch Aufsetzbleche können z. B. beim Schießen Kohlenstücke abgefangen werden.

[1] WEFERS, H.: Kennzahlen und Kosten der Streb- und Abbaustreckenförderung. Glückauf 1953 S. 1142.

Er ist im ganzen verrückbar, während die gewöhnliche Schüttelrutsche auseinander genommen werden muß, was mehr Zeit und einen wesentlich höheren Schichtenaufwand erfordert. Aber auch das Umlegen von Doppelkettenförderern ist möglich und mit einem mäßigen Schichtenaufwand durchführbar (vgl. Ziff. 40 S. 279). Auch ist ihre Förderleistung höher und innerhalb ihres Anwendungsbereiches vom Einfallen praktisch unabhängig. Schließlich sei erwähnt, daß sie durch die billige Elektrizität angetrieben werden können, während für Schüttelrutschen im Steinkohlenbergbau nur die teure Druckluft in Frage kommt.

Werden diese Vorteile des Doppelkettenförderers jedoch nicht ausgenutzt, steht Elektrizität nicht zur Verfügung, handelt es sich um Abbaubetriebe mit mäßiger Förderung (etwa unter 300 t je Tag) und um ein geeignetes Einfallen, so ist die Schüttelrutsche dem Doppelkettenförderer überlegen. Eine entscheidende Rolle für die Wirtschaftlichkeit beider Fördermittel spielt auch die Frage, ob die Kohle in einer oder zwei Schichten abgefördert wird. Muß die Gewinnung deshalb auf zwei Schichten ausgedehnt werden, weil die Schüttelrutsche nicht in der Lage ist, die Förderung in einer Schicht zu bewältigen, so ist der leistungsfähige Doppelkettenförderer vielfach allein aus diesem Grunde billiger als die Schüttelrutsche, weil dann nicht nur das Abbaufördermittel, sondern auch die nachgeschalteten Streckenfördermittel sowie die Zwischensohlenförderung nur einschichtig in Betrieb zu sein brauchen[1].

Mit dem *kurvengängigen Streb- und Streckenband von Hemscheidt* liegen als Strebfördermittel noch keine ausreichenden Erfahrungen vor. Das gleiche gilt von dem rückbaren *Rollentrogförderer* von Erbö. Dessen Vorteil würde darin bestehen, einen wesentlich geringeren Verschleiß und Kraftverbrauch zu haben als der Doppelkettenförderer, da hierbei die Kohle getragen und nicht geschoben wird.

In der halbsteilen Lagerung, die einen Bereich von 25—35° oder auch von 20—40° umfaßt, werden Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette noch bis etwa 30° Einfallen benutzt. Im übrigen herrscht der Zweiketten- und Einkettenbremsförderer vor. Der *Zweikettenbremsförderer* wird bis zu etwa 40° bevorzugt, wenn es möglich ist, ihn in Richtung des Einfallens zu verlegen und insbesondere auch dann, wenn infolge Änderungen des Einfallens die Fähigkeit des Zweikettenbremsförderers ausgenutzt werden kann, nicht nur bremsend, sondern auch schiebend zu wirken. Von der Möglichkeit, durch seitliche Öffnungen den Bergeversatz auszutragen, wird nur noch wenig Gebrauch gemacht. Der *Einkettenbremsförderer* (*Stauscheibenförderer*) arbeitet nur bremsend und ist für den Strebbau mit im Einfallen verlaufendem oder auch schräg gestelltem Stoß anwendbar.

In der steilen Lagerung ist die Wahl zwischen *festen Rutschen, der Bergeböschung und Stauscheibenförderern* zu treffen. Letztere kommen nur bis zu etwa 45° Einfallen in Betracht, da man bestrebt ist, nach Möglichkeit die Schwerkraft auszunützen und somit auch unter 45° der festen Rutsche den Vorzug gibt, die bei einem Böschungswinkel um 30° zur Verminderung der Reibung als Emaillerutsche ausgebildet sein kann. Bei größerem Ein-

[1] ANDERHEGGEN, E.: Bergbau-Archiv Bd. 1 (1946) S. 143. Essen.

fallen als 45—50° hat die Bergeböschung gegenüber der festen Rutsche verschiedene Vorteile. Einmal kann der Böschungswinkel steiler sein, so daß die Anlauf- und Auslaufzeit eines Schrägbaus kürzer und die Zeit des Vollbetriebs länger ist. Das Ein- und Ausbauen der Rutsche erfordert etwa ein Viertel der Bergeversatzschicht, so daß die Kippleistung entsprechend sinkt. Schließlich sind auch die Kosten der Rutsche selbst zu beachten. Anderseits muß die feste Rutsche überall dort gewählt werden, wo in Großbetrieben grobstückige Berge gekippt werden. Der Ausbau würde sonst zu stark beschädigt, und Kohlenverluste sowie die Verunreinigung der Kohle durch Berge würden zu groß.

Allgemein gilt, daß in der Regel der bergmännisch richtige Einsatz eines Fördermittels für seine Wirtschaftlichkeit entscheidend ist. Nur beim Abbau von Reststücken, von sehr entlegenen Feldesteilen oder beim Abbau gestörter Flözteile mit von vornherein nicht genau übersehbaren Lagerungsverhältnissen kann es sich rechtfertigen, ein einmal eingesetztes oder vorhandenes Fördermittel auch unter Bedingungen weiterarbeiten zu lassen, für die ein anderes im Grunde vorzuziehen wäre. Zu einem bergmännisch richtigen Einsatz gehört auch eine genügende Ausnutzung eines Fördermittels, die um so größer sein muß, je höher dessen Anschaffungskosten sind. Hohe Abschreibungs- und Zinsbeträge würden anderenfalls die Tonne Fördergut zu stark belasten.

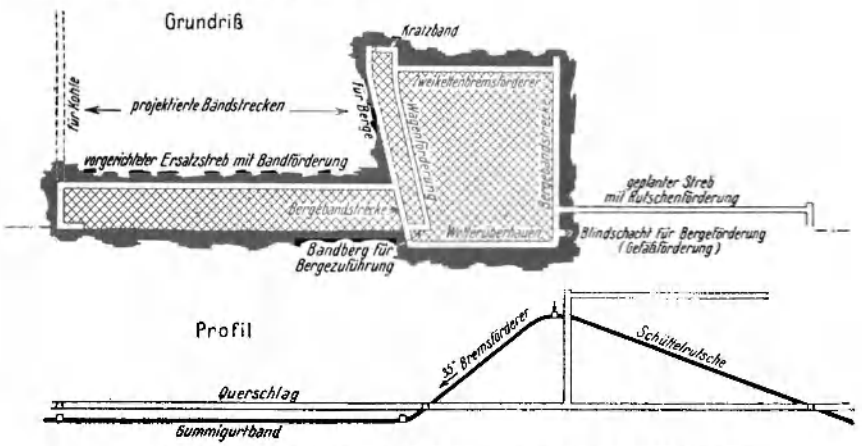


Abb. 263. Einsatz verschiedener Abbau- und Abbaustreckenfördermittel.

50. — Beispiele für den Einsatz und das Zusammenwirken verschiedener Abbau- und Streckenfördermittel. Das in Abb. 263 wiedergegebene Beispiel betrifft ein im allgemeinen flach gelagertes Flöz, das eine Aufsattelung erfahren hat. Der steilere, mit 35° einfallende Südflügel dieser Aufsattelung geht in ein völlig söhliges Flözstück über, das 6—8 m unterhalb der Sohle verläuft. Der Nordflügel fällt mit 15—25° ein. Zunächst wird der steilere Flügel gebaut, anschließend und zum Teil gleichzeitig seine söhlige Fortsetzung und schließlich der Nordflügel. Da die Absenkung der Tagesoberfläche gering gehalten werden muß, wird überall Strebbau mit Versatz angewandt.

Der steilere Flügel erhält einen Zweikettenbremsförderer als Abbaufördermittel. Der Bergeversatz wird dem Streb über die in der Sattellinie aufgefahrene Abbaustrecke aus dem mit Gefäßförderung ausgestatteten Blindschacht durch ein Stahlgliederband zugeführt. Die Förderung der Kohle erfolgt mit Wagen durch die im Querschlag mündende Grundstrecke. Diese muß mit Damm aufgefahren werden, um das etwa 10—12 m lange steilere, unterhalb der Sohle gelegene Flözstück mit abbauen zu können. Ein Kratzband dient hier der Kohlenförderung. Der zum größten Teil aus dem Nachreißen der Abbaustrecke stammende Versatz rutscht auf dem Liegenden oder bedarf nur einer festen Rutsche.

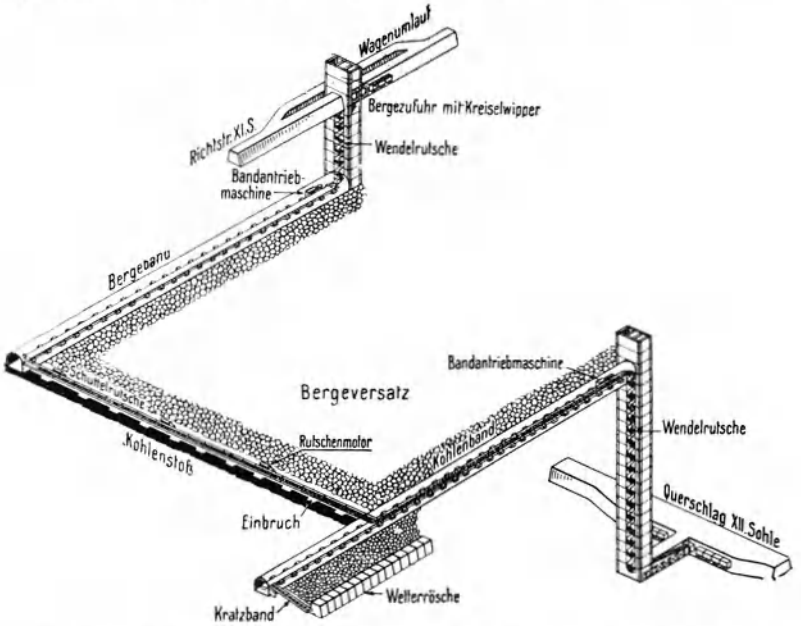


Abb. 264. Zusammenwirken verschiedener Abbau- und Abbaustreckenfördermittel.

Für das söhlige, im Unterwerksbau hereinzugewinnende Flözstück empfiehlt sich ein Band- oder ein Doppelkettenförderer als Abbaufördermittel. Die Bergezufuhr findet über die unmittelbar unterhalb des Dammes aufgefahrene Abbaustrecke durch Stahlgliederbänder statt. Die Kohlenabfuhr geschieht durch die untere Abbaustrecke mittels Bandförderung. — Besondere Maßnahmen müssen getroffen werden, um die unterhalb der Sohle liegenden Abbaustrecken mit dem Sohlenquerschlag zu verbinden. Es geschieht dies durch kurze, mit Stahlgliederbändern ausgerüstete Bandberge, von denen der obere der Bergeförderung, der untere der Kohlenförderung dient.

Der flache Nordflügel des Sattels wird im Strebbau mit Schüttelrutschenförderung gebaut. Der Bergezufuhr dient die gleiche Strecke mit demselben Fördermittel wie für den Südflügel. Da sich der Sattel nach Osten etwas verflacht, wird die Schüttelrutsche auf der dann flachen Sattelkuppe wahrscheinlich nicht leistungsfähig genug sein. Ihr muß dann ein

kurzes Gummiband oder ein Kratzband vorgeschaltet werden. Ein Kratzband hat allerdings den Nachteil, daß es eine Entnahme von Bergen mit der Schaufel nicht gestattet. Für den kurzen obersten Strebteil spielt dieser Umstand jedoch keine Rolle, da man sich hier mit von Hand zu entnehmenden größeren Bergestücken begnügen kann.

Ein anderes Beispiel für das Zusammenwirken verschiedener Abbau- und Abbaustreckenfördermittel unter Anwendung von Wendelrutschen für die Zwischensohlenförderung läßt Abb. 264 erkennen. Sie dürfte ohne weitere Erklärung verständlich sein.

Anhang.

Kosten der Stromfördermittel für söhlige und geneigte Strecken.

51. — Anlage- und Betriebskosten. Die Anlagekosten von Maschinen und so auch von Stromfördermitteln können in jedem einzelnen Falle auf Grund von Lieferangeboten genau festgestellt werden. Da sie infolge von Veränderungen der Marktlage, des Lohnniveaus und der Rohstoffpreise gewissen Schwankungen unterworfen sind, kann hier nur eine Vorstellung von der Größenordnung der Preise vermittelt werden. Es ist zweckmäßig, die Preise für den Antrieb nebst Zubehör von den Preisen für das Fördermittel im engeren Sinne, also z. B. für den Rutschenstrang, für das Gummiband usw., zu trennen. Um einen Vergleich der Anlagekosten zu ermöglichen, empfiehlt es sich außerdem, für die günstigste Länge jedes Fördermittels die gesamten Anlagekosten je Meter zu errechnen. Sind stärkere Antriebe oder kürzere Förderanlagen, als hier der Berechnung zugrunde gelegt wurden, erforderlich, so verändern sich die Anlagekosten natürlich entsprechend.

A. Schüttelrutsche.

1. Einfach oder doppelt wirkende Rutschenmotore.	
a) Einzylindermotore	1000— 1500 DM
b) Mehrzylindermotore	3500— 5000 DM
c) Gegenmotore	700— 1200 DM
d) Gegenzylinder	300— 350 DM
e) Elektrische Rutschenantriebe	8000—12000 DM
2. Angriffsrutsche, Anschlüsse usw.	500— 800 DM
3. 1 m Rutschenstrang einschließlich Verbindungen und Laufwerk	50— 70 DM
4. 90 m Rutschenstrang mit doppelt wirkendem Zweizylindermotor und mittlerem Rutschenprofil.	
a) Motor	4000 DM
b) Angriffsrutsche, Anschlüsse usw.	650 DM
c) 90 m Rutschenstrang (60 DM/m)	5400 DM
Insgesamt	10050 DM

1 m dieses Rutschenstranges (einschließlich Antrieb) kostet also rd. 110 DM.

B. Gummigurtband.

1. Bandantriebe, einschließlich Motor, Kupplung und Getriebe.	
a) Druckluftrollen (10—35 PS)	3500— 7000 DM
b) Elektrorollen (10—21 kW)	7000—12000 DM
c) Druckluft-Trommelantriebe (10—35 PS)	3500—12000 DM
d) Elektrische Trommelantriebe (20—60 kW)	10000—17000 DM
2. Umkehrstationen	900— 1000 DM

3. Bandtraggerüst (je Meter) . . . . . 60— 80 DM
4. Gummigurt, 650 oder 800 mm breit, je Nutzmeter . . . . 170— 210 DM
5. 400 m Gummigurtband mit 28 kW-Zweitrommelantrieb, Bandbreite 650 mm.
a) Antrieb . . . . . 12000 DM
b) Umkehrstation . . . . . 950 DM
c) 400 m Bandtraggerüst (70 DM/m) . . . . . 28000 DM
d) 400 Nutzmeter Gummiband (180 DM/m) . . . . . 72000 DM
Insgesamt 112950 DM

1 Nutzmeter dieses Gummigurtförderers (einschließlich Antrieb und Umkehrstation) kostet also rd. 280 DM.

C. Stahlgliederband.

1. Antriebsstationen (30—35 kW bzw. 45—50 PS) . . . 13000—19000 DM
2. Traggerüst einschließlich Band (je Nutzmeter) . . . . 250— 300 DM
3. Umkehrstationen . . . . . 2300— 2600 DM
4. 400 m Stahlgliederband mit 35-kW-Antrieb, 540 mm Bandbreite.
a) Antriebsstation . . . . . 14000 DM
b) Umkehrstation . . . . . 2500 DM
c) 400 Nutzmeter Stahlgliederband einschließlich Traggerüst (275 DM/m) . . . . . 110000 DM
Insgesamt 126500 DM

1 Nutzmeter dieses Stahlgliederbandes (einschließlich Antrieb und Umkehrstation) kostet also rd. 320 DM.

D. Einkettenbremsförderer.

180 m Einkettenbremsförderer mit 18-PS-Antriebsmotor.
a) Antriebsstation . . . . . 9000 DM
b) Umkehrstation . . . . . 600 DM
c) 180 Nutzmeter Winkelrinne einschließl. Kette (85 DM/m) . 15300 DM
Insgesamt 24900 DM

1 Nutzmeter dieses Einkettenbremsförderers (einschl. Antrieb) kostet also rd. 140 DM.

E. Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette.

1. Hauptantriebe (einschl. Motor, Kupplung, Getriebe und Anschlußrinnen).
a) schwere Ausführung (60—80 kW bzw. PS) . . . . 20000—30000 DM
b) leichte Ausführung (10—30 kW bzw. PS) . . . . 10000—15000 DM
2. Hilfsantriebe (einschl. Motor, Kupplung, Getriebe und Anschlußrinnen).
a) schwere Ausführung (40—80 kW bzw. PS) . . . . 20000—24000 DM
b) leichte Ausführung (10—30 kW bzw. PS) . . . . 8000—15000 DM
3. 1 Nutzmeter Förderrinne einschl. Kette.
a) schwere Ausführung . . . . . 210—230 DM
b) mittlere Ausführung . . . . . 170—190 DM
c) leichte Ausführung . . . . . 130—150 DM
4. Aufsatzbleche, je Meter . . . . . 30— 40 DM
5. Rückzylinder, je Stück . . . . . 450—550 DM
6. Panzerwinden, je Stück . . . . . 250—280 DM

7. 220 m Doppelkettenförderer, schwere Ausführung.

a) Hauptantrieb, 2 × 30 kW	21000 DM
b) Hilfsantrieb, 1 × 40 kW	18000 DM
c) 220 m Rinne einschl. Kette, je Nutzmeter 220 DM	48400 DM
d) 220 m Aufsatzbleche (35 DM/m)	7700 DM
e) 15 Rückzylinder (500 DM/Stück)	7500 DM
Insgesamt	102600 DM

1 Nutzmeter dieses Doppelkettenförderers (einschl. Antrieb und Rückvorrichtung) kostet also rd. 470 DM.

F. Kratzförderer.

100 m Einkettenkratzförderer mit 15-kW-Antriebsmotor.

a) Antrieb und Umkehre einschl. Motor	8000 DM
b) 100 m Förderrinne, 40 DM/m	4000 DM
c) 100 Nutzmeter Kette, 56 DM/Nutzmeter	5600 DM
Insgesamt	17600 DM

1 Nutzmeter dieses Kratzförderers (einschl. Antrieb und Umkehre) kostet also rd. 180 DM.

Für die besprochenen Fördermittel ergeben sich also bei normalen Betriebsverhältnissen und für ihre jeweils günstigsten Längen folgende Gesamtpreise je Nutzmeter:

Schüttelrutsche (90 m)	110 DM
Gummigurtband (400 m)	280 DM
Stahlgliederband (400 m)	320 DM
Einkettenbremsförderer (180 m)	140 DM
Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette (schwere Ausführung, 220 m)	470 DM
Kratzförderer (100 m)	180 DM

Bei der Errechnung dieser Anlagekosten ist entsprechend der zunehmenden Verbreitung der Elektrizität im Bergbau elektrischer Antrieb angenommen worden. Lediglich für die Schüttelrutsche und den Einkettenbremsförderer, die im Untertagebetrieb nach wie vor fast ausschließlich mit Druckluft angetrieben werden, wurde die Rechnung auf Druckluftmotoren abgestellt. Die Anlagekosten von elektrischen Antrieben sind im allgemeinen etwas höher als die von Druckluftmotoren, was im Rahmen der Gesamtkosten jedoch meist nur eine untergeordnete Rolle spielt. Für die Wahl der Antriebsart sind diese Mehrkosten aber nicht entscheidend. Es hängt vielmehr ab von den Betriebskosten, die bei elektrischen Antrieben infolge der niedrigeren Energiekosten in der Regel wesentlich geringer sind, sowie vom gesamten krafttechnischen Zuschnitt der Grube und des betreffenden Feldesteiles (vgl. a. Ziff. 130 und 138).

Bei der Errechnung der nachstehend wiedergegebenen *Betriebskosten* sind die Kostenarten Abschreibung, Verzinsung, Energiekosten und Unterhaltungskosten berücksichtigt. Nicht eingeschlossen sind dagegen die Umlegekosten bei den Abbaufördermitteln, deren Höhe ziemlichen Schwankungen unterworfen ist und über die getrennte Angaben gemacht werden. Auch die Kosten der Bedienung sind nicht berücksichtigt, da diese vielfach von vorwiegend mit anderen Arbeiten beschäftigten Belegschaftsmitgliedern ausgeführt wird. Schließlich sind auch die Ein- und Ausbaukosten der Fördermittel vor und nach Beginn des Betriebes nicht in Rechnung gestellt. Im einzelnen sei zu den in Betracht gezogenen Kostenarten noch folgendes bemerkt.

Abschreibung und Verzinsung faßt man in der Betriebskostenrechnung unter dem Begriff *Kapitaldienst* zusammen.

Die *Abschreibungen* sind der Wert der abgenutzten oder verbrauchten Nutzbarkeit eines Anlagegegenstandes. Ihre Höhe richtet sich daher nach der Höhe des Anlagekapitals und nach der technischen Lebensdauer des Anlagegegenstandes. Als

Anlagekapital sollen die oben mitgeteilten Anlagekosten unter Annahme des günstigsten Einsatzbereiches der einzelnen Fördermittel gemäß Abb. 261 zugrunde gelegt werden. Als Lebensdauer der einzelnen Fördermittel oder ihrer Teile gelten für die Betriebsbedingungen des Ruhrgebietes etwa folgende Werte:

Rutschenmotore	5	Jahre
Gegenmotore	5	„
Rutschenschüsse bei Kohlenförderung	2	„
Rutschenschüsse bei Bergeförderung	1	„
Elektrische Bandantriebe	8	„
Druckluft-Bandantriebe	6	„
Bandtraggerüste (einschl. Rollen)	5	„
Gummigurtband (in Abbaustrecke)	5	„
Gummigurtband (im Streb)	2½	„
Stahlgliederband bei Kohlenförderung	4	„
Stahlgliederband bei Bergeförderung	2	„
Bremsförderer-Antriebe	5	„
Bremsförderer-Rinnen	1	„
Bremsförderer-Ketten	3	„
Doppelkettenförderer-Antriebe	5	„
Doppelkettenförderer-Rinnen	5	„
Doppelkettenförderer-Ketten	4	„
Kratzband-Antriebe	5	„
Kratzband-Rinnen	1	„
Kratzband-Ketten	2	„

Die *Verzinsung* des Anlagekapitals ist in Anlehnung an die üblichen Zinssätze für Fremdkapital zu 8% angenommen. Infolge der Abschreibung nimmt das Anlagekapital von Jahr zu Jahr ab, so daß im Mittel nur etwa die Hälfte davon gebunden ist und somit nur diese Hälfte verzinst zu werden braucht.

Für die meisten Kostenermittlungen genügt es daher, wenn man über die gesamte Lebensdauer die Verzinsung des halben Anlagekapitals zum vollen Zinssatz oder die Verzinsung des ganzen Anlagekapitals zum halben Zinssatz berechnet.

Eine genauere Ermittlung des Kapitaldienstes (K) — Abschreibung und Verzinsung — ist nach folgender Formel möglich:

$$K = \frac{A}{100}\left[\frac{100}{n} + p\,\frac{(n+1)}{2n}\right] (\text{DM/Jahr}) .$$

Dabei bedeuten:

A Anlagekapital in DM,
n Lebensdauer in Jahren,
p Zinssatz in %.

Die *Energiekosten* ergeben sich aus dem Energieverbrauch je Maschine und Stunde, aus der Laufzeit je Tag, aus der Zahl der Arbeitstage und schließlich aus den Kosten je kWh oder je m³ a. L. (angesaugte Luft). Die Laufzeit beträgt, je nachdem ob es sich um einschichtigen oder zweischichtigen Betrieb handelt, 6 h oder 12 h je Tag.

Zu diesen Werten ist noch ein entsprechender Zuschlag zu machen, wenn das Fördermittel auch während der Umlegeschicht noch einige Stunden in Betrieb ist. Die Stromkosten betragen im Durchschnitt der Ruhrzechen 5,5 Dpf/kWh, die Druckluftkosten 6,50 DM/1000 m³ a. L.

Die Motorleistungen (bei mit Druckluft betriebenen Schüttelrutschen die Motorgrößen) für Druckluft- und Elektroantrieb verschiedener Stromfördermittel und von Schrämmaschinen können aus der nachstehenden Tabelle entnommen werden. Da das Anzugs- und Anlaufmoment beim Druckluftmotor geringer als beim Käfigläufer-Elektromotor ist und außerdem abhängig vom schwankenden Betriebsdruck der Druckluft, werden sie in der Regel 25 (40) % größer ausgelegt als die entsprechenden Elektromotoren. Außerdem spielen bei der Wahl der Motorgröße die auf den einzelnen Schachtanlagen üblichen und vorhandenen Standard-Motorengrößen eine Rolle. Infolgedessen kommt es vor, daß in der Praxis ein etwas größerer Motor genommen wird, als rein rechnungsmäßig notwendig wäre.

Druckluftantrieb	Elektroantrieb
1. Schüttelrutschen (90 m lang).	
225—250 mm Zylinderdurchmesser (Druckluftverbrauch rd. 150 m³/h)	7 kW
310—330 mm Zylinderdurchmesser (Druckluftverbrauch rd. 300—330 m³/h)	11 kW
420 mm Zylinderdurchmesser (Druckluftverbrauch rd. 500 bis 600 m³/h)	15 kW
2. Gummigurtband (400 m lang).	
40—50 PS (30—37 kW) (Druckluftverbrauch rd. 2000 m³/h)	25—30 kW
3. Stahlgliederband (400 m lang).	
55—60 PS (40—45 kW) (Druckluftverbrauch rd. 2500 m³/h)	30—35 kW
4. Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette (220 m lang).	
145—160 PS (105—120 kW) (Druckluftverbrauch rd. 600 m³/h)	90—100 kW
5. Kratzband (100 m lang).	
30 PS (22 kW) (Druckluftverbrauch 1200 m³/h)	15 kW
6. Schrämmaschine.	
70 PS (52 kW) (Druckluftverbrauch rd. 2800 m³/h)	40 kW

An *Unterhaltungskosten* treten Kosten für Material (Ersatzteile und Schmiermittel) und für Löhne auf. Sie können von Fall zu Fall große Unterschiede aufweisen und sind abhängig von der Art des Fördergutes, von dem Vorhandensein von Feuchtigkeit und der Zusammensetzung des Wassers, von der Güte der Wartung usw. Eine genaue Erfassung der Unterhaltungskosten setzt umfangreiche Beobachtungen über längere Zeiträume voraus, die einen unverhältnismäßig großen Arbeitsaufwand erfordern. Man berücksichtigt daher die Unterhaltungskosten der Anlagegegenstände meist durch einen Prozentsatz von ihrem Anschaffungswert. Dieses Verfahren ist im allgemeinen hinreichend genau. So kann man bei einschichtigem Betrieb für die jährlichen Unterhaltungskosten mit folgenden Prozentsätzen des Neuwertes rechnen:

Rutschenmotore	10 %
Rutschenschüsse	5 %
Gummi- und Stahlgliederbandantriebe	10 %
Bandtraggerüste	10 %
Gummi- und Stahlgliederbandgurte	7,5%
Doppelkettenfördererantriebe	10 %
Doppelkettenförderer-Rinnen und -Ketten	12,5%
Bremsförderer	10 %
Kratzförderer	10 %

Bei zweischichtiger Laufzeit sind die doppelten Beträge einzusetzen.

Die *Umlegekosten* der Fördermittel im Abbau fallen als Lohnkosten an. Ihre Höhe ist von den Arbeitskosten je Schicht sowie von der Umlegeleistung abhängig. Im Durchschnitt können die nachstehend wiedergegebenen Werte je Mann und Schicht als Leistung für das Umsetzen der Fördermittel (einschl. Antriebe) angenommen werden:

Schüttelrutschen	10—15 m
Gummigurtbänder	15—20 m
Einkettenbremsförderer	25—35 m
Zweikettenbremsförderer	20—25 m
Kratzbänder	15—20 m
Doppelkettenförderer	25—35 m

52. — Beispiele für die Errechnung der Betriebskosten von Abbaufördermitteln. Allgemeine Angaben über die Höhe der Betriebskosten lassen sich wegen ihrer Abhängigkeit von den bergmännischen Bedingungen des Einsatzes der Fördermittel schwer machen. Es sei daher als Beispiel ein Streb von 220 m Länge und 1,80 m Abbaufortschritt in einem 1,25 m mächtigem Flöz zugrunde gelegt, das bei einschichtigem Verhieb im Strebbruchbau gebaut wird. Berechnet werden sollen die Betriebskosten des Strebfördermittels bei Schüttelrutschen-, Gummiband- und Doppelkettenfördererbetrieb. Das Einfallen des Strebs soll für die Schüttelrutschenförderung etwa 15—20° betragen, während für die beiden anderen Strebfördermittel ein Einfallen von 0—5° angenommen werden soll. Die tägliche Förderung beläuft sich, wenn 1 m³ anstehender Kohle gleich 1 t verwertbarer Förderung gesetzt wird, auf $200 \times 1{,}25 \times 1{,}8 = 450$ t.

A. Schüttelrutschenförderung.

1. Anlagekosten.

a) 2 Zweizylinderrutschenmotore (2×310 mm ⌀) zu je	3800 DM
b) 2 Gegenmotore (230 mm ⌀) zu je	1200 DM
c) 2 Angriffsrutschen, Zubehör usw. zu je	650 DM
d) 2×100 m Rutschenstrang (60 DM/m) macht zusammen	12000 DM
e) Gesamtanlagekosten	23300 DM

2. Betriebskosten.

	jährlich	arbeitstäglich
a) 20% Abschreibung der Antriebe	2000 DM	6,70 DM
50% Abschreibung der Rutschen	6650 DM	22,20 DM
b) 8% Verzinsung des halben Anlagekapitals	930 DM	3,10 DM
c) Energiekosten. Laufzeit der Motore 6 h. Luftverbrauch je Motor 600 m³/h. Luftverbrauch je Gegenmotor 200 m³/h zuzüglich 25% Verluste	23400 DM	78,— DM
d) Unterhaltungskosten. 10% der Anlagekosten der Motoren	760 DM	2,50 DM
5% der Anlagekosten der Gegenzylinder, Rutschen und des Zubehörs	785 DM	2,60 DM
Insgesamt	34525 DM	115,10 DM

Im vorliegenden Falle kostet also die Abbauförderung mit Schüttelrutschen je t Kohle etwa 25 Dpf.

B. Gummibandförderung.

1. Anlagekosten.

a) 20-kW-Eintrommelantrieb	10000 DM
b) Umkehrstation	900 DM
c) 200 m Bandtraggerüst (70 DM/m)	14000 DM
d) 200 Nutzmeter 650-mm-Gummiband (180 DM/m)	36000 DM
e) Gesamtanlagekosten	70900 DM

2. Betriebskosten.

	jährlich	arbeitstäglich
a) 12,5% Abschreibung von Antrieb und Umkehr	1360 DM	4,50 DM
20% Abschreibung des Traggerüstes	2800 DM	9,30 DM
40% Abschreibung des Gummigurtes	14400 DM	48,— DM
b) 8% Verzinsung des halben Anlagekapitals	2840 DM	9,50 DM
c) Energiekosten. Laufzeit des Motors 6 h Energieverbrauch (80%ige Belastung) 16 kWh/h	1580 DM	5,30 DM
d) Unterhaltungskosten. 10% der Anlagekosten von Antrieb, Umkehr) und Traggerüst	2490 DM	8,30 DM
7,5% der Anlagekosten des Gummigurtes	2700 DM	9,00 DM
Insgesamt	28170 DM	93,90 DM

Im vorliegenden Falle kostet also die Abbauförderung mit Gummigurtband je t Kohle 21 Dpf.

C. Förderung durch Doppelkettenförderer mit zwangsgeführter Oberkette.

1. Anlagekosten.

a) Hauptantrieb. 2×30 kW	21000 DM
b) Hilfsantrieb, 1×30 kW	17000 DM
c) 200 m Rinne einschl. Kette (220 DM/Nutzmeter)	48400 DM
d) Gesamtanlagekosten	86400 DM

2. Betriebskosten.

	jährlich	arbeitstäglich
a) 20% Abschreibung der Antriebe	7600 DM	25,20 DM
22,5% Abschreibung der Rinnen und Ketten	10900 DM	36,40 DM
b) 8% Verzinsung der halben Anlagekosten	3460 DM	11,50 DM
c) Energiekosten Laufzeit der Antriebe: 6 h Energieverbrauch (80%ige Belastung) 72 kWh/h	7110 DM	23,80 DM
d) Unterhaltungskosten. 10% der Anlagekosten der Antriebe	3800 DM	12,70 DM
12,5% der Anlagekosten der Rinnen und Ketten	6050 DM	20,20 DM
Insgesamt	38920 DM	129,80 DM

Im vorliegenden Falle kostet also die Abbauförderung mit Doppelkettenförderern 29 Dpf. je t Kohle.

III. Die söhlige Streckenförderung mit Wagen.

53. — Überblick. Für die Bewegung der Förderwagen dient heute fast nur die Maschine: in den *Hauptstrecken* des kontinentaleuropäischen Steinkohlenbergbaues und des Erzbergbaues ist es die Lokomotive, im britischen Steinkohlenbergbau ist es dagegen meist noch das von einer feststehenden Maschine angetriebene offene Seil. Im Kalibergbau sowie im Braunkohlentiefbau hat die Förderung mit Seil- und Kettenbahnen noch eine beachtliche Verbreitung. In den *Abbaustrecken* flachgelagerter Steinkohlenflöze herrschen Stromfördermittel vor, die in die Abbaustrecken der steilen Lagerung ebenfalls einzudringen beginnen. Im übrigen findet sich in letzteren die Abbaulokomotive und der Schlepperhaspel. Das gleiche trifft für die *Grundstrecken* des Erzbergbaues zu. Schlepperförderung findet sich auf kleineren und mittleren Erzgruben sowie im Streckenvortrieb. Auch Pferdeförderung ist noch gelegentlich anzutreffen, insbesondere in Abbaustrecken steil gelagerter Flöze. An Ladestellen und Anschlägen wird auf Menschenkraft in den meisten Fällen ebenfalls verzichtet. Kolbendrücker und Vorziehvorrichtungen sind an ihre Stelle getreten.

Aus dem *Abbau* des westeuropäischen Steinkohlenbergbaues ist die Wagenförderung praktisch verschwunden. Sie findet sich nur noch z. B. im Kammerbau oder Querbau, wie in den mächtigen Flözen Oberschlesiens oder Südfrankreichs, im Braunkohlentiefbau oder beim Abbau von Erzen oder Nichterzen. In den Kammern des Salz- und Kalibergbaus ist sie durch den Schrapper oder die Schüttelrutsche ersetzt.

Die geschilderte Mechanisierung hat sich schon bei den heute noch vorwiegend gebräuchlichen Kleinförderwagen von 750—1000 l Inhalt vollzogen. Die Verwendung von Großförderwagen wäre ohne sie überhaupt

unmöglich. Andererseits ist deren zunehmende Benutzung im Steinkohlenbergbau durch die Stromfördermittel in Abbaustrecken und Blindschächten (Wendelrutsche, Bergefalleitung und Bergefalltreppe) wesentlich begünstigt worden, da sie zum mindesten in der flachen Lagerung die Wagenförderung auf die Hauptstrecken mit ihren großen Querschnitten zu beschränken erlauben.

A. Die Bewegung von Förderwagen auf Schienen[1].

54. — **Der Fahrwiderstand auf söhliger Bahn** wird allein durch Reibungswiderstände verursacht. Diese setzen sich aus der rollenden oder wälzenden Reibung zwischen den Lauf- und Spurkränzen der Räder und den Schienen zusammen sowie aus der Lagerreibung zwischen den Achsen und Radnaben.

Die Lagerreibung ist nur gering und beträgt bei Kugellagern 0,002—0,004 und bei Kegelrollenlagern 0,003—0,007. Sie wird auch von der Güte der Schmierung beeinflußt.

Die Lauf- und Spurkranzreibung ist im Gegensatz zum übertägigen Bahnbetrieb unter Tage hoch. Sie wird durch die Beschaffenheit der Lauffläche des Rades, die Art des Übergangs vom Radkranz in den Spurkranz beeinflußt sowie durch die Güte der Verlegung des Schienenweges und dessen Verschmutzung. Sie kann daher zehnmal größer als die Lagerreibung sein.

Im Dauerbetrieb ist daher für den Gesamtfahrwiderstand in Hauptstrecken mit 0,005—0,010 (entsprechend 0,5—1,0% oder 5—10 kg/t), in Neben- und Abbaustrecken mit 0,015—0,022 (entsprechend 1,5—2,2% oder 15—22 kg/t) zu rechnen. Auch ist er bei Großförderwagen, also hohen Gewichten, verhältnismäßig geringer als bei Kleinförderwagen. Größer als der Fahrwiderstand ist der Anfahrwiderstand, da der höhere Widerstand der Ruhe überwunden werden muß. Der Unterschied beträgt 30—75%.

Eine Lokomotive, die z. B. 50 volle Wagen zu je 1700 kg Gesamtgewicht und ihr Eigengewicht von 10000 kg mit 4 m/sek Geschwindigkeit bewegt, leistet demnach:

$$(10000 + 50 \cdot 1700) \cdot 0{,}008 \cdot 4 = 3040 \text{ mkg/sek} = 40 \text{ PS}.$$

Eine Seilbahn, die 50 leere Wagen in dem einen und 50 volle Wagen in dem anderen Gleise gleichzeitig bewegt, hat bei einem Gewicht der leeren Wagen von 600 kg und der vollen Wagen von 1700 kg unter Voraussetzung eines Fahrwiderstandes von 12 kg/t und einer Geschwindigkeit von 0,9 m/sek zu leisten:

$$(600 + 1700) \cdot 50 \cdot 0{,}012 \cdot 0{,}9 = 1240 \text{ mkg/sek} = \sim 17 \text{ PS}.$$

Hierbei ist das Seilgewicht wegen seiner geringen Bedeutung vernachlässigt worden.

Die vorstehenden Betrachtungen bezogen sich zunächst auf die für die Bewegung der Förderwagen auf söhliger und geradliniger Bahn zu leistenden

[1] Maercks u. Jungnitz: Bergbaumechanik, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1954.

Zugkräfte. An zusätzlichen Beanspruchungen der Antriebskraft sind noch in Rechnung zu stellen:

1. die Überwindung der Reibung der Ruhe, d. h. der Anfahrwiderstand.

2. Die Beschleunigung. Die Beschleunigungsarbeit ist um so größer, je höher die volle Geschwindigkeit ist und je rascher sie erreicht werden soll. Für 1 m/sek² Beschleunigung ist die Beschleunigungskraft 1% des Zuggewichtes.

3. Die beim Durchfahren von Kurven infolge der Ablenkung und Spurkranzreibung zu entwickelnde Zusatzkraft. Sie hängt vom Kurvenhalbmesser, der Spurweite und dem Radstand ab und kann unter ungünstigen Bedingungen größer sein als die Zugkraft auf gerader Bahn. Bei Zügen ist in Betracht zu ziehen, daß sich immer nur ein Teil der Wagen in der Kurve befindet, so daß die für den ganzen Zug notwendige Zusatzkraft nur verhältnismäßig gering ist.

4. Die Neigung der Bahn. Ein Gefälle oder eine Steigung 1 : 1000 vermindert oder erhöht den Fahrwiderstand um 1 kg/t. Bei einem Gefälle einer Hauptstrecke in Richtung zum Schacht von 1 : 500 ist der Fahrwiderstand des vollen Zuges 2 kg/t geringer und der des leeren in die Grube fahrenden Zuges 2 kg/t höher als bei söhliger Bahn.

5. Die in der Antriebsvorrichtung (Lokomotive, Schlepperhaspel, Seilbahnantriebsmaschine) selbst auftretenden Widerstände.

B. Förderwagen.

55. — Allgemeine Erfordernisse. Jeder Förderwagen besteht aus dem meist muldenförmigen Wagenkasten, dem Radsatz und einem die beiden Teile verbindenden Untergestell, das die Kupplungen und Puffer trägt.

An einen Förderwagen sind zahlreiche und sich teilweise widersprechende Anforderungen zu stellen, von denen als die wichtigsten zu nennen sind: geringes Gewicht bei großem Fassungsraum, Widerstandsfähigkeit gegen Stoß, Verschleiß und saure Wasser, sicheres Spurhalten, leichtes und sicheres Durchfahren von Kurven, genügende Standfestigkeit und möglichst bequeme Entleerung. Endlich muß der Wagen den besonderen Verhältnissen der Grube, die in Größe und Art des Querschnitts der zu befahrenden Strecken sowie in der Schachtscheibe zum Ausdruck kommen, angepaßt sein. Die Erfüllung dieser Bedingungen in ihrer Gesamtheit ist nicht möglich. So ist z. B. der hölzerne Wagen billig, aber gegen Verschleiß und Stoß wenig widerstandsfähig. Niedrige Wagen sind standsicher, leicht zu schleppen und zu beladen, müssen aber zur Erzielung eines genügenden Fassungsraumes breit oder lang gebaut werden, was für die Ausnutzung der Schachtscheibe ungünstig ist. Wagen mit breiter Spur sind standsicher, aber schwerer durch Kurven zu fahren. Wagen mit geringem Achsstand können leicht durch Kurven gefahren, bequem in Kopfkippern gekippt und im Entgleisungsfalle wieder ohne große Mühe auf die Schienen gehoben werden, eignen sich aber bei größerer Länge wegen ihrer Neigung zum Schaukeln und Entgleisen schlecht für maschinelle Förderung. Besondere Schwierigkeiten verursacht auch die Notwendigkeit, bei der Wahl der Förderwagen Schachtquerschnitt und Verhältnisse unter Tage in gleichem Maße zu berücksichtigen. Diese

Gesichtspunkte erhalten ihre besondere Bedeutung bei der Einführung von Großförderwagen.

56. — Allgemeine Gesichtspunkte für die Verwendung kleiner oder großer Förderwagen. Die Größe der zur Zeit im Unter-Tage-Betrieb verwendeten Förderwagen schwankt zwischen mehreren hundert und mehreren tausend Liter Inhalt. Das jeweilige Nutzgewicht richtet sich nach dem Schüttgewicht des Fördergutes, das für Steinkohlen mit 0,8—1,1 t/m³, für Versatzberge sowie Salz und Kali mit 1,4—1,6 t/m³ und für Erz mit 1,5—3 t/m³ und darüber eingesetzt werden kann.

Entsprechend ihrem Inhalt unterscheidet man

Kleinförderwagen bis 1400 l Inhalt,
Mittelförderwagen von etwa 1400—2700 l Inhalt und
Großförderwagen von etwa 2700—5400 l Inhalt.

Die Ausführungen aller Wagengrößen sind weitgehend genormt (DIN 20550—20554, 20560, 20570).

Die Vorteile des Mittel- und Großförderwagens[1] gegenüber dem Kleinförderwagen sind mehrfacher Art. Zunächst sei erwähnt, daß mit zunehmender Wagengröße das Verhältnis zwischen Tot- und Nutzlast günstiger wird. Die nachfolgende Tabelle verdeutlicht diese Tatsache:

Rauminhalt l	800	1600	3000	4000
Nutzgewicht kg Wasser	800	1600	3000	4000
Leergewicht (Totlast) kg	540	920	1450	1650
Nutzgewicht: Totlast .	1 : 0,675	1 : 0,575	1 : 0,484	1 : 0,413

Bei einer Tagesförderung von 3000 t und 800-l-Wagen wird also eine tote Last von 3750 · 540 kg = 2025 t mitbewegt, bei Wagen von 3000 l Inhalt dagegen nur eine Totlast von 1000 · 1450 kg = 1450 t. Die Leistungsfähigkeit aller für Wagen in Betracht kommenden Fördermittel, vor allem in der Strecken- und Schachtförderung, wird durch die Verringerung der Totlast wesentlich gesteigert.

Weiterhin vermindert sich die für das Kuppeln und für den Verschiebebetrieb erforderliche Zeit. Auch die Beladung geht schneller vonstatten. Ein weiterer wesentlicher Vorteil ist in der Verkürzung der Züge zu erblicken, woraus wieder die Möglichkeit folgt, mit geringerem Aufstellraum an den Ladestellen sowie mit kleineren Füllörtern auszukommen.

Auf der anderen Seite ist auf den Mehraufwand aufmerksam zu machen, der allgemein durch den bei Großförderwagen notwendigen besseren Oberbau und besonders das schwerere Gestänge eintritt. In einzelnen Fällen können weitere Mehrkosten durch die Notwendigkeit, Abbaustrecken und Blindschächte in größerem Querschnitt aufzufahren und zu unterhalten, auftreten oder durch besondere Maßnahmen, die notwendig sind, um das Fördergut durch Fließfördermittel, also ohne Förderwagen bis zu Ladestellen auf der Fördersohle heranzuschaffen. Auch sind die normalen Großförderwagen für die Bergeförderung wenig geeignet. Ihr Gesamtgewicht ist meist zu hoch und ihre Entleerung erfordert umfangreiche Wipper. Neben

[1] Glebe, E.: Untersuchungen über den Einsatz von Großförderwagen im Ruhrkohlenbergbau. Glückauf 1937 S. 1009.

Kleinförderwagen haben sich Sonderbauformen für die Bergeförderung eingeführt, die jedoch zusätzlich beschafft werden müssen.

Die Anlagekosten der Förderwagen steigen im Verhältnis zu ihrem Inhalt. Sie betragen etwa 70—85 Dpf je Liter Wageninhalt bei normaler Ausführung. Wenn auch das geringere Totgewicht je Liter Inhalt bei Großförderwagen preismindernd wirkt, so treten zusätzliche Kosten durch ihre gefederten Radsätze und Puffer sowie durch Stoß- und Zugvorrichtungen ein.

Bei der Wahl der Förderwagengröße ergeben sich verschiedene Gesichtspunkte, je nachdem ob es sich um eine Neuanlage oder aber um die Ausrüstung einer neuen Sohle handelt oder ob eine Umstellung von kleinen auf große Förderwagen auf in Betrieb befindlichen Sohlen in Betracht kommt.

Bei Neuanlagen und vorwiegend flacher Lagerung des Steinkohlenbergbaus wird das Bestreben in den meisten Fällen sein, die Wagen nur im Hauptstreckennetz verkehren zu lassen und die Kohle durch Fließfördermittel bis zur Ladestelle in Querschlag oder Richtstrecke zu bringen. Auch bei Bemessung der Fördergestelle kann auf die Wagengröße Rücksicht genommen werden, wenn nicht Gefäßförderung diese Rücksichtnahme überflüssig macht. Dann sind im allgemeinen Wagengrößen von mehr als 3500 l Inhalt zu empfehlen, um die Vorteile des Großförderwagens möglichst weitgehend auszuschöpfen.

Bei halbsteiler und steiler Lagerung dagegen wird meist die Heranführung der Wagen bis an den Abbaubetriebspunkt nicht zu umgehen sein, so daß Rücksicht auf die Querschnitte der Blindschächte und Abbaustrecken genommen werden muß. Es wird dies um so mehr der Fall sein, als in steiler Lagerung die Bergeförderung eine große Rolle spielt, für die man meist noch die gleichen Wagen wie für die Kohlenförderung heranzieht. Wagen von nicht mehr als 3000 l Inhalt werden daher in solchen Fällen bevorzugt.

Muß bei einer Umstellung des Wagenparks Rücksicht auf vorhandene Einrichtungen genommen werden, so ist bisher meist der Weg der Verdoppelung der Länge des alten Wagens gewählt worden. Es ergeben sich damit Wagen von 1500—2000 l Inhalt. Auf Schachtanlagen, bei denen die Wagenförderung bereits völlig oder überwiegend aus den Abbaustrecken herausgenommen und auf die Sohle beschränkt ist, sind die Übergangsschwierigkeiten gering, jedoch wird diese Voraussetzung besonders für die Bergeförderung nicht häufig zutreffen. Es wird dann nicht zu vermeiden sein, kleine und große Wagen gleichzeitig zu verwenden, entweder getrennt nach Sohlen oder nach Aufgabengebieten, d. h. nach Kohlen- und Bergeförderung.

Im Salz- und Kalibergbau wird der Übergang zu Großförderwagen durch die großen Streckenquerschnitte begünstigt. Im Erzbergbau wird auf kleinen Gruben der Kleinförderwagen, auf Gruben mit hoher Förderung der Mittel- und Großförderwagen bevorzugt.

Die bisher mit Großförderwagen gemachten Erfahrungen sind im allgemeinen vorzüglich. In bezug auf Leistungsfähigkeit, Wirtschaftlichkeit und Sicherheit des Betriebes erfüllen sie die an sie gestellten Erwartungen. Infolgedessen werden größere Neuanlagen Mittel- oder Großförderwagen wählen. Auch die Umstellung von kleinen Wagen auf große nimmt auf den bestehenden Schachtanlagen von Jahr zu Jahr zu.

57. — Der Kleinförderwagen. Die Wagenkästen der Kleinförderwagen werden aus rd. 5 mm starken feuerverzinkten Blechen zusammengeschweißt. Versuche mit Wagen aus Leichtmetall haben bisher trotz des auf etwa 40% herabgedrückten Gewichts keinen Eingang gefunden, da sie bei etwa achtfachem Preise gegenüber Stahlblechwagen sich als nicht genügend widerstandsfähig gegen salzige und saure Grubenwasser und sonstige chemische Einwirkungen erwiesen haben.

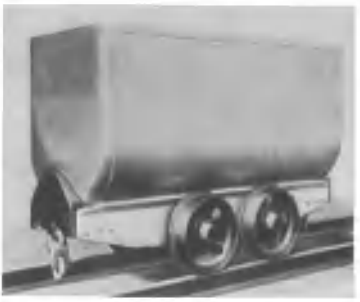


Abb. 265. Kleinförderwagen.

Die muldenförmigen Kästen werden auf das aus zwei Tragstegen bestehende Untergestell aufgeschweißt, an dem ungefederte Puffer aus Stahlguß oder Schmiedestahl befestigt sind (Abb. 265). Als Kupplungen dienen Laschen- oder Ringlochkupplungen (s. Ziff. 63). Die Wagen sind mit starren Radsätzen versehen.

58. — Mittelförderwagen. Diese Förderwagen gleichen im Aufbau den Kleinförderwagen. Die Normung ist bei diesen Wagengrößen jedoch noch nicht so bindend durchgeführt worden wie bei den Kleinförderwagen. Bei diesem Wagen wird häufig ein Pendelradsatz und ein fester Radsatz eingebaut. Auch erhalten die Wagen in der Regel gefederte Puffer. Der Pendelradsatz hat den Vorteil, daß sich die Wagenräder den Unebenheiten des verlegten Gestänges gut anpassen, wodurch Entgleisungen vermieden werden. Im übrigen hängt die Wahl der Radsatzbefestigung — starr, pendelnd oder sogar federnd — in starkem Maße von den Anforderungen des Grubenbetriebes ab.

59. — Der Großförderwagen[1]. Je nach der Wagenform ist der Langwagen und der Breitwagen zu unterscheiden, deren Abmessungen für einige Beispiele aus der nachstehenden Tabelle hervorgehen:

Abmessungen	Langwagen				Breitwagen
	Emil Mayrisch	Pattberg-Schächte 1/2 [2]	Niederrhein. Bergwerks-A. G.	Walsum 1/2	Cuvelette
Rauminhalt l	3620	3500	2200	3840	3000
Länge über den ganzen Wagenkasten . . . . . mm	3320	3700	3360	3900	3010
Höhe des Wagens über SO mm	1585	1447	1320	1500	1150
Äußere Breite . . . . . mm	1070	1100	800	950	1500
Spurweite . . . . . mm	600	600	600	750	900

[1] Schäfer, H.: Entwicklungsmöglichkeiten für Großförderwagen. Glückauf 1941 S. 105; — ferner G. Spackeler: Die technische Entwicklung des großoberschlesischen Steinkohlenbergbaues. Glückauf 1940 S. 514; — ferner P. Winkhaus: Probleme und Entwicklungsaussichten der Strecken- und Schachtförderung. Glückauf 1948 S. 707. Dort auch weitere Schrifttumsangaben.

[2] Gefäßförderung.

Der Langwagen ist im westdeutschen Steinkohlenbergbau am verbreitetsten, da er die beste Ausnützung des Schachtquerschnitts gestattet und die Unterbringung von zwei Förderungen in der gleichen Schachtscheibe erlaubt. Aber auch wenn bei Gefäßförderung hierauf keine Rücksicht genommen zu werden braucht, ist zu beachten, daß der Langwagen bei Doppelförderstrecken die Streckenbreite weniger beeinflußt als der Breitwagen, ein Umstand, der für den Streckenausbau und die Streckenunterhaltung deshalb besonders bedeutungsvoll ist, weil hohe und schmale Strecken besser den Gebirgsdruckwirkungen widerstehen als breite und niedrige. Andererseits ist der Breitwagen günstiger für die Befahrung von Kurven; auch läßt er sich infolge seiner geringeren Länge leichter drehen. Für das Beladen von Hand ist ein kurzer Wagen vorteilhafter, für mechanische Ladearbeit dagegen ein langer Wagen. Im nordamerikanischen Steinkohlenbergbau mit seinen breiten, aber verhältnismäßig niedrigen Strecken herrscht der Breitwagen vor.

Die Höhe des Förderwagens ist mit Rücksicht auf die Abmessung der Abbaustrecken und die Ladearbeit von Hand begrenzt. Auch erschwert ein sehr hoher Wagen die Übersicht über die Strecke und verengt den Wetterquerschnitt. Man geht daher über eine Höhe von 1600 mm über Schienenoberkante im allgemeinen nicht hinaus.

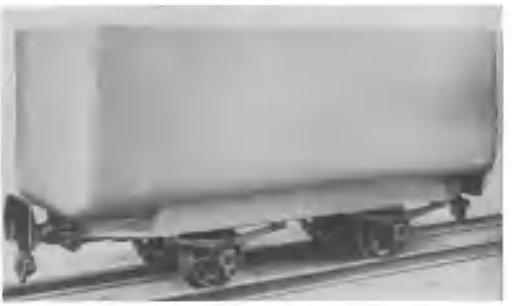


Abb. 266. Großförderwagen (Langwagen).

Der Wagenkasten besteht ähnlich wie beim Klein- und Mittelförderwagen aus geschweißten verzinkten Stahlblechen von 5—6 mm Wandstärke. Werden die Großförderwagen zusammen mit Kleinförderwagen benutzt, so empfiehlt sich eine Abschrägung der Stirnflächen, die zudem auch ein Verkanten oder Entgleisen der Wagen beim Übergang auf schiefe Ebenen an Füllörtern und Hängebänken verhindern. Bei allen Großförderwagen sind die Radsätze mit Rücksicht auf das Ladegewicht federnd aufgehängt[1]. Hierbei ist das Laufwerk entweder so ausgebildet, daß die Räder innerhalb des Untergestells und die Federn außen unter dem Rahmen liegen (Abb. 266) oder die Federn sind innen untergebracht und die Räder außen. Die Wahl der einen oder anderen Anordnung richtet sich nach der Wagenbreite sowie nach der Spurweite, so daß bei schmaler Spur die Außenanordnung der Federn bevorzugt wird. Es werden meist Blattfedern verwendet, die die Stöße durch Reibung der einzelnen Blätter aufeinander dämpfen. Die Aufgabe der Federung besteht einmal in der Schonung der Achsen und Räder sowie des Ladegutes, dann auch in einer Verringerung der Entgleisungsgefahr. Sie bewirkt nämlich, daß die Räder auch bei starken Unebenheiten des Gestänges auf die Schienen gedrückt werden und somit alle Räder auf den Schienen bleiben. Als Puffer werden ausschließlich gefederte

[1] Ostermann, W.: Die Federung der Förderwagen. Glückauf 1939 S. 485.

Mittelpuffer benutzt, an denen entweder Haken-, halbautomatische oder Drehkupplungen angebracht werden.

60. — Die Radsätze. Radstand und Spurweite. Achsen, Räder und deren Verbindungsstücke werden unter der Bezeichnung „Radsatz" zusammengefaßt.

Beim Radsatz sind zwei Maße wichtig: der Abstand der Achsen oder der „Radstand" und die Entfernung zwischen den Innenkanten der Schienenköpfe oder die „Spurweite".

Der *Radstand* muß mit der Länge des Wagens innerhalb gewisser Grenzen zunehmen, um dem Schaukeln des Wagens entgegenzuwirken. Er wird aber möglichst eng gehalten, da ein größerer Abstand der Räder in Gleiskrümmungen infolge des größeren Ablenkungswinkels stärkere Klemmungen verursacht. Der Radstand beträgt meist 400—600 mm bei Kleinförderwagen, 1000—1200 mm bei Mittelförderwagen und 1200—1700 mm bei Großförderwagen. Bei einem Großförderwagen von z. B. 3500 mm Länge ist ein Radstand von 1300 mm als zweckmäßig zu bezeichnen. Er gestattet, noch Kurven mit einem Halbmesser von 10 m einwandfrei zu durchfahren. Bei einem Radstand von 1100 mm können sich die Kurvenhalbmesser auf 8 m verringern. Einzelwagen können übrigens durch engere Kurven fahren als ein ganzer Zugverband, eine Tatsache, die für die Einrichtung von Umtrieben usw. bedeutungsvoll ist.

Die *Spurweite* muß wegen der Standsicherheit des Wagens in gewissem Maße der Wagenbreite folgen, soll aber gleichfalls wegen des leichten Durchfahrens von Gleiskrümmungen möglichst beschränkt werden, da sonst infolge des Bestrebens der beiden Achsen, sich schief zueinanderzustellen, stärkere Klemmwirkungen eintreten. Heute ist man bestrebt, die Spurweiten für die Förderung unter Tage, für die früher zahlreiche Abweichungen bestanden, zu 600 mm zu wählen. Der Einfluß des Großförderwagens auf die Spurweite ist bemerkenswert gering. Es hat sich herausgestellt, daß Wagen mit 3—4 m^3 Inhalt bei einer Breite von 1200 mm noch mit ausreichender Standsicherheit für die Normalspur von 600 mm gebaut werden können. Die Möglichkeit der Verwendung dieser auch für Klein- und Mittelförderwagen verbreiteten Spurweite erleichtert die Umstellung auf Großförderwagen erheblich. Es gibt auch Fälle, in denen eine noch geringere Spurweite benutzt wird, während andere Zechen, z. B. die Zeche Walsum in Duisburg-Hamborn, eine Spur von 750 mm vorgezogen haben. Man beläßt zwischen den Innenkanten der Laufkränze und Schienenköpfe einen Spielraum von beiderseits 5 mm.

61. — Bauart und Pflege der Radsätze. Für alle Förderwagen und Sonderwagen finden *Kegelrollenlager-Radsätze* (nach DIN 20553) Verwendung, während Walzenlager-Radsätze im Bergbau heute wegen ihrer höheren Reibungswerte nur noch sehr wenig benutzt werden. Auch verursachen sie wegen der schlechteren Abdichtungsmöglichkeit größere Schmierkosten und sind auf Grund ihrer längeren Lager empfindlicher gegen Achsdurchbiegungen durch Überlastung und durch Aufschiebevorrichtungen.

Ein Rad eines Kegelrollenlager-Radsatzes ist in Abb. 267 dargestellt. Bei dieser Art der Radsätze drehen sich die Räder unabhängig voneinander um eine feste Achse, während beim Walzenlager-Radsatz die Achse drehbar angeordnet ist mit einem festen und einem losen Rad. Das ist notwendig, da beim Durchfahren von Kurven das über die äußere Schiene laufende Rad einen größeren Weg zurück-

zulegen hat als das innere und so bei zwei festen Rädern wegen der gegenseitigen Bremswirkung Reibung und Verschleiß erhöht würden. Für die Lebensdauer der Radsätze sind die Lagerabdichtungen von ausschlaggebender Bedeutung. So erreicht ein gegen Eindringen von Fremdkörpern gut abgedichteter Radsatz bei guter Pflege eine Lebensdauer von etwa 20 Jahren.

Beim Zusammenbau der Radsätze wird der Lagerraum nur bis zu einem Drittel mit Fett gefüllt. Da beim Nachschmieren der gesamte Lagerraum voll Fett gepreßt und dadurch die Reibung im Lager wesentlich erhöht wird, ist es zweckmäßig, auf ein Nachschmieren zu verzichten und statt dessen die Radsätze alle 4—5 Jahre auseinanderzunehmen, das alte Fett auszuwaschen und nach Neuschmierung wieder zusammenzusetzen, wobei gleichzeitig die Kegellager nachgestellt werden können.

An die Förderwagenräder werden ganz besonders hohe Ansprüche gestellt, da sie nicht nur durch die Stöße bei der Streckenförderung, sondern auch durch hartes Aufsetzen bei der Blind- und Hauptschachtförderung beschädigt werden können. Zudem sind sie dem Verschleiß erheblich unterworfen, weil sie wegen ihres geringen Durchmessers sehr viele Umdrehungen machen müssen. Versuche mit Wagen im Braunkohlenbergbau[1] haben ergeben, daß die Vergrößerung des Raddurchmessers für die Verringerung der Reibungswiderstände wichtiger sein kann als eine gewisse Verbesserung der Lager. Die Räder werden heute allgemein aus Stahlguß hergestellt.

Abb. 267. Kegelrollenlager-Radsatz.

Die arbeitenden Teile des Rades sind Nabe, Laufkranz und Spurkranz. Die Verbindung von Nabe und Laufkranz wird meist durch Scheiben hergestellt. Der Laufkranzdurchmesser dieser Scheibenräder ist mit 350 mm genormt (DIN 20553). Bei den Scheibenrädern (vgl. Abb. 265) ist die Radscheibe mit 4—6 Kreislöchern versehen, die das Gewicht verringern und die Haltbarkeit erhöhen sollen, indem schädliche Spannungen beim Guß vermieden werden, und die auch das Durchstecken von Bremsknüppeln ermöglichen.

Die Nabe darf nicht zu schmal sein, sondern soll den Raddruck zwecks geringeren Verschleißes auf eine größere Fläche verteilen. Der Laufkranz wird schwach konisch hergestellt, damit er sich fest gegen den Innenrand der Schiene legt und so ein seitliches Schlingern der Wagen vermieden wird; auch wird auf diese Weise der Spurkranz vor seitlichem Verschleiß geschützt. Die Spurhaltung soll also in der Hauptsache durch den Laufkranz selbst bewirkt und nur bei Entgleisungsgefahr und beim Durchfahren von Weichen und Krümmungen vom Spurkranz übernommen werden.

62. — Puffer. Die bei der Wagenförderung auftretenden starken Stöße werden bei Kleinförderwagen durch starre, bei den Mittel- und Großförderwagen durch gefederte Puffer aufgenommen. Sie müssen so bemessen sein, daß beim Durchfahren von Kurven die Wagenkästen nicht aneinanderstoßen.

Für Mittelförderwagen werden Blockpuffer mit beweglicher Zugstange, an der die Kupplung angebracht ist, gemäß Abb. 268 verwendet. Über ein Gegenlager werden die Zugkräfte von der Zugstange auf die Pufferfedern übertragen, die Stoß- und Zugkräfte aufnehmen können. Als Pufferfedern

[1] Voigt: Wirtschaftlicher Vergleich zwischen Gleit- und Rollenlagern. Braunkohle 1928 S. 1161.

werden nur Reibungsfedern (Kegel-, Ringfedern) benutzt, die nebeneinander hinter der Pufferplatte verlegt sind und so eine genügende Seitenbeweglichkeit ermöglichen, um auch beim Durchfahren von Kurven Stöße aufnehmen zu können.

Bei Großförderwagen finden gefederte Mittelpuffer in Verbindung mit verschiedenen Kupplungseinrichtungen Verwendung (Abb. 269).

Abb. 268. Blockpuffer mit beweglicher Zugstange.

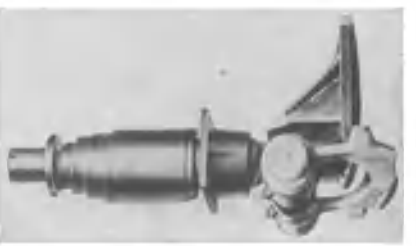


Abb. 269. Gefederter Puffer für Großförderwagen.

63. — Kupplungen. Zweckmäßige Kupplungen und ihre gute Instandhaltung sind für einen störungsfreien Förderbetrieb von nicht zu unterschätzender Bedeutung: sie sollen bei zusammengeschobenen Wagen nicht zu tief durchhängen, damit sie nicht aufstoßen oder hängenbleiben; sie sollen auch nicht im herabhängenden Zustande über die Stirnwände der Wagen vorragen, damit sie nicht in Schächten und Blindschächten unter die Einstriche fassen können. Ferner sollen sie in Kurven eine gewisse Nachgiebigkeit besitzen, anderseits aber auch keinen zu großen Spielraum gewähren, um die Rucke beim Anziehen, namentlich für die letzten Wagen, nicht zu scharf zu machen und die Wagen möglichst kurz und straff zusammenhalten zu können. Bei Kettenförderung dürfen sie keine Schwierigkeiten verursachen.

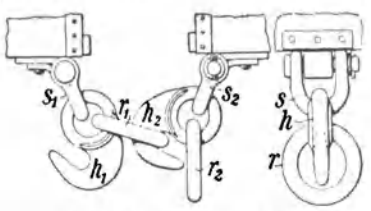


Abb. 270. Ringlochkupplung.

Eine der bei Klein- und Mittelwagen am meisten verbreiteten Kupplungen ist die *Ringlochkupplung* nach DIN 20582 (Abb. 270). Bei ihr erfolgt die Verbindung durch die Ringe r_1 und r_2, die in den Augen der Haken h_1 und h_2 hängen und wechselseitig in die Haken eingreifen können. Ähnlich ist die Laschenkupplung nach DIN 20583 gebaut.

Grundsätzlich soll darauf geachtet werden, daß immer der Haken des nachfolgenden Wagens in den Ring des vorhergehenden eingehakt wird, da bei umgekehrter Kupplung leichter ein Entkuppeln durch Anschlagen der Kupplung gegen die Schwellen usw. eintritt.

Da diese Kupplungen ein verhältnismäßig großes Spiel haben, kommt es vor, daß die hinteren Wagen eines Zuges zusammen- und gleichzeitig angezogen werden, so daß einzelne Kupplungen starke Zugbeanspruchungen aushalten müssen, die bei einer in sich elastischen Kupplung nicht auftreten würden. Ein Nachteil dieser Kupplungsvorrichtungen besteht auch darin,

daß ihre Betätigung mit größeren Wagenbreiten schwieriger wird. Sie werden deshalb bei Großförderwagen nur selten benutzt und auch bei Mittelförderwagen meist in Verbindung mit gefederten Puffern angewandt (vgl. Ziff. 62).

Für Großförderwagen sind daher Kupplungen entwickelt worden, die ein geringes Kupplungsspiel haben, sich selbsttätig schließen und ohne große Gefahr zu öffnen sind. Eine solche *selbsttätige Kupplung* der GHH zeigt Abb. 269 in Verbindung mit einem gefederten Mittelpuffer. Der im Puffer drehbar gelagerte Kupplungsbügel kann mit dem an seiner Unterseite befindlichen Haken den Kupplungsbügel eines anderen Wagens fassen, wenn die Wagen zusammengestoßen werden. Durch einen Fußtritt auf den seitlich herausragenden Betätigungshebel kann die Kupplung gelöst werden. Ferner kann der Bügel unter den Puffer geklappt werden, so daß ein Kuppeln der Wagen nicht möglich ist. — Als selbsttätige Kupplung ohne Spiel ist die *Klauenkupplung* der Stahlwerke Brüninghaus zu nennen (Abb. 271), die durch Betätigen eines an der Wagenseite angebrachten Auslösehebels abgekuppelt werden kann. Die Kupplung ist gleichzeitig als gefederter Mittelpuffer ausgebildet.

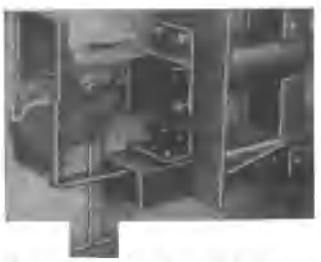


Abb. 271. Elastische Klauenkupplung der Stahlwerke Brüninghaus.

Ist ein Auflösen der Züge am Schacht nicht erforderlich, wie es bei Gefäßförderung im Hauptschacht die Regel bildet, so kann mit Vorteil von einer *Drehkupplung* Gebrauch gemacht werden, die ein Drehen der Wagen im Zugverband um 360° zuläßt.

64. — Mannschaftsförderung und besondere Wagenformen für Kohlen-, Berge- und Materialförderung. Die Verwendung besonderer Wagen kann sich für die Mannschaftsförderung sowie für die Berge-, Kohlen- und Materialförderung empfehlen.

Für die *Mannschaftsförderung* werden überwiegend die üblichen Förderwagen benutzt, in die Sitzbretter gelegt oder Gurtsitze eingehängt werden können. Es werden jedoch in wachsendem Umfang auch Personenwagen benutzt, die in geschlossenen Zügen eingesetzt werden. Abb. 272 zeigt einen derartigen Wagen für 16 Personen.

Zur schnellen Beförderung von Aufsichtspersonen, Grubenschlossern usw. dienen zuweilen schienengebundene Grubenfahrräder. Auf einigen Kaligruben ist man seit mehreren Jahren zu Motorrädern für Aufsichtspersonen und Grubenschlossern und großen Kraftwagen für die Mannschaftsförderung[1] übergegangen. Sie haben sich bei Abwesenheit von Grubengas und den vorherrschenden großen Streckenquerschnitten durchaus bewährt. In Abbaustrecken werden zuweilen auch Bänder zur Mannschaftsförderung zugelassen.

Mit der Einführung von Großförderwagen hat der Sonderwagen in erster Linie für die Bergeförderung an Bedeutung gewonnen. Gelegentlich werden diese Wagen auch für die Kohlenförderung, allerdings nur in Verbindung mit einer Schachtgefäßförderung, benutzt. Grundsätzlich sind dabei zwei Wagenarten zu unterscheiden:

1. Wagenkasten und Untergestell sind *fest* miteinander verbunden; 2. Kasten und Untergestell sind *beweglich* zueinander angeordnet.

[1] Kraftwagen für Personenförderung in Kaligruben. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1940 S. 37.

Bei den Wagen mit festverbundenem Wagenkasten und Untergestell ist der Wagenboden für den Entleerungsvorgang zweckentsprechend ausgebildet, und zwar entweder durch Bodenklappen als Bodenentleerer oder durch spitzwinklige Ausbildung des Bodens entweder als Schrägbodenentleerer oder seltener als Sattelbodenselbstentleerer.

Bodenentleerer sind, wenn auch selten, zur Bergeförderung mit gutem Erfolg in Flözen mit mehr als 1,8 m Mächtigkeit und 65° Einfallen benutzt worden. Bei

Abb. 272. Personenwagen der Gutehoffnungshütte.

flacherem Einfallen müssen Bunker oder Schurren vorgeschaltet werden. Die Entleerungszeiten sind jedoch nicht so günstig wie bei den übrigen Wagen, da die Ausfallöffnungen im Verhältnis zum Wageninhalt klein sind.

Die *Schrägbodenentleerer* werden als Einseitenentleerer mit einer klappbaren Seitenwand gebaut, die von Hand über ein Hebelgestänge geöffnet und geschlossen

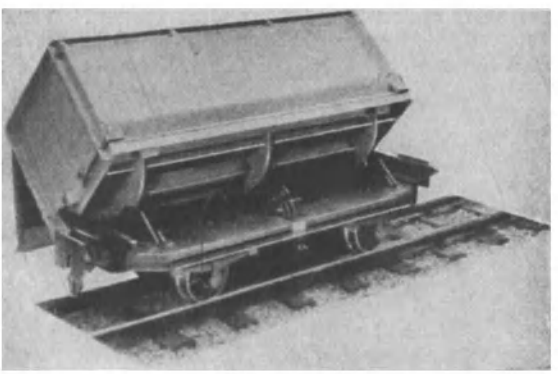


Abb. 273. Zweiseitenkipper für Bergeförderung.

wird. Zur Entleerung ist ein Kippen der Wagen um etwa 50° auf einem Rollkipper erforderlich. Um von der Höhe der Strecken in gewissem Maße unabhängig zu sein, werden die Wagen mit Aufsatzblechen versehen, die bei Bedarf abgenommen werden können. Diese Möglichkeit und der geringe Platzbedarf beim Kippen gestatten den Einseitenentleerer auch in Flözstrecken der halbsteilen und steilen Lagerung zu verwenden. Hier haben sie zur Erhöhung der Förderleistung wesentlich beigetragen, was insbesondere für die Einbringung des Bergeversatzes in nur einer Schicht wichtig ist.

Die Wagenart, bei der Wagenkasten und Untergestell beweglich zueinander angeordnet sind, werden als *Zweiseitenkipper* gebaut (Abb. 273). Der abgebildete Zweiseitenkipper kann an jeder Stelle des Grubengebäudes ohne zusätzliche Kippeinrichtung entleert werden und eignet sich damit sowohl zur Berge- als auch zur Kohlenförderung. Ein Nachteil des Zweiseitenkippers ist sein großer Raumbedarf.

Die genannten, bisher noch nicht sehr verbreiteten Sonderbauarten zur Berge- und Kohlenförderung werden von der Gutehoffnungshütte, der Firma Brüninghaus und anderen Förderwagenfirmen gebaut.

Für die *Materialförderung* sind besondere Wagenformen nur dann notwendig, wenn das Material länger ist als der für die Kohlenförderung benutzte Wagen. Bei Kleinförderwagen ist dies insbesondere bei Ausbaumaterial der Fall. Es werden dann Holzwagen („Teckel") benutzt. Der Großraumwagen gestattet dagegen die Verladung des gebräuchlichsten Materials ohne weiteres. Jedoch können auch hier besondere Materialwagen zweckmäßig sein. Eine Ausführung der Gutehoffnungshütte zeigt Abb. 274. Die halbhohen Seiten- und Stirnwände sind durch Profilstäbe verlängert. Außerdem können sie aufgeklappt werden, was z. B. bei der Förderung von Maschinen von Vorteil ist.

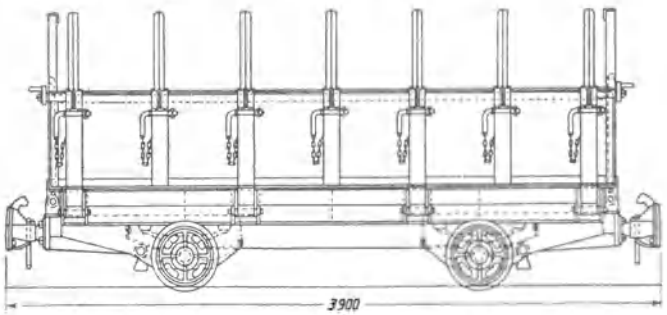


Abb. 274. Materialwagen der Gutehoffnungshütte.

65. — Reinigung der Förderwagen[1]. Je größer die Förderung einer Grube ist um so mehr verdient die Reinigung der Wagenkasten von anhaftendem Fördergut Beachtung, besonders wenn dieses feucht ist und wenn Kohle und Berge in denselben Wagen gefördert werden. Wird durch sorgfältiges Abkratzen auch nur eine Menge von etwa 5 kg jedesmal gewonnen, so ergibt das bei einer Tagesförderung von 3000 Wagen bereits 15 t Kohlen im Werte von etwa 750 DM, wogegen die Mehrausgabe an Löhnen nur gering ist, da jugendliche Arbeiter das Reinigen besorgen können. Außerdem wird der Rostbildung unter den anhaftenden Krusten vorgebeugt[2].

Die Reinigung der Förderwagen kann mit Hilfe von Bürsten, mit Hilfe eines Druckwasserstrahles oder durch Vibratoren erfolgen. Weiterhin können die Wagen dadurch saubergehalten werden, daß zur Erleichterung des Austrages von Waschbergen der Boden der Wagen mit Ölpapier ausgelegt oder mit Sägespänen bestreut wird. Auch ist ein Anbringen von Gummilappen an jeder Seiteninnenfläche möglich, die sich in der Wagenmitte überdecken, den Wagenboden gegenüber dem Fördergut abschließen und beim Kippen ein vollständiges Entleeren der Wagen gewährleisten.

Eine Förderwagenreinigungsmaschine *mit Bürsten* ist in Abb. 275 dargestellt. Derartige Reinigungsmaschinen können auf der Hängebank, aber auch unter Tage an ortsfesten Kippstellen vorgesehen werden. Wegen ihres verhältnismäßig großen Platzbedarfes sind sie für Abbaustrecken nicht geeignet.

---

[1] Geisler, S.: Der Stand der Förderwagenreinigungstechnik. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 414.

[2] Vgl. F. Eisenstecken: Der Wert von Schutzschichten bei Förderwagen. Glückauf 1953 S. 951.

Bei der *Druckwasserstrahlreinigung* werden die Wagen um 90° gekippt und dann durch ein eingefahrenes Düsenrohr mit Druckwasser von 10—12 atü bespritzt. Der Wasserverbrauch beträgt etwa 150—170 l/Wagen. Von Vorteil ist eine weitgehende Schonung der Förderwagenverzinkung; nachteilig ist das Erfordernis einer eigenen Entwässerungsanlage.

Vibratoren zur Förderwagenreinigung werden zweckmäßig in Kreiselwipper eingebaut. Durch die von ihnen ausgehenden Erschütterungen, die durch besondere Vorrichtungen auf den Wagen übertragen werden, lösen sich die Rückstände und fallen bei der vollen Umdrehung des Wagens im Wipper heraus. Von Vorteil ist die Verwendung des Vibrators auch an Kippstellen in Abbaustrecken und die zwangsläufige Reinigung beim Entleeren, doch werden stark verschmutzte Wagen u. U. nicht einwandfrei gereinigt, da der Vibrator nur während der Hälfte der Umdrehungszeit des Wippers arbeitet.

Abb. 275. Förderwagenreinigungsmaschine mit Bürsten.

66. — Größe des Wagenparks und seine Kosten. Die Zahl der zu beschaffenden Wagen (der Wagenpark) einer Grube hängt ab von der Größe der Förderung F in t, vom Nutzinhalt I eines Förderwagens in t Kohle und von der täglichen Umlaufzahl U, also der Ausnützung eines Förderwagens. Die Wagenzahl läßt sich auf Grund der Formel

$$x = \frac{F}{IU} + f$$

berechnen, wobei f die Anzahl der Aushilfswagen bedeutet, die bei Klein- und Mittelförderwagen zu 10%, bei Großförderwagen zu 15% des für den normalen Betrieb erforderlichen Wagenbedarfs angenommen werden kann. In dieser Formel ist der unsicherste Faktor die Umlaufzahl. Auf Gruben, die zweischichtig fördern, ist sie größer als auf Gruben, die zwar zweischichtig arbeiten lassen, aber nur einschichtig zu Tage fördern. Sie wird im übrigen beeinflußt von der Länge der Förderwege und der Verzweigtheit des Grubengebäudes, vom Bergegehalt der Rohkohle, der Bergewirtschaft der Grube sowie von dem Ausmaß der Anwendung von Fließfördermitteln in den Abbaustrecken und bei der Zwischensohlenförderung, schließlich auch von dem Vorhandensein einer Schachtgestell- oder Gefäßförderung. Demgemäß haben Gruben, die in flacher Lagerung und mit weitgehender Anwendung von Bruchbau bauen, eine höhere Umlaufzahl als Gruben der steilen Lagerung. Ebenso kann bei Großförderwagen mit einer etwas höheren Umlaufzahl als bei kleineren Wagen gerechnet werden. Bei diesen schwankt sie unter den Verhältnissen des westdeutschen Steinkohlenbergbaues etwa

zwischen 1 und 2, bei jenen zwischen 1,5 und 2,5. Wegen der Unsicherheit der Größe der Umlaufzeit kann die mit ihr ermittelte Wagenzahl nur einen ungefähren Anhalt darstellen.

Für genauere Untersuchungen schlägt SAUER vor, den verwickelten und unübersichtlichen Gesamtbereich der Wagenförderung einer Grube in Teilkreise aufzulösen, die durch verhältnismäßig einfache Rechenvorgänge erfaßt werden können[1]. Aus der Summe der Förderwagen in den Teilkreisen ergibt sich die Gesamtwagenzahl. Als zweckmäßig hat sich die Aufstellung von Förderplänen für jedes Revier in Form von listenmäßigen Angaben oder schematischen Darstellungen und das Anlegen von Gestängeplänen erwiesen, durch die Klarheit über die Güte der Organisation der Förderung geschaffen werden kann; denn eine gute Organisation ist die Voraussetzung für eine weitgehende Ausnutzung des Förderwagenparks. Das Grundsätzliche der Ermittlung der Wagenzahl sei an Hand des Hauptstrecken-Teilkreises aufgezeigt, der von der Ladestelle bis zum Füllort reichen soll. Die Mindestzahl der Wagen in diesem Teilkreis beträgt

$$x = 3a = \frac{3 \cdot FZ}{t_L f_a},$$

wenn man annimmt, daß sich ein Zug an der Ladestelle, ein Zug im Füllort und ein Zug an der Lokomotive befindet. In der Gleichung bedeutet a die Anzahl der Wagen je Zug, F die Fördermenge je Schicht in Wagen, Z die Umlaufzeit der Lokomotive, t_L die reine Arbeitszeit an der Ladestelle und f_a der Ausnutzungsfaktor der Lokomotiven, der mit 80—90% angenommen werden kann. Außer dieser Mindestanzahl ist noch ein „Wagenpuffer" vorzusehen, der je nach den Schwankungen der anfallenden Fördermenge und der Zugfolgen bis zu einem Zug betragen kann. Sind mehrere Ladestellen von einer oder mehreren Lokomotiven zu bedienen, so wird die Rechnung schwieriger.

Ein anderer, im Grunde dem erstgenannten Verfahren ähnlicher Weg führt über die Feststellung des Laderaumbedarfs. Er beläuft sich erfahrungsgemäß bei einer Schachtanlage der flachen Lagerung und weitgehender Anwendung von Bandförderung in den Abbaustrecken auf etwa 50%, bei steiler Lagerung, mittelgroßen Betrieben und bei Anwendung von Vollversatz auf etwa 100% der Bruttotagesförderung. Im allgemeinen wird dieser Hundertsatz unter sonst gleichen Verhältnissen bei Großwagen etwas geringer sein als bei kleineren Wagen. Er liegt im Durchschnitt bei etwa 70% der Bruttotagesförderung.

Rechnet man mit 0,75 DM Anlagekosten je Liter Förderwageninhalt und einem Ladegewicht von 0,9 kg je Liter, so ergibt sich bei einem Laderaumbedarf von 70% für eine Tagesförderung von 6000 t ein Anlagekapital von $\frac{0{,}75 \cdot 0{,}7 \cdot 6 \cdot 10^6}{0{,}9} = 3500000$ DM. Bei einem Laderaumbedarf von nur 50%, wie er auf neuzeitlichen Anlagen anzutreffen ist, sinkt diese Summe auf 2500000 DM. Der geringe Unterschied in den Anlagekosten zwischen Groß- und Kleinförderwagen, der seine Ursache in einer etwas höheren Umlaufzahl des Großwagens hat, ist bei dieser Rechnung nicht berücksichtigt.

[1] SAUER, H.: Wieviele Förderwagen braucht ein Grubenbetrieb? Erkenntnisse aus Betriebsstudien auf Steinkohlenzechen. Glückauf 1954 S. 437.

Wesentlicher ist der Vorsprung des Großförderwagens in den Betriebskosten infolge seiner höheren Lebensdauer, die mit etwa 10—15 Jahren im Vergleich zu rd. 8—12 Jahren bei Kleinförderwagen angenommen werden kann. Bei starker Beanspruchung, die insbesondere durch die Bergeförderung und das Kippen der Wagen sowie durch auf den Radsatz wirkende Förderkorbbeschickungsvorrichtungen hervorgerufen wird, kann die Lebensdauer jedoch erheblich sinken. Für Instandhaltung können bei Großförderwagen 8%, bei Kleinförderwagen 6% des Anschaffungspreises je Jahr gerechnet werden. Unter Annahme des vorstehenden Beispiels ergeben sich die nachstehend wiedergegebenen Betriebskosten:

	Kleinförderwagen Dpf/t	Großförderwagen Dpf/t
Abschreibung und Verzinsung	29,50	18,50
Instandhaltung	13,82	14,88
Schmierung	0,08	0,02
	43,40	33,40

C. Der Gleisbau[1].

67. — Allgemeines. Grundsätzlich läßt sich beim Gleisbau zwischen Oberbau und Unterbau unterscheiden. Der Oberbau setzt sich aus den eigentlichen Schienen, den Schwellen sowie dem Kleineisenzeug zusammen, während der Unterbau die künstlich hergestellte Bettung für den Oberbau darstellt. Unter dem Kleineisenzeug versteht man alle Teile, die zur Verbindung der Schienen untereinander und zur Verbindung zwischen Schienen und Schwellen dienen. Hierunter fallen also die Laschen und Laschenschrauben, die Schienennägel, Schwellenschrauben und andere Schienenbefestigungen und Unterlegplatten.

68. — Schienen. Aufgabe der Schiene ist es, die von oben wirkenden Kräfte aufzunehmen und sie über die Schwellen auf die Bettung und weiter auf die natürliche Unterlage, das Planum, zu übertragen.

Im Untertagebetrieb werden heute ebenso wie beim Eisenbahnbetrieb über Tage die sogenannten *Flügelschienen* angewandt. Sie werden aus Stahl, meist St 55, hergestellt und je nach dem Zweck, für den sie bestimmt sind, in Profilen von verschiedener Stärke gewalzt. Die gebräuchlichsten Profile, die zur Verbilligung der Herstellung und Lagerhaltung genormt worden sind[2], ergeben sich aus Abb. 276, aus der auch die Hauptabmessungen und Gewichte entnommen werden können. Die Bezeichnung der verschiedenen Profile geschieht nach ihren Gewichten in kg je laufendes Meter. Man spricht infolgedessen von S 14, S 18, S 20 usw.

An der Flügelschiene ist der Kopf, der Steg und der Fuß zu unterscheiden.

Von der Härte des Kopfes hängt die Schnelligkeit der Abnutzung, von der Höhe des Steges (weniger von seiner Dicke, da die Biegefestigkeit

[1] Roelen, W.: Gesichtspunkte für die Wahl und Verlegung des Grubengestänges. Glückauf 1917 S. 810; — ferner F. Schott: Der Gleisbau in den Hauptförderstrecken unter Tage. Glückauf 1932 S. 381.

[2] Normblatt DIN 20500 und 20501.

im einfachen Verhältnis mit dieser, aber im quadratischen Verhältnis mit der Höhe wächst) die Tragfähigkeit, von der Stärke und Breite des Fußes die Sicherheit der Verlagerung und der Widerstand gegen Kippen ab.

Die Wahl des Schienenprofils ist in erster Linie abhängig von der zu erwartenden Belastung durch Wagen und Lokomotiven. Bei der bisher noch überwiegend üblichen Förderung mit Wagen bis zu etwa 1000 l Inhalt genügen in Abbaustrecken, auch bei Lokomotivförderung, meist die Profile S 14 und S 18, während in den Hauptstrecken wegen des Einsatzes schwerer Lokomotiven die Profile S 20 und S 24 bevorzugt werden. Bei Verwendung von Großförderwagen sind in den Hauptstrecken Schienen S 24 oder S 30 angebracht, und in den Abbaustrecken Profile S 20 oder S 24, sofern die Wagenförderung in den Abbaustrecken bei Großraumwagen überhaupt erforderlich ist.

Häufig geht man von den in den Normen festgelegten Profilen für Flügelschienen ab und bevorzugt in den Hauptstrecken ein Profil mit einem Metergewicht von 29,8 kg und einer Profilhöhe von 108 mm. Dieses Profil zeichnet sich gegenüber entsprechenden Normalprofilen, etwa dem

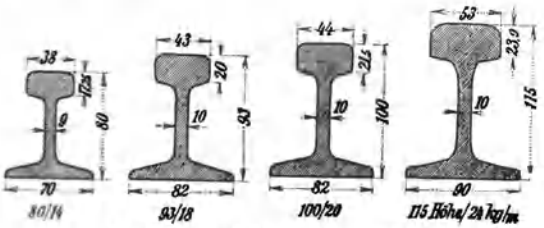


Abb. 276. Flügelschienen, Normalprofile.

Profil S 24, durch einen breiteren Fuß und eine geringere Steghöhe aus, wodurch die Sicherheit der Verlagerung und der Widerstand gegen Kippen erhöht werden.

Das Profil S 14 läßt sich von der mit dem Streckenvortrieb beschäftigten Kameradschaft ohne besondere Hilfsmittel verlegen, während die schweren Schienen die Benutzung von Biegemaschinen für die Auffahrung von Kurven und die Verwendung hochwertigen Befestigungsmaterials erfordern.

Der vermehrte Arbeitsaufwand wird aber durch die Vorteile einer ungleich sorgfältigeren Verlegung meist mehr als aufgehoben. In Strecken mit hoher Förderung wird sich der Einsatz besonderer Bahnkolonnen für die Verlegung des endgültigen Gestänges auch schon mit Rücksicht auf den schnellen Vortrieb des Ortes empfehlen. Je wichtiger eine Förderstrecke und je größer daher der durch Betriebsstockungen infolge von Entgleisungen verursachte Schaden werden kann, desto mehr Sorgfalt ist auf gutes Gestänge zu legen, und um so eher sind verringerte Betriebskosten trotz höherer Anlagekosten zu erreichen.

Da die Belastung der Schienen an den Stößen am größten ist, empfiehlt sich eine möglichst große Schienenlänge. Diese wird jedoch begrenzt dadurch, daß man die Schiene im Schacht oder im Blindschacht und auch in den Strecken fördern muß. So beträgt die Schienenlänge in den Hauptstrecken meist 8—10 m, z. T. auch 12 m, in den Abbaustrecken 3—5 m.

69. — Schwellen. Aufgabe der aus Holz oder Stahl, neuerdings auch aus Beton bestehenden Schwellen ist es, die verlegten Schienen zu einem festen Gleiskörper zusammenzufügen unter Beibehaltung einer gleichbleibenden Spurweite. Darüber hinaus soll der ausgeübte Raddruck gleichmäßig auf den Unterbau und auf die Sohle weitergegeben werden.

Für *Holzschwellen* wird am besten ein Holz verwendet, das bei genügendem Widerstand gegen Feuchtigkeit hart und zäh genug ist, um nicht zu spleißen und um die zur Schienenbefestigung dienenden Nägel und Schrauben dauernd festzuhalten. Daher eignet sich Eichenholz für stärker beanspruchte Grubenschwellen in erster Linie.

Für leichtere Gestänge, wie sie insbesondere in Abbaustrecken und fliegenden Bremsbergen Verwendung finden, genügen roh zugehauene Schwellen aus Eichenknüppelholz; auch kann hier das billigere Buchen- und Fichtenholz verwandt werden.

Eine Tränkung mit fäulniswidrigen Stoffen ist bei Buchen- und Kiefernholz durchaus zweckmäßig, erfordert aber die Anwendung eines Korntränkungsverfahrens, da die Schwellen aus behauenem Holze bestehen und infolgedessen der durch die einfacheren Verfahren nicht tränkbare Kern an die Oberfläche kommen kann.

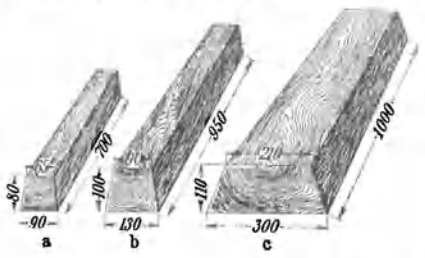


Abb. 277. Verschiedene Größen von Holzschwellen.

Für Eichenholz lohnt sich eine Tränkung dann nicht, wenn die Schwellen nur aus Eichenkernholz bestehen.

Die Abmessungen für Schwellen verschiedener Beanspruchung sind aus Abb. 277 zu entnehmen, und zwar findet die schwere Schwelle nach Abb. 277c unter den Schienenstößen von Lokomotivbahnen Verwendung, während für die sonstigen Schwellen bei Lokomotivförderung die Maße nach Abb. 277b ausreichen und die Schwelle nach Abb. 277a für Pferde- und Seilförderung verwandt wird.

Stählerne Schwellen bestehen meist aus gewalztem und an beiden Enden umgebördeltem Profilstahl. Die Befestigung der Schienen auf ihnen kann erfolgen durch eingewalzte Lagerstühle oder Nasen oder durch angenietete Fußklauen.

Die stählernen Schwellen, die sich über Tage nicht für Haupt-, jedoch für Feldbahnen in großem Umfange eingeführt haben, sind für die Grubenförderung nur mit gewissen Einschränkungen geeignet. Zunächst rosten sie leicht und sind insbesondere gegen saure Wasser sehr empfindlich. Verzinkung bietet einigen Schutz dagegen, erhöht aber die Kosten nicht unwesentlich.

Außerdem ist die Verlagerung der stählernen Schwellen in die Bettung weniger einfach als bei den Holzschwellen, da sie Hohlkörper bilden, die fest unterstopft werden müssen und gutes Bettungsmaterial erfordern. Aus diesen Gründen haben die Stahlschwellen keine Verbreitung gefunden.

Wohl können im Streckenvortrieb leichte stählerne Schwellen mit Vorteil für „fliegendes", d. h. dem Ortsstoß ständig nachzuschiebendes

Gestänge verwandt werden, da sie hier unter den eben genannten schädlichen Einwirkungen wenig zu leiden haben und sich auf der anderen Seite wegen ihrer geringen Höhe und ihrer dauerhaften Verbindung mit den Schienen empfehlen.

Als solche fliegenden Gestänge haben sich sog. „Fertiggleise" bewährt. Die jeweils zu einem kurzen Gleisstück mit den Schwellen fest verbundenen Schienen besitzen an einem Ende je zwei angenietete Laschen, die an ihrem freien Ende in einem hakenförmigen abgerundeten Kopf auslaufen. Am anderen Schienenende befinden sich am Steg entsprechende Bolzen, unter welche die Laschen in der aus der Abb. 278 ersichtlichen Weise verbindend greifen.

Auch *Betonschwellen* führen sich in gewissem Umfang ein, um so mehr, als Spannbeton auch Biegebeanspruchungen aufnehmen kann. Im einzelnen Fall gibt der Preis den Ausschlag. Zur Befestigung des Gestänges sind sie mit Holzdübeln versehen, die auch eine Wiederverwendung der Schwelle ermöglichen. Von gewissem Nachteil ist ihr hohes Gewicht.

Abb. 278. Fliegendes Gestänge.

70. — Schienenbefestigungen. Für die Befestigung der Schienen auf den Schwellen genügen unter einfachen Verhältnissen (söhlige Förderung bei geringen Leistungen, Förderung in Abbaustrecken) die gewöhnlichen Schienennägel. Für stärkere Beanspruchungen, wie sie insbesondere bei schweren Förderwagen und größeren Geschwindigkeiten auftreten und ihr Höchstmaß beim Durchfahren von Krümmungen erreichen, reichen die einfachen Hakennägel nicht aus; insbesondere verlangt die Lokomotivförderung zuverlässigere Befestigungsmittel.

Die Hauptanforderungen an eine gute Schienenbefestigung für starke Belastung sind außer der Haltbarkeit: Schutz der Schwellen gegen den Auflagedruck der Schienen, einfacher Bau, Schutz der Befestigungsnägel und deren Auswechselbarkeit. Die Forderung der Haltbarkeit schließt insbesondere ein den Widerstand gegen senkrechte und waagerechte Kräfte. Erstere ergeben sich aus der Durchbiegung der Schienen zwischen den Schwellen, wodurch die Befestigungsmittel nach oben gedrückt und infolgedessen einem fortwährenden Wechsel von Druck- und Zugbeanspruchungen ausgesetzt werden. Waagerechte Kräfte werden durch den Druck der konischen Laufkränze der Räder, insbesondere beim Durchfahren von Kurven, erzeugt. Sie suchen die Schienen zu kippen und setzen sich in ihrer Rückwirkung auf die Befestigung wieder großenteils in senkrechte Kräfte um.

Infolgedessen hat man bereits früher die Befestigungsnägel und -schrauben gegen den Seitendruck durch Vorsprünge an der Unterseite der Befestigungsplatten zu entlasten gesucht.

Eine der zahlreichen in Gebrauch befindlichen Schienenbefestigungen mittels Schrauben zeigt Abb. 279. Bei dieser Befestigung nach E. WIEMANN, Bochum, drücken sich vier Nocken an der Unterkante der Grundplatte in die Schwelle ein. Außerdem wird besonderer Wert darauf gelegt, daß der Schienenfuß auf einer Unterlegplatte ruht und dadurch sein „Einfressen" in die Schwelle verhindert wird. Die Seitenkräfte, welche auf den Schienensteg wirken, werden durch die Stirnflächen der Klemmplatten b_1 und b_2 aufgenommen und auf die Unterlegplatte a übertragen. Diese Art der Befestigung ist für alle Profile geeignet.

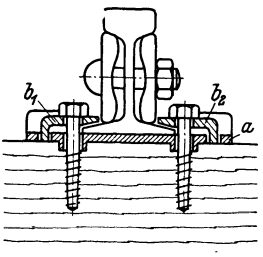


Abb. 279. Schienenbefestigung mittels Schrauben der Fa. Wiemann.

Außer einfachen Haken- oder Schienennägeln können sowohl Spezialnägel, z. B. der verbreitete Federnagel, als auch Schrauben als Befestigungsmittel dienen. Es sind auch Schienenbefestigungen auf dem Markt, die eine Befestigung ohne Nägel oder Schrauben gestatten.

Ein Beispiel für einen Sicherheitsnagel zeigt Abb. 280. Dieser Hammerkopfnagel besitzt einen doppelseitig-konischen und gerippten Nutschaft, der eine nach dem Kopfe zunehmende Nutenvertiefung aufweist. In das Holz der Schwelle eingetrieben, klemmt sich der Nagel daher infolge seiner Bauart von selber fest. Außer dem Haken, welcher den Schienenfuß packt, besitzt der Kopf des Nagels noch eine Rückenstütze mit gewölbter Auflage, welche sich sowohl der Unregelmäßigkeit des Schienenfußes anpaßt als auch befestigend in das Holz der Schwelle eindringt.

Abb. 280. Hammerkopfnagel.

Abb. 281 zeigt den „Pettep-Zapfen"-Schienenhalter der Firma Pettep-Bergbaubedarf GmbH., Kohlscheid. Diese aus zwei gleichen Elementen (a_1, a_2) bestehende Verbindung umfaßt den Schienenfuß von beiden Seiten. Die beiden schräg zueinander verlaufenden Haltebolzen (b_1, b_2), die in vorgebohrten Löchern der Schwelle sitzen, werden durch eine rollende Last stärker in die Schwelle eingedrückt und bewirken so eine noch festere Verbindung zwischen Schiene und Schwelle. Neben dem leichten Anbringen — es sind keine Nägel oder Schrauben notwendig — hat diese Befestigung den Vorzug, daß beim Aufnehmen eines Schienenrecks die Schwellen, ohne beschädigt zu werden, leicht gelöst werden können. Außerdem bedarf sie, wie die Erfahrung gelehrt hat, keiner Verstärkung in der Kurve.

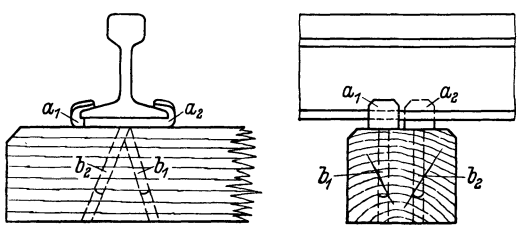


Abb. 281. Schienenhalter der Fa. Pettep, Kohlscheid.

71. — Verlegen des Gestänges. Um eine genaue Richtung einzuhalten, benutzt man zweckmäßig für eine Richtschiene die Stunde. Die Verlegung der zweiten Schiene erfolgt danach mit Hilfe eines Spurmaßes

(Abb. 282). Letzteres legt den Schienenabstand fest, der, um den Spurkränzen den unerläßlichen Spielraum zu bewahren, 10 mm größer als der Abstand der Spurkränze ist.

An den Stoßstellen sollen die Schienen einen Abstand von 2—3 mm behalten, was namentlich für einziehende Förderwege in flacheren Gruben wichtig ist, da sich hier die Längenänderungen infolge der Wärmeschwankungen über Tage auf größere Entfernungen vom Schachte bemerkbar machen.

Die Innehaltung des gewünschten Gefälles geschieht mit Hilfe einer Setzlatte (Abb. 283).

In Streckenkrümmungen muß einmal der Schleuderwirkung der Wagen und anderseits der Erhöhung des Widerstandes durch die ständige Ablenkung, der die Trägheit der Wagen entgegenwirkt, Rechnung getragen werden. Der Schleuderwirkung begegnet man durch Überhöhen der äußeren Schiene um die Höhe h, die für Seil- und Pferdeförderung mit etwa 5—10% der Spurweite angenommen, für Lokomotivförderung nach der Formel

$$h = \frac{5v^2}{R}$$

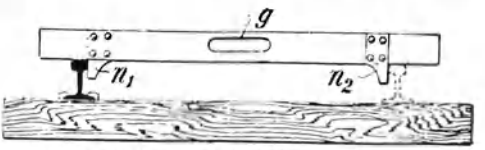


Abb. 282. Spurmaß für Gestängeverlegung.

berechnet werden kann, in der h in Millimetern ausgedrückt ist, v die Höchstgeschwindigkeit in Kilometern je Stunde und R den Krümmungshalbmesser in Metern bedeutet; dabei ist zu berücksichtigen, daß unter Tage auf Verringerung der Geschwindigkeit in Krümmungen zu achten ist. Hiernach berechnet sich z. B. für $v = 10$ km/h und $R = 12$ m die Überhöhung h zu $\frac{5 \cdot 100}{12}$

Abb. 283. Gestängeverlegen mit Gefälle mit Hilfe der Setzlatte (l) und Wasserwaage (w).

$\sim$ 42 mm. Den Ablenkungswiderstand sucht man durch Vergrößerung der Spurweiten in der Krümmung um etwa 15—20 mm sowie durch einen möglichst großen Krümmungshalbmesser zu verringern. In letzterer Hinsicht ist man allerdings in der Grube beschränkt, so daß die über Tage üblichen Regeln, wonach für ein Gestänge von 600 mm Spurweite Krümmungshalbmesser von mindestens etwa 25 m verlangt werden, nicht innegehalten werden können. Man begnügt sich bei einfachen Förderbahnen mit etwa 4 m, geht aber bei Lokomotivbahnen im Felde auf mindestens 10 m herauf. In Kurven von geringem Halbmesser empfiehlt es sich, den Oberbau durch eine größere Anzahl von Schwellen und Schienenbefestigungen zu verstärken und dem Entgleisen der Wagen durch Zwangsschienen zu begegnen.

Der Schwellenabstand richtet sich nach der Beanspruchung und voraussichtlichen Betriebsdauer des Gestänges. In Hauptförderwegen sind Abstände von 50—80 cm zu wählen, die aber bei Wechseln und Kreuzungen bis auf wenige Zentimeter herabgehen oder ganz wegfallen können, falls man

hier nicht Stahlplatten als Unterlage vorzieht. In Abbaustrecken dagegen kann man mit Abständen von 80—100 cm auskommen. An den Verbindungsstellen der Schienen sollen die Schwellen dichter gelegt werden, was besonders für die Lokomotivförderung wichtig ist. In doppelspurigen Förderstrecken nimmt man am einfachsten Schwellen von solcher Länge, daß sie für beide Gestänge ausreichen. Jedoch ist bei nicht ganz zuverlässiger Sohle die Befestigung der beiden Gestänge auf gesonderten Schwellen vorzuziehen, da dann ein Schiefstellen der letzteren durch das größere Gewicht der vollen Förderwagen vermieden wird und überdies (bei quellender Sohle) das Senken der Gestänge einzeln erfolgen kann und dadurch erleichtert wird. — In Bremsbergen, deren Verbreitung allerdings sehr abgenommen hat, müssen bei steilerer Lagerung die Schwellen dadurch, daß man sie sämtlich oder doch in gewissen Abständen hinter die Stempel legt, gegen Abrutschen gesichert werden.

Nur für ganz geringe Anforderungen kann man sich damit begnügen, die Schwellen einfach auf die Sohle zu legen oder (bei steiler Lagerung) zwischen Hangendes und Liegendes einzuspitzen; sie sind bei solcher Verlegung den Gebirgsbewegungen völlig preisgegeben. Je höher die Ansprüche

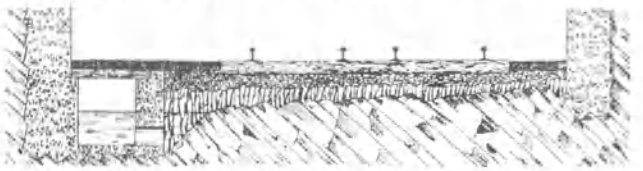


Abb. 284. Schienenbettung in einer Strecke mit Wasserseige.

an Förderbahnen werden, um so mehr muß sich der Unterbau den für den Eisenbahnbetrieb geltenden Regeln anpassen. Das ist besonders für stark beanspruchte Gleisanlagen, z. B. in Füllörtern, der Fall, wo für eine gut ausgeführte Fremdbettung zu sorgen ist. Sie soll aus einer Packlage von möglichst hartem Kleinschlag mit Splittdecke bestehen, damit das Gleis elastisch aufliegt und Gebirgsbewegungen durch Wegnahme oder Nachstopfen von Bettung ausgeglichen werden können. Als Kleinschlag eignet sich Basaltlava sehr gut, die porös und wasserdurchlässig, doch zugleich hart und widerstandsfähig ist. Ist die Strecke feucht, so muß für Entwässerungsmöglichkeit nach der Wasserseige hin gesorgt werden, indem man der Sohle nach dieser hin Gefälle gibt. Die Schwellen sollen etwa mit zwei Drittel ihrer Höhe eingebettet werden. Für das dichte Unterstopfen der Bettung unter die Schwellen kann man Abbauhämmer mit entsprechendem Werkzeug benutzen. Ein Beispiel für einen gut ausgeführten Streckenunterbau gibt Abb. 284. Um die sorgfältige Ausführung zu sichern, empfiehlt es sich, den Gleisbau nicht gleich beim Auffahren der Strecke mit auszuführen, sondern durch besondere, eingeübte Mannschaften herstellen zu lassen[1].

Wegen der hohen Kosten, die mit einer Fremdbettung verbunden sind, hat sie in den Hauptstrecken noch nicht allgemein Eingang gefunden. Da-

[1] Meuss: Die Verlegung neuzeitlicher Gleisanlagen für Lokomotivförderung unter Tage. Bergbau 1929 S. 617.

gegen sind die Schwellen in diesen Strecken meist in Packlage eingebettet, die aus Vortriebsbergen mit entsprechender Festigkeit (Sandschiefer, Sandstein) bestehen. In Höhe der Schwellen wird zum Einebnen der Sohle häufig Kesselasche eingebracht.

Zur Verbindung der einzelnen Schienen dienen *Laschen*, mittels derer die einzelnen Schienen zu einem einheitlichen Strange vereinigt und so ins-

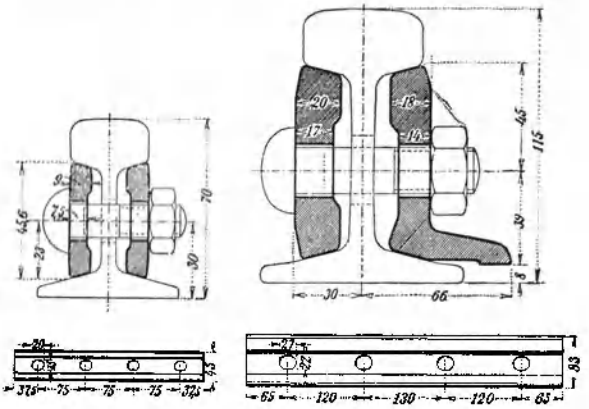


Abb. 285. DIN-Laschen für leichte und schwere Gestänge.

besondere auch gegen das Ausweichen nach außen hin (durch den Seitendruck der Radlaufkränze) besser geschützt werden. Die Laschen sind gleichfalls genormt; als Beispiele zeigen Abb. 285a eine Flachstahl-, Abb. 285b eine Winkelstahllasche. Letztere ist entsprechend steifer und kommt für stärkere Beanspruchungen in Betracht.

Neben den Schraubenverbindungen, deren Muttern in der Regel an der Außenseite angebracht werden, sind auch schraubenlose Laschenverbindungen in Gebrauch, die den Schienenfuß umschließen und durch Keile an den Schienenenden festgeklemmt werden.

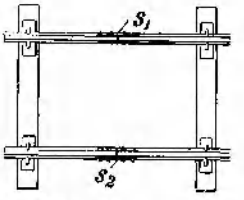


Abb. 286. „Schwebende" Schienenstöße mit Laschenverbindung.

Die beste Schienenverbindung ist die *Schweißung* (s. Ziff. 105), die sich aber nur in langlebigen und wenig reparaturanfälligen Strecken lohnt. Der Brand- und Schlagwettergefahr wegen ist ihre Herstellung an besondere Vorsichtsmaßregeln gebunden.

Die Schienenstöße mit Laschenverbindung werden am zweckmäßigsten auf eine Breitschwelle oder zwei normale Schwellen gelegt, da die Beanspruchung der Schienen an den Stößen am größten ist.

Als Nachteil der zwischen zwei Schwellen verlegten „schwebenden Stöße" (Abb. 286) hat sich die Unmöglichkeit ergeben, die Enden der beiden Schienen ständig in gleicher Höhenlage zu halten. Trotzdem wird der schwebende Stoß in der Mehrzahl der Fälle angewandt, da er einige Vorteile hinsichtlich der Befestigung und des Nachziehens der Laschenschrauben aufweist. Um die Zahl der Stoßbeanspruchungen der Wagen zu

verringern, legt man die schwebenden Stöße in geraden Strecken einander gegenüber, während sie in Kurven zweckmäßig gegeneinander versetzt werden.

72. — Aufgleisvorrichtungen. Das Entgleisen eines Wagens wird vielfach erst verspätet bemerkt, so daß der entgleiste Wagen Beschädigungen anrichten und erleiden kann, ehe der Zug zum Stillstand gebracht wird. Diesem Übelstand sollen Aufgleisplatten nach der in Abb. 287 dargestellten Art abhelfen, die in regelmäßigen Abständen (etwa 100 bis 150 m) eingebaut werden. Der entgleiste Wagen gerät zwischen die seitlich ausgebogenen und sanft ansteigenden Zungen und wird durch diese wieder auf die Schienen gebracht. Will man die mit ihnen verbundenen Kosten vermeiden, so kann man sich auch mit „fliegenden" Aufgleisplatten nach Abb. 288 begnügen, die der Lokomotivführer mitführt und die im Falle einer Entgleisung auf das Gestänge gelegt werden, um den Zug darüber hinwegzuziehen. Solche Platten haben allerdings den Nachteil, daß sie dem Führer oder Zugbegleiter besondere Arbeit machen und er daher ihre Anwendung möglichst hinausziehen wird.

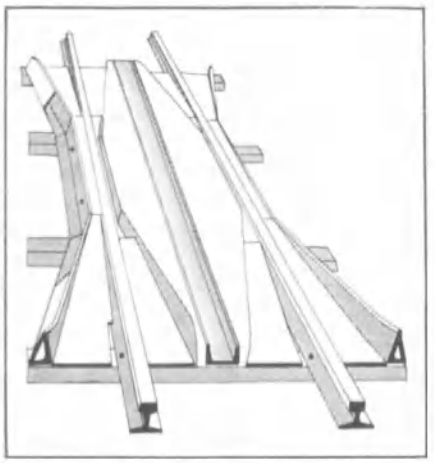


Abb. 287. Eingebaute Aufgleisvorrichtung.

73. — Verbindung von Schienensträngen miteinander. Wendeplätze. Die einfachste Verbindung zweier Schienenstränge ist eine solche durch

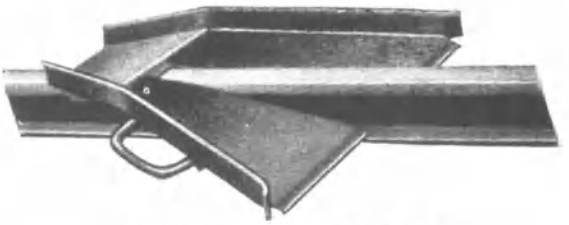


Abb. 288. „Fliegende" Aufgleisplatte.

Kranzplatten aus Gußeisen oder Stahlguß, die durch die kreisförmige Mittelrippe und die Segmentrippen in den Ecken ein sicheres Schwenken des Wagens ermöglichen.

Bei der Streckenförderung mit endlosem Seil kann man an den Abzweigstellen auch die Schienen durchgehen lassen und legt zwischen und beiderseits neben sie einfache Holz- oder Stahlplatten, die mit der Kopffläche der Schienen abschneiden und an den Innenseiten der Schienen Raum für die Spurkränze lassen.

Ein Nachteil der Kranzplatten ist ihre mangelhafte Verbindung mit dem Gestänge und unter sich, wodurch starke Stöße beim Befahren der Platten entstehen können.

Drehscheiben, die auf Kugeln oder Rollen laufen, finden namentlich auf solchen Gruben Anwendung, die, wie z. B. im Eisenerzbergbau, besonders große und schwere Förderwagen benutzen, deren Schwenken auf gewöhnlichen Kranzplatten sehr anstrengend ist. Im Ruhrkohlenbergbau haben sie wegen der Unfallgefahr sehr wenig Verbreitung gefunden.

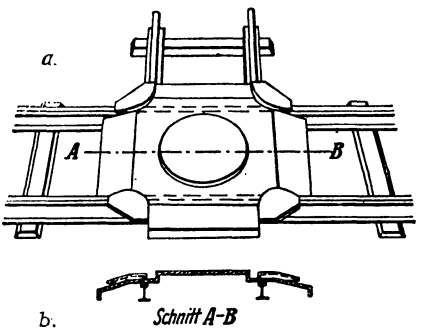


Abb. 289. Kletterwendeplatte.

Sollen an eine durchgehende Förderstrecke Zubringerstrecken angeschlossen werden, die nur teilweise und nur in geringem Umfange in Betrieb sind oder deren Anschluß — wie das namentlich beim Braunkohlenbruchbau und überhaupt beim Abbau mächtiger flachliegender Lagerstätten der Fall ist — ständig wechselt, so sind Kletterwendeplatten (Abb. 289) zweckmäßig. Für das Drehen schwerer Wagen können Kletterwendeplatten auch als Drehscheiben ausgeführt werden.

74. — Weichen[1]. Die Überleitung der Wagenzüge von einem Gleis auf ein anderes erfolgt ausschließlich durch Weichen oder „Wechsel".

Die Bezeichnung der Weichen erfolgt nach der Richtung, in der ein in

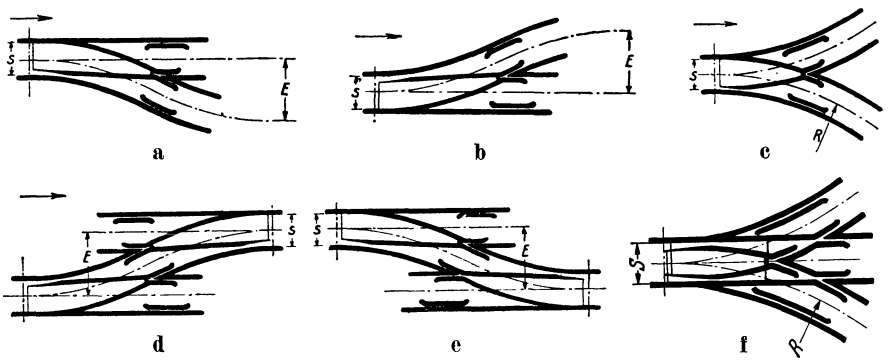


Abb. 290. a Rechtsweiche; — b Linksweiche; — c Symmetrische Weiche; — d Links-Durchgangsweiche; — e Rechts-Durchgangsweiche; — f Dreiwegeweiche.

die Weiche einlaufender Zug abgeleitet wird. Man unterscheidet danach *Rechts-* und *Linksweichen* (Abb. 290a u. 290b). Außerdem kommt es gelegentlich beim Übergang einer Gleisanlage in zwei parallele Gleise gleicher Richtung vor, daß eine Weiche eine gleichmäßige Verteilung nach beiden Seiten ermöglichen soll. Man spricht dann von einer „symmetrischen Weiche"

[1] Hindte, W. von: Betriebssichere und zweckmäßige Anbringung von Weicheneinrichtungen usw. Bergbau 1926 S. 484.

(Abb. 290c). Für die Verbindung zweier paralleler Gleisstränge wählt man Durchgangsweichen, welche aus je 2 Links- oder Rechtsweichen zusammengesetzt und als Links- oder Rechtsdurchgangsweichen bezeichnet werden (Abb. 290d u. 290e). Abb. 290f zeigt eine Dreiwegeweiche.

Die Umleitung der Wagenspurkränze erfolgt durch Zungen, welche sich mit ihren zugeschärften Spitzen an die Innenseite der Schiene legen, von welcher der Wagen abgelenkt werden soll (Abb. 291). Die Zungen sind beweglich und können daher jeweils die eine oder andere Richtung freigeben. Die Bewegung der Weichenzungen erfolgt von Hand über Stangen mit Hebelwirkung von einem seitlich des Gestänges angebrachten Bock aus (Bockweichen) oder durch automatische Weichenstellvorrichtungen mit pneumatischer, hydraulischer oder elektrischer Betätigung. Neben den Zungen werden die Weichenspitzen, in denen sich die beiden Mittelschienen vereinigen, hoch beansprucht. Innerhalb dieses „Herzstückes" sind Auflaufstücke angeordnet, die entweder als volle Stahlgußstücke ausgeführt oder als 13—15 mm starke Stahlbleche mit den Schienenstegen verschweißt sind. Stahlblechaufläufe haben den Vorzug, daß sie billiger sind und sich beim Auswechseln ohne Nacharbeit wieder verschweißen lassen. Den Herzstücken gegenüberliegende Zwangsschienen (Radlenker) vermeiden ein Entgleisen.

Abb. 291. Federzungenweiche.

Die für die verschiedenen Spurweiten durchgeführte Normung von Weichenlänge, Gleismittenabstand und Krümmungshalbmesser des abzweigenden Stranges hat einen gegenseitigen Austausch der Weichen und damit ihre Anwendbarkeit erleichtert[1]. Unter Tage empfiehlt sich der Einbau genormter Weichen überall dort, wo der durch die Normung festgelegte Kurvenhalbmesser von 20 m eingehalten worden ist. Da der abzweigende Strang einer Weiche nicht mit Überhöhung verlegt werden kann, sucht man durch große Zungenlänge oder kleinen Einfahrwinkel die hohen Anlaufkräfte des einfahrenden Zuges, die in schnell und viel befahrenen Strecken zur baldigen Zerstörung der Zunge und des Zungendrehstuhles führen können, zu verringern.

Als Beispiel für eine moderne Grubenweiche zeigt die Abb. 291 eine Federzungenweiche der Fa. Krug, Dortmund. An Stelle der sonst üblichen Drehstuhlzungen sind hier aus Federschienen gefertigte Weichenzungen ein-

[1] Einzelheiten sind in den Blättern DIN 20509ff. enthalten.

gebaut, die über eine Stellvorrichtung betätigt werden und eine stoßfreie Verbindung des Weicheneinlaufs mit dem Herzstück herstellen. Auf dem Abdeckblech aufgeschweißte Quadrateisen lenken die Radsätze entgleister Wagen von den Zungenspitzen ab.

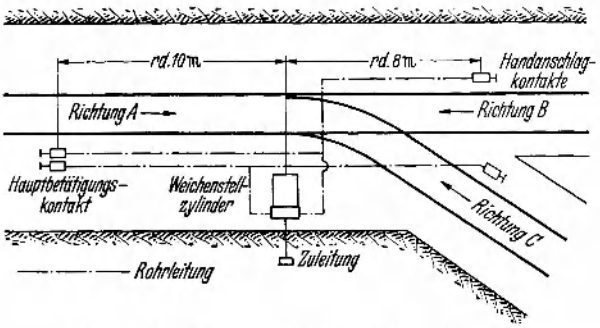


Abb. 292. Von Hand zu betätigende Druckluftweiche.

An Weichen für Sonderzwecke seien automatische Weichen, feste Weichen, Verteilerweichen, Federweichen, Kletterweichen und Fertigweichen genannt.

Automatische Weichen haben bei der Lokomotivförderung eine größere Bedeutung erlangt. Die Abb. 292 zeigt eine druckluftbetätigte Weiche der

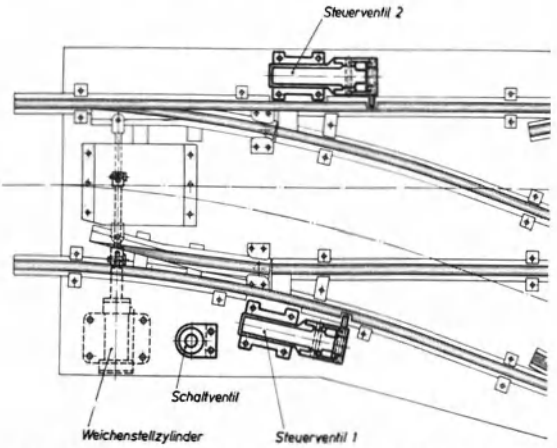


Abb. 293. Vollautomatische druckluftbetätigte Verteilerweiche.

Fa. Gründer, Essen. Die Weichenzunge wird durch einen Druckluftzylinder bewegt. Kommt ein Zug aus Richtung *A*, so wird bei Betätigung des linken Tellers des Hauptbetätigungskontaktes von Hand die Weiche in die linke, bei Betätigung des rechten Tellers in die rechte Fahrtrichtung gestellt. Beim Betätigen der Handanschlagkontakte aus Richtung *B* oder *C* stellt sich die Weiche immer in die richtige Fahrtrichtung. Eine vollautomatische druckluftbetätigte Verteilerweiche zeigt die Abb. 293, bei der zwei Steuerventile, die durch die einlaufenden Wagen betätigt werden, die Umsteuerung bewirken.

Bei den *festen Weichen* sind die Zungen mit einem kleinen mittleren Abstand von den Schienen unbeweglich verlagert. Sie werden dort verwandt, wo die aus mehreren Gleisen immer in gleicher Richtung kommenden Wagen auf eine Förderbahn zusammengezogen werden müssen, wie z. B. am Schachtablauf.

Verteilerweichen haben die umgekehrte Aufgabe, nämlich die von einem Einzelgestänge ablaufenden Wagen in mehrere Gestänge zu verzweigen. Dieser Fall liegt besonders bei größeren Füllörtern vor, wo solche Wechsel eine selbsttätige gleichmäßige Verteilung der ankommenden Wagen bewirken.

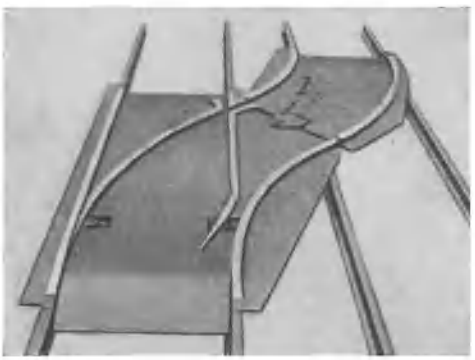


Abb. 294. Kletterweiche.

Bei der *Federweiche* ist die Zunge in einer bestimmten Richtung festgelegt, so daß sie von einem von vorn in den Wechsel kommenden Wagen stets in der gleichen Weise durchlaufen wird, während von hinten aus der Gegenrichtung einlaufende Wagen die Zunge öffnen können. Federweichen werden dort benutzt, wo eine Weiche in der Hauptsache nur in zwei Richtungen durchfahren wird (z. B. Spitzkehre).

Für den Anschluß eines Streckengestänges an einen vorrückenden Ortsstoß und ähnliche Fälle, die ein rasches Umlegen einer Weiche erwünscht machen, eignen sich *Kletterweichen*, für die Abb. 294 ein Beispiel gibt. Die mittels des Zapfens *Z* aus zwei Stücken zusammengesetzte Zungenweiche ermöglicht durch keilförmig abgeschrägte Schienenstücke das Auffahren und Ablaufen der Wagen; sie kann durch Drehen um den Zapfen *Z* Unterschiede in den Abständen der Gleismitten ausgleichen.

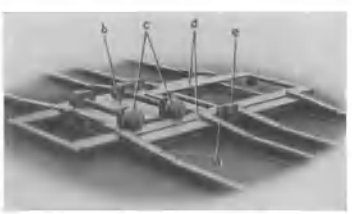


Abb. 295. Rollweiche.

Für schnelles Verlegen sind *Fertigweichen* bestimmt, die zwar wie normale Weichen aus einzelnen Teilen bestehen, jedoch durch besondere Verbindungselemente schneller, aber weniger sorgfältig zusammengesetzt werden können.

75. — Schiebebühnen dienen zur Erleichterung und Beschleunigung des Wagenwechsels von einem Gestänge auf das andere. Sie finden vor allem an Ladestellen und in Verbindung mit Lademaschinen Verwendung, deren Ausnutzungsgrad dadurch wesentlich gesteigert wird.

Abb. 295 zeigt eine solche, auch „Rollweiche" genannte Bühne. Der Wagen läuft über die Keilstücke *a* auf den Rahmen *b*, der mittels Rollen *c* auf der Querbahn *d* seitlich verschoben wird. Durch Aufklappen der einen

oder anderen Hälfte der Schiebebühne um das Gelenk *e* können die beiden Gleisstränge nach Bedarf für die Durchfahrt freigegeben werden. Daneben gibt es druckluftbetriebene vollautomatische Schiebebühnen.

76. — Kosten des Oberbaus. Die Kosten der Schienen ergeben sich aus einem Preis von rd. 500 DM je t. Holzschwellen kosten je nach den Abmessungen 2,50 bis 6,30 DM das Stück, entsprechend einem Festmeterpreis für Eichenschwellen von etwa 100 DM (Stahlschwellen kosten gleichfalls 500 DM je t). Für das Befestigungsmaterial einschließlich Verlaschung und Schienenstoßbrücken sind in Hauptförderstrecken etwa 4,60 DM und in Abbaustrecken etwa 2,60 DM je m zu veranschlagen. Die Materialkosten je m Gleis errechnen sich dann in Abbaustrecken auf rd. 30 DM, in Hauptförderstrecken auf 40—50 DM, wobei das Bettungsmaterial (Berge, Schotter, Asche) die Kosten nicht unerheblich beeinflußt. Im Ruhrbergbau werden zur Unterhaltung des Gestänges einschließlich der erforderlichen Senkarbeiten im Durchschnitt etwa drei Schichten je 100 t verwertbarer Förderung verfahren.

D. Die Betätigung der Wagenförderung.

77. — Überblick. Die Bewegung der Wagen in den verschiedenen Förderstrecken kann durch *Menschenkraft*, durch *Pferde* oder *Maschinen* erfolgen. Von diesen drei Fördermitteln sind heute für den deutschen Bergbau die Maschinen das wichtigste.

Die Förderung durch *Menschenkraft*, „Schlepperförderung" genannt, spielt im deutschen Steinkohlenbergbau nur noch eine geringe Rolle. In den Abbaustrecken der steilen Lagerung entfallen auf sie nur wenige der gefahrenen Nutz-tkm. Auf kleineren und mittleren Erzgruben ist sie dagegen noch häufiger anzutreffen. Die menschliche Arbeitskraft beschränkt sich zumeist auf die Bedienung der maschinenmäßigen Fördereinrichtungen sowie auf die Vermittlung des Übergangs von einer Fördereinrichtung auf die andere. Aber auch bei der Bewegung des Einzelwagens auf kurze Erstreckung ist die Menschenkraft weitgehend durch die Maschine ersetzt; beim Großförderwagen ist sie völlig ausgeschaltet.

Auch die *Pferdeförderung* hat stark abgenommen. Waren 1913 im Oberbergamtsbezirk Dortmund noch 8040 Pferde eingesetzt, so belief sich ihre Zahl 1938 in dem gleichen, inzwischen noch um die linksrheinischen Zechen erweiterten Bezirk nur noch auf 1102 und 1954 auf rd. 500. Sie dient in der Regel als Zubringerförderung aus sonderbewetterten Ausrichtungsbetrieben, in Strecken, in denen Lokomotivförderung nicht zugelassen oder noch nicht eingerichtet ist, und für Transporte auf der Wettersohle. Auch in Abbaustrecken der steilen Lagerung findet sie sich noch.

Bei der *maschinenmäßigen* Streckenförderung kommt die Pendel- und die Dauerförderung in Frage. Erstere wird vertreten durch die Förderung mit Lokomotiven und Häspeln, letztere durch die Wagenförderung mit endlosem Zugmittel.

a) Förderung durch Schlepper und Pferde.

78. — Schlepperförderung. Da nach Ziff. 77 die Schlepperförderung im eigentlichen Sinne, d. h. das Fortbewegen von Wagen durch Menschenkraft über größere Entfernungen, nur noch in kleineren Gruben üblich ist, so braucht hier nur einiges über die Leistungen und Kosten der Schlepper-

förderung mitgeteilt zu werden. Man kann auf Gruben, auf denen Schlepperförderung ohne anderweitige Beschäftigung der Schlepper umgeht, bei gutem Zustande der Wagen und des Gestänges auf eine Leistung von 3—4 ntkm in der Schicht rechnen. Allerdings ist man in Ausnahmefällen, wo die Verwendung großer Wagen oder das gleichzeitige Schleppen mehrerer Wagen möglich war, bei bester Ausführung der Radsätze und vorzüglichem Zustand des Gestänges auf 15 ntkm gekommen. Die Kosten der Schlepperförderung sind hoch und im allgemeinen, je nach der Höhe der Löhne, mit 4—6 DM je ntkm zu veranschlagen.

79. — Pferdeförderung. Allgemeines. Ein schweres und niedriges Pferd entspricht den Bedingungen des Untertagebetriebes am besten. Das Pferd muß schwer sein, da seine Zugkraft von seinem Gewicht abhängt, und klein, um auch in niedrigen Strecken noch eingesetzt werden zu können. Diesen Forderungen entsprechen am besten Pferde von 500—700 kg und einem Stockmaß von 155—165 cm. Ponys werden nur noch wenig verwendet, da ihre Leistung nicht befriedigt und sie schwierig zu beschaffen sind.

80. — Unterirdische Pferdeställe. Die Pferdeställe sollten aus hygienischen Gründen und zwecks leichterer Bekämpfung von Ratten und Mäusen ausgemauert oder betoniert werden. Ihre Länge richtet sich nach der Zahl der Pferde, wobei auf jede Boxe 1,5 m entfällt, während die Stallbreite 4 m nicht unterschreiten sollte, um das Wenden in der Stallgasse zu ermöglichen und Raum für die Futterbehälter zu haben. Ferner muß eine gut gepflasterte, nach einer Abflußrinne geneigte Sohle vorhanden sein. Wichtig ist richtig sitzendes Geschirr und eine gute Pflege der Pferde, tägliches Striegeln sowie Reinigen insbesondere der Hufe. Als Streu hat sich Sägemehl besonders bewährt. Für die Futtermenge gilt ein Richtsatz von 5 kg Hafer und 8 kg gehäckseltem Rauhfutter.

81. — Wirtschaftlichkeit der Pferdeförderung[1]. In etwa 400 m langen Strecken ist die Normalleistung 20—25 ntkm oder 45—55 brtkm. In besonders günstigen Fällen sind 40 ntkm erreichbar. Als Beispiel sei erwähnt, daß in einer Strecke von 500 m Länge mit 4 Pferden 180 Wagen Kohle von 1000 l Inhalt gefördert werden können. Bei Kohlenförderung beträgt die Zuglänge 10 Wagen und bei Bergeförderung 5 Wagen.

Die monatlichen Betriebskosten eines Pferdes belaufen sich unter den Verhältnissen des Ruhrbergbaues, wenn die Pferde gemietet werden, bei einem Bestand von 15—20 Pferden, etwa wie folgt:

Miete und Futter	140 DM
Hufbeschlag	8 DM
Anteilige Lohnkosten für Stallmeister, Futterschneider, Stallknechte, Hufschmied	100 DM
Pferdestall	10 DM
Pferdeführer	350 DM
	608 DM

Bei einer täglichen Leistung von 20 ntkm kostet dann 1 ntkm 1,22 DM.

Außerdem ist in Betracht zu ziehen, daß die Anlagekosten im Vergleich zu maschineller Streckenförderung sehr gering sind, daß leichteres Gestänge (z. B. die Schiene S 14) benutzt werden und der Pferdeführer vielfach auch die Kohlenwagen laden kann.

[1] Vgl. a. JAHNS: Wirtschaftlichkeit der Förderung mit Pferden, Abbaulokomotiven usw. Glückauf 1929 S. 1789.

Da die Züge kurz sind, verringern sich die Wartezeiten am Blindschacht und an der Ladestelle, wodurch der Wagenumlauf beschleunigt wird. Vorteilhaft ist auch die Betriebssicherheit der Pferdeförderung und ihre geringe Unfallgefahr. Nachteilig ist die Notwendigkeit der Pferdepflege, die auch an Feiertagen notwendig ist, die Wetterverschlechterung und unter Umständen ein erhöhter Wetterbedarf.

Bei verhältnismäßig geringen Fördermengen und bei Förderaufgaben in abgelegenen Strecken kann auch heute die Pferdeförderung den maschinellen Fördermitteln wirtschaftlich überlegen sein.

b) Maschinenmäßige Streckenförderung.

82. — Vorbemerkung. Die Übertragung der Zugkraft von einer feststehenden Maschine auf die zu bewegenden Wagen erfolgt durch Seile oder Ketten.

Bei der Seilförderung kann a) mit offenem Seil, b) mit einem geschlossenen mehrteiligen Seil oder c) mit einem geschlossenen Seil ohne Ende gearbeitet werden. Bei Seilförderung mit *offenem Seil* werden die Wagen an das freie Seilende angehängt. Die Seilförderung mit *geschlossenem mehrteiligem Seil* hat zwei Abarten. Entweder wird nur eine Antriebsmaschine verwandt. Sie steht am vorderen Ende der Strecke, während sich am anderen Ende eine Umkehrrolle befindet: *Förderung mit Vorder- und Hinterseil.* Zwischen beiden Seilen befindet sich der zu bewegende Wagen oder Wagenzug. Oder aber es werden zwei Antriebsmaschinen benötigt, die an den beiden Enden der Strecke oder eines Streckenteils aufgestellt sind: *Förderung mit Seil und Gegenseil.* Auch hier befindet sich der Wagenzug zwischen den beiden Seilen, die abwechselnd als Zugseil und als Leerseil (Gegenseil) dienen. Diese Seilförderarten werden nach ihren Antriebsmaschinen vielfach unter dem Begriff Schlepperhaspelförderung zusammengefaßt.

Bei der *Seilförderung mit geschlossenem endlosem Seil* werden die Wagen mit besonderen Kupplungsvorrichtungen an das Seil angeschlagen. Sie wird auch als Seilbahnförderung bezeichnet.

Bei der *Kettenförderung* kommt nur die Förderart *mit endloser Kette* in Frage.

1. Förderung mittels feststehender Maschinen.

Förderung mit offenem oder geschlossenem mehrteiligem Seil.

83. — Die Schlepperhäspel. Die Schlepperhäspel — in ihren größeren Bauarten auch Förderhäspel genannt — bestehen aus einem Rahmen, dem Antriebsmotor, dem Getriebe, der Seiltrommel und der Bremse. Als Motoren werden entweder Druckluft- oder Elektromotoren verwendet. Bei Druckluftantrieb kommen einfach laufende oder umsteuerbare Gradzahn- oder bei größeren Häspeln auch Pfeilradmotoren in Betracht, während bei Elektroantrieb der Kurzschlußläufer vorherrscht, aber auch der Schleifringläufer wegen seiner guten Regelbarkeit angewandt wird. Da Kurzschlußläufer schnell anlaufen und infolgedessen das Getriebe und auch Seil und Förderwagen zu sehr beanspruchen würden, ist ein Planetenanfahrgetriebe mit Rutschkupplung oder auch eine auswechselbare Lamellenkupplung eingebaut. Die Motoren haben Leistungen von 3,5—20 PS und entwickeln bei Seilgeschwindigkeiten von 0,7—1,2 m/sek mittlere Zugkräfte von 300—1600 kg. Auf söhliger Bahn können sie also bei einer Geschwin-

digkeit von 0,75 m/sek und einem Fahrwiderstand von 20 kg/t etwa 7 bis 30 Bergewagen oder eine entsprechend größere Anzahl Kohlenwagen von 1000 l Inhalt ziehen. Als Vorgelege dient entweder ein doppeltes Zahnrad- oder Stirnradvorgelege oder ein Schneckengetriebe. Letzteres hat den Vorteil, selbsthemmend zu sein. Diese Eigenschaft ist für wellige oder einfallende Strecken wichtig und ersetzt die selbsthemmenden Lastbremsen, die sonst an Stelle der Schleifbremsen treten, mit denen Vorzieh- und Schlepperhäspel gewöhnlich ausgerüstet sind.

Die von der Seiltrommel aufgenommene Seillänge beläuft sich bei kleineren Häspeln auf 150 m und kann bis über 700 m betragen. Sie hängt naturgemäß auch vom Seildurchmesser ab. Bei kleinen Häspeln genügen Seile von 4 und 7 mm, bei mittleren von 10 und 13 mm Durchmesser, während bei größeren Häspeln 13—16 mm-Seile vorgezogen werden. Die Bremsen sind als Seitenbremse, als Einbackenbremse oder als Doppelbacken-

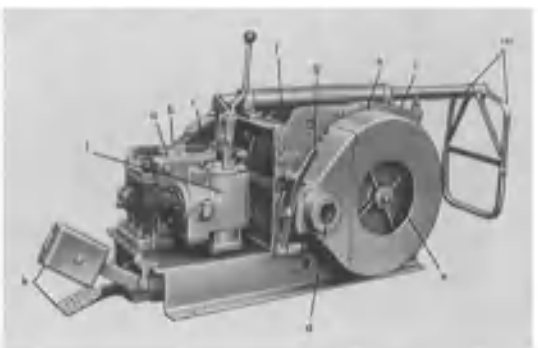


Abb. 296. Düsterloh-Schlepperhaspel.

a Motor; — *b* Antriebsritzel; — *c* Vorgelegezahnrad; — *d* Ausrückritzel; — *e* Trommelzahnrad; — *f* Seiltrommel; — *g* Ausrückhebel; — *h* Bremsscheibe; — *i* obere Bremsbacke; — *k* Bremsgewicht und Bremsfußhebel; — *l* Steuerventil der Unfallschutzvorrichtung; — *m* Schutzkorb und Betätigungsgestänge der Unfallschutzvorrichtung.

bremse ausgeführt. Sie können mittels Hebel oder mittels Handrad betätigt und dann über eine zwischengeschaltete Feder angezogen werden. Oder die Bremse wird wie bei den Förderhäspeln durch ein Gewicht dauernd angezogen und muß während des Betriebes durch einen Bremsfußhebel gelüftet werden.

Der in Abb. 296 gezeigte Düsterloh-Schlepperhaspel wird durch einen Geradzahnmotor von 12,5 PS angetrieben. Die mittlere Zugkraft ist 1100 kg bei einer mittleren Seilgeschwindigkeit von 0,85 m/sek. Die Drehzahl des Motors wird über ein doppeltes Stirnradvorgelege auf die Trommeldrehzahl von 50 U/min herabgesetzt. Das Ritzel der Vorgelegewelle ist auf einem Vierkant verschiebbar und dient als Kupplung, die von einem Ausrückhebel betätigt wird. Die Bremse ist als Seitenbackenbremse ausgeführt und wird mittels Handrad betätigt.

Eine andere Bauart ist in Abb. 297 wiedergegeben. Es handelt sich um einen 14-PS-Haspel der Firma Frölich & Klüpfel, Wuppertal-Barmen, bei dem statt des offenen Rädervorgeleges ein geschlossenes, im Ölbad laufendes Schneckengetriebe eingebaut ist, das die Drehzahl des umsteuerbaren Geradzahnmotors (3000) auf die Trommeldrehzahl (47) herabsetzt. Die Seil-

trommel ist auf die Schneckenradwelle aufgekeilt. Eine Bandbremse entfällt, da die Schnecke selbsthemmend wirkt.

Eine dritte Bauart ist dadurch gekennzeichnet, daß der Motor innerhalb der Trommel angeordnet ist, wodurch sich eine sehr gedrängte Bauform

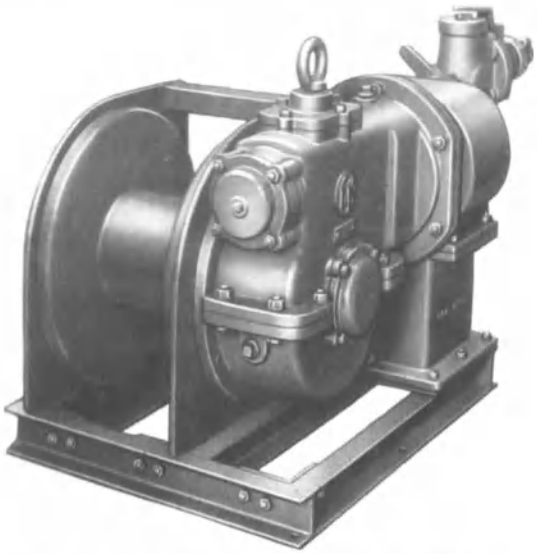


Abb. 297. Schlepperhaspel der Fa. Frölich & Klüpfel.

ergibt. Es ist dies bei den elektrisch angetriebenen Schlepperhäspeln der Fall. Die Steuerung wird bei ständig in einer Richtung durchlaufendem Motor durch zwei Bremsen bewirkt, die aber nur durch einen Handhebel betätigt werden. Die eine Bremse wirkt auf die Trommel, die andere auf das Vorgelege. Die Trommelbremse arbeitet als Lüftungsbremse. Loslassen des Steuerhebels bewirkt ein selbsttätiges Stillsetzen der Trommel.

84. — Aufstellung der Schlepperhäspel. Die Häspel können auf der Streckensohle seitlich des Gestänges aufgestellt werden. Sehr beliebt ist jedoch ihre Verlagerung auf Stahlträgern in etwa 1,8 m Höhe oberhalb des Gestänges. Dies hat den Vorteil, daß die Streckensohle nicht beengt wird, die Häspel beim Übertreiben nicht beschädigt werden und infolge ihrer festen Verlagerung nach beiden Seiten hin ziehen können. Bei seitlich des Gestänges stehenden Häspeln ist dies nur nach Umleitung des Seils um eine Kurvenrolle möglich.

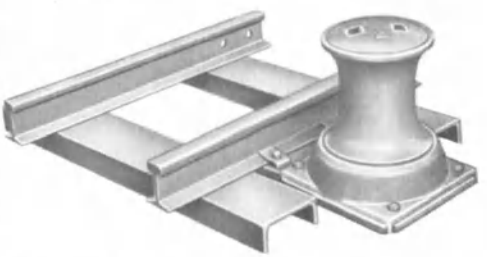


Abb. 298. Kurvenrolle für Schlepperhaspelförderung.

Das Seil greift am vordersten Wagen mittels eines Hakens an, der in den Kupplungsring faßt oder über seine Stirnwand greift. Bei Vorziehhäspeln wird der Haken vielfach auch über eine Seitenwand eines rückwärtigen

Wagens gelegt. Für die Seilführung in Krümmungen genügen einfache Kurvenrollen nach Abb. 298. Sie haben eine entsprechende Höhe, um dem Seil ein genügendes Spiel zu gestatten. Bei höherer Lage des Seils müssen die Rollen entsprechend höher gebaut oder angebracht werden.

85. — Schlepperhaspelförderung mit offenem Seil. Bei der Schlepperhaspelförderung mit offenem Seil genügt es, den Wagen oder den Wagenzug an das Seil anzuschlagen und ihn vorzuziehen. Das Leerseil muß dann von Hand an die Ausgangsstellung zurückgebracht werden, weshalb sich diese Förderart nur für verhältnismäßig kurze Entfernungen eignet. Sie ist an Lade- und Kippstellen sehr verbreitet und wird auch zum Vorziehen von Vollzügen zuweilen in Füllörtern benutzt. Auch in Streckenvortrieben findet sie sich. Eine Förderung mit offenem Seil ist auch der Betrieb mit tragbaren, etwa 50 kg wiegenden „Wanderhäspeln" in wenig belasteten Strecken.

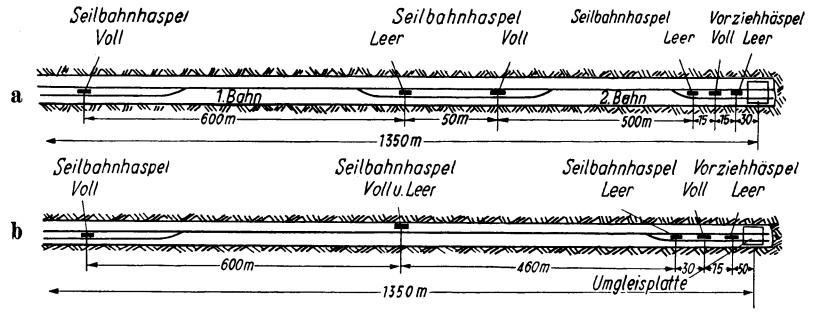


Abb. 299a u. b. Beispiele für die Organisation der Schlepperhaspelförderung mit Seil und Gegenseil in flacher Lagerung.

86. — Die Schlepperhaspelförderung mit Seil und Gegenseil ist das vorherrschende Schlepperhaspelförderverfahren im westdeutschen Steinkohlenbergbau. Sie wird in der flachen Lagerung selten oder nur zur Materialförderung benutzt; in der steilen Lagerung wird sie für etwa 15% der Förderung angewandt, und zwar in den Abbaustrecken und Ortsquerschlägen. Im starken Wettbewerb mit ihr stehen die Abbaulokomotiven und neuerdings kurvengängige Stahlgliederbänder und die Bandzugförderung.

Eine sehr leistungsfähige Organisationsform[1] zeigt die Abb. 299a. Hier sind zwei Haspelpaare angeordnet. Die beiden Häspel des ersten Paares stehen 600 m auseinander, die des zweiten Paares in einer zunehmenden Entfernung, z. Z. 500 m. Die äußerste Entfernung ist durch die größte auf einem Haspel aufzuwickelnde Seillänge von 600 m gegeben. Die beiden benachbarten Häspel beider Paare (Mitte des Bildes) stehen etwa 50 m auseinander, da die jeweiligen Züge von 30—35 Wagen um Zuglänge durch Anschlagen des Zugseils an das rückwärtige Zugende vorgezogen werden können und alsdann erst mit dem bereitliegenden Zugseil der äußeren Häspel verbunden zu werden brauchen. An der am Ende des zweiten Streckenabschnitts befindlichen Ladestelle sind noch zwei Vorziehhäspel zum Bewegen der leeren und vollen Wagen angeordnet. Bei einer Leistung

[1] Koepe, F.: Kritische Untersuchungen über die Förderung mit Schlepperhäspeln. Bergbau-Rdsch. 1950 S. 271.

von 15 PS je Haspel und einer mittleren Geschwindigkeit von 1,5 m/sek lassen sich auf diese Weise je Schicht etwa 20 Züge zu je 35 Wagen von 875 l Inhalt fördern, also insgesamt 700 Wagen. Diese Förderleistung wird bei einer Förderlänge von 600 m (zuzüglich einer doppelten Vorziehlänge eines Zuges von 50 m) erreicht. Sie nimmt bei größeren Entfernungen nicht weiter ab, da die Züge zwischen den beiden Haspelpaaren gleichzeitig laufen. Die Dauer eines hin- und hergehenden Förderzuges ist durch die Dauer der doppelten Fahrzeit zwischen dem am weitesten auseinanderstehenden Haspelpaar zuzüglich einer zweimaligen Durchziehzeit bestimmt.

Anders ist es bei der Organisationsform der Abb. 299b. Hier steht in der Mitte nur ein Haspel, der nacheinander als Voll- und Leerhaspel dient. Hierdurch werden Maschinen- und Lohnkosten gespart, jedoch zu Lasten einer geringeren Förderleistung. Der Fördervorgang geht hier folgendermaßen vor sich: Durch einen Vorschieber wird der von der Lokomotive gebrachte Leerzug so weit vorgedrückt, daß der erste Wagen den links gezeichneten Schlepperhaspel erreicht. Hier liegt das Zugseil des Mittelhaspels, der den Zug so weit vorzieht, bis sich der letzte Wagen auf seiner Höhe befindet. Der erste Wagen steht dann 50—60 m rechts dieses Haspels, und zwar dort, wo das Zugseil des rechts gezeichneten Haspels liegt. Dieser fördert den Zug dann bis zur Ladestelle, während das bisher als Zugseil benutzte Seil als Gegenseil nachgezogen wird. Mit diesem kann von der Ladestelle der Vollzug von dem Mittelhaspel herausgeschleppt werden, der anschließend von dem links gezeichneten Haspel übernommen wird.

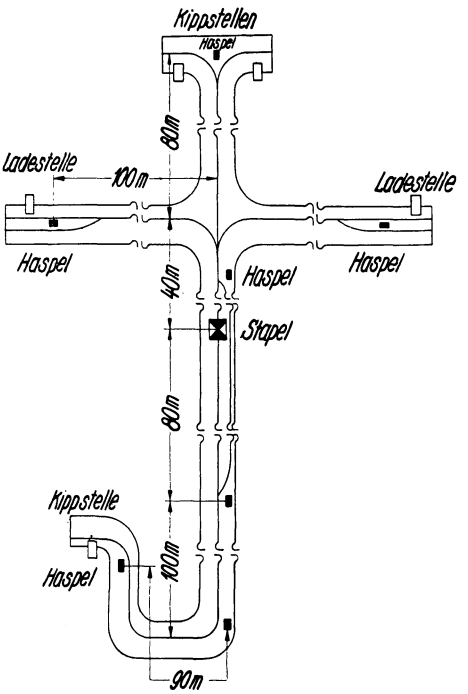


Abb. 300. Schlepperhaspelförderung in steiler Lagerung.

Die Züge fahren bei dieser Organisationsform in den hintereinandergeschalteten Streckenabschnitten nicht gleichzeitig. Bei zwei oder drei gleich langen Abschnitten ist also die Fahrzeit zwei- oder dreimal so hoch und die Leistung nur etwa halb oder ein Drittel so hoch wie bei einem einzelnen Streckenabschnitt. Diese geringe Leistung genügt aber häufig, so daß man die in Abb. 299b dargestellte Organisationsform in Strecken, in denen wegen zahlreicher Kurven mehrere Häspel aufgestellt werden müssen oder für Zwecke der Materialförderung, häufig findet. Das Schema einer Schlepperhaspelaufstellung in den Abbaustrecken und einem Ortsquerschlag einer Bauabteilung der steilen Lagerung ist in Abb. 300 wiedergegeben.

Bei der obigen Beschreibung war angenommen worden, daß die Häspel durch einen Bedienungsmann ständig besetzt sind. Bei geringeren Ansprüchen an die Förderleistung ist es jedoch möglich, die Förderung durch Kolonnen vornehmen zu lassen, die mit den Zügen wandern und ihr Herein- und Herausziehen besorgen. Diese Leute können für eine Strecke fest eingeteilt sein oder auch als „fliegende" Förderkolonnen die Förderung mehrerer Strecken übernehmen. Auch kommt es in der steilen Lagerung häufig vor, daß die Bedienung der Ladestelle, sobald der Zug gefüllt ist, den Schlepperhaspel-Förderbetrieb übernimmt.

87. — Betriebliche Voraussetzungen und Wirtschaftlichkeit. Voraussetzung für eine leistungsfähige Schlepperhaspelförderung mit Seil und Gegenseil ist ein guter Zustand der Strecken und des Gestänges. Ein Entgleisen der Wagen und eine Behinderung durch vorstehende Ausbauteile müssen unbedingt vermieden werden. Auf die Streckenunterhaltung ist daher besonders zu achten. Das Fördermittel selbst ist robust und billig.

Eine hohe Förderleistung, zu der die Schlepperhaspelförderung technisch fähig ist, kann allerdings nur unter hohem Schichtenaufwand erreicht werden. Die Förderung mit Abbaulokomotiven ist daher bei größeren Fördermengen billiger. Für die Bandförderung trifft das gleiche zu, insbesondere wenn man in Betracht zieht, daß sie die Einrichtung ortsfester sowie mechanisierter Ladestellen begünstigt und die Wagenumlaufzahl erhöht, die Zahl der je Schachtanlage erforderlichen Förderwagen also vermindern hilft.

Bei mittleren und geringen Fördermengen, wie dies vielfach in der steilen Lagerung des Steinkohlenbergbaus und für die Materialförderung in der flachen Lagerung zutrifft, ist der Schlepperhaspel auch in Zukunft ein geeignetes Fördermittel. Es ist dies um so mehr der Fall, als er sehr anpassungsfähig ist und, wie bereits ausgeführt, ohne besondere Fördermannschaften auszukommen erlaubt. Schließlich ist es sogar möglich, nicht mit ortsfesten, sondern mit Wanderhäspeln zu arbeiten.

88. — Schlepperhaspelförderung mit Vorder- und Hinterseil. Die Förderung mit Vorder- und Hinterseil einer Antriebsmaschine mit zwei Trommeln und einer Umkehrrolle ist im britischen Steinkohlenbergbau als Hauptstreckenfördermittel weitverbreitet und dort zu einem höchst beachtlichen technischen Stand entwickelt worden. Sie paßt sich an die mehr oder weniger geringfügigen Änderungen in der Neigung der in den meist sehr flach gelagerten Flözen aufgefahrenen Hauptstrecken vorzüglich an und ist auch in der Lage, Kurven zu durchfahren. Je nach dem Zustand der Strecken und des Gestänges wird mit Zügen von 20—60 Wagen und mit Geschwindigkeiten von 10—20 km/h gefahren.

In söhlig aufgefahrenen Hauptstrecken ist die Lokomotivförderung dieser Seilförderung jedoch wesentlich überlegen. Im westdeutschen Steinkohlenbergbau findet sich die Schlepperhaspelförderung mit Vorder- und Hinterseil, auch Pendelförderung genannt, zuweilen zur Materialförderung in Abbaustrecken. Der Wagen wird an beiden Enden an das Förderseil angeschlagen. Die aus zwei Trommelhäspeln oder einem Doppeltrommelhaspel bestehende Antriebsmaschine wird am Streckeneingang aufgestellt.

Am Streckenende, also vor Ort, ist eine fliegende Rolle angebracht. In einer nach der Stunde aufgefahrenen Abbaustrecke können auf diese Weise Entfernungen bis zu 1000 m überbrückt werden, wobei die gesamte Strecke mit nur einem Mann Bedienung in einem Zuge durchfahren werden kann. Die bei der Schlepperhaspelförderung mit Seil und Gegenseil in Sätteln und Mulden vorgeschriebenen Sicherungen können hier fortfallen, da ein Vorlaufen der Wagen nicht möglich ist. Auch zur Auffahrung von Abbaustrecken für den Rückbau ist Pendelförderung geeignet[1].

89. — Die Kosten der Schlepperhaspelförderung hängen, abgesehen von der Fördermenge, in der Hauptsache von den Lohn- und Druckluftkosten ab. Die Lohnkosten treten dann stark zurück, wenn die Bedienungsleute zugleich an der Lade- und Kippstelle beschäftigt sind. Der Seilverschleiß wächst mit zunehmender Zahl der Streckenkrümmungen und kann außerdem durch nachlässige Behandlung erheblich vergrößert werden; hier ist besonders das rasche Straffziehen des durchhängenden Seiles beim Anfahren von Übel.

Die Anschaffungskosten betragen beispielsweise für eine Strecke von 200 m Länge und 3 Krümmungen und Zwei-Haspel-Betrieb:

2 Häspel 12,5 PS je 3000 DM	6000 DM
400 m Seil 10 mm ⌀ 1 DM/m	400 DM
3 Kurvenrollen je 140 DM	420 DM
	6820 DM

Die täglichen Betriebskosten stellen sich dann etwa wie folgt:

Tilgung und Verzinsung bei 5jähriger Lebensdauer	4,60 DM
Seilverschleiß	8,— DM
Instandhaltung jährlich 15% des Neuwertes	3,— DM
Luftverbrauch (60 m³/PSh zu 0,6 Pfg/m³) bei täglich 3 Betriebsstunden und 10 PS Durchschnittsbelastung	21,60 DM
Löhne für 2 Schichten täglich einschließlich sozialer Lasten	46,— DM
	83,20 DM

Wird mit einer Durchschnittsgeschwindigkeit von 0,9 m/sek auf einer durchschnittlichen Länge von 200 m mit Zügen von 20 Wagen gefahren, deren jeder 0,8 t Kohlen faßt, und rechnet man für die Pausen an den Endpunkten je 4 min = 240 sek, so ergibt sich bei $20 \cdot 0{,}8 = 16$ t Kohle je Zug eine Stundenleistung von $\frac{3600 \cdot 16}{2\left(\frac{200}{0{,}9} + 240\right)}$ = rd. 60 t, wobei auf die reine Förderzeit nur $\frac{3600 \cdot 200 : 0{,}9}{200 : 0{,}9 + 240} = 1730$, also annähernd $^1/_2$ Stunde, entfallen würde. In den für den Luftverbrauch angenommenen 3 Stunden reiner Förderzeit könnten also $6 \cdot 60$ t = 360 t gefördert und $360 \cdot 0{,}2 = 72$ ntkm geleistet werden. Die Kosten je ntkm stellen sich in diesem Beispiel also zu 1,15 DM und die Förderkosten je t Kohle zu 23 Dpf.

Bei schlechterer Ausnutzung liegen, solange besondere Bedienungsleute erforderlich sind, die Kosten höher, bei besserer Ausnutzung, insbesondere bei gleichzeitiger Kohle- und Bergeförderung, dagegen wesentlich unter den angegebenen Werten.

2. Förderung mit endlosem Zugmittel.

90. — Arten der Förderung mit endlosem Zugmittel. Die Förderung mit endlosem Zugmittel ist eine Art der Hauptstreckenförderung, deren Bedeutung sehr abgenommen hat.

[1] WEFERS, H.: Vergleich zwischen Pendel- und Bandförderung. Glückauf 1941 S. 525; — ferner E. ANDERHEGGEN: Stand und Entwicklungsmöglichkeiten der Abbauförderung. Bergbau-Archiv Bd. 1 (1946) S. 146.

Es sind zwei Arten dieses Förderverfahrens gebräuchlich, und zwar die Förderung mit schwebendem Seil oder mit schwebender Kette.

Bei Förderung mit schwebendem Seil werden entweder einzelne Wagen oder kurze Wagenzüge, bei schwebender Kette dagegen meist nur einzelne Wagen angeschlagen. In jedem Falle handelt es sich um eine Streckenförderung mit Ringbetrieb auf zwei Gleisen, wobei das Zugmittel — Seil oder Kette — dauernd in der gleichen Richtung umläuft. Der eine Trum dient dabei zur Hinfahrt (Leertrum), der andere zur Rückfahrt (Volltrum).

α) Förderung mit schwebendem Seil ohne Ende.

91. — Das Zugseil. Als Zugseile werden Stahldrahtseile mit Hanfseele verwendet, und zwar haben sich Gleichschlagseile aus 6 Litzen von je 7 oder von je 19 Drähten am besten bewährt. Ihr Durchmesser liegt zwischen 13 und 32 mm. Drallfreie Truley-Seile sind teurer, aber haltbarer. Auch die teureren Seale-Seile haben sich wegen ihrer Haltbarkeit eingeführt.

Zum *Antrieb* werden durch Elektromotoren bewegte Treibscheiben, Schuhketten und Klemmscheiben benutzt, die an einer der Endstationen aufgestellt werden.

Bei den *Treibscheiben* wird das Seil lediglich durch Reibung zwischen Seil und Scheibe mitgenommen. Zur Erhöhung der Reibung und zur Schonung des Seiles — der Seilverschleiß hat einen wesentlichen Anteil an den Förderkosten — wird der schwalbenschwanzartig ausgearbeitete Rillengrund der Treibscheiben mit Holz, Leder, Alubecorit oder gepreßten Baumwollgeweben gefüttert.

Die einrillige Treibscheibe mit halbumschlungenem Umfang sollte man soweit als möglich bevorzugen und ihren Anwendungsbereich durch Erhöhung der Reibungsziffer und des Spanngewichtes erweitern. Eine häufige Art, den Umschlingungswinkel zu vergrößern, besteht in der Anordnung einer weiteren Scheibe vor der Antriebsscheibe, durch die das ablaufende Seil gekreuzt wird. Nachteilig ist hierbei allerdings, daß das Seil einer dreimalig entgegengesetzten Biegebeanspruchung ausgesetzt wird.

Muß der Umschlingungswinkel noch mehr vergrößert werden, so kommen mehrrillige, und zwar meist zweirillige Treibscheiben oder der Zweischeibenantrieb in Betracht. Zwei einrillige Treibscheiben sind vor allem für waagerechte Achsen beliebt. Auch kann mit ihnen die Spannvorrichtung verbunden werden, so daß die Umkehrstation nur eine feste Scheibe zu erhalten braucht. — Alle Antriebe mit mehr als einer Treibrille bewirken jedoch ungleiche Beanspruchungen, und die Rillendurchmesser ändern sich ungleichmäßig. Eine Aushilfe besteht darin, die höher belastete Seilscheibe mit härterem Futter zu versehen. Am besten sind Ausgleichsgetriebe, wie sie von den Firmen Hasenclever, Düsseldorf, und Heckel, Saarbrücken, geliefert werden, die den Treibscheiben eine selbständige Bewegung gestatten, ohne ihre Verbindung mit dem Antrieb aufzuheben. Sie lohnen sich allerdings nur für große Anlagen.

Der *Schuhkettenantrieb* nach Ohnesorge ist aus Versuchen mit der Parabolscheibe hervorgegangen, bei der zwar ein hoher Reibungswert durch mehrfache Umschlingung des Seiles erreicht wurde, das Seil jedoch starkem Verschleiß ausgesetzt war, da die Seilwindungen nach der Mitte der Parabol-

scheibe ruckweise abgleiten und die Seile sich auch untereinander reiben. Beim Schuhkettenantrieb (Abb. 301) liegt das Seil in mehreren Umschlingungen nicht unmittelbar auf der Trommel, sondern auf einem endlosen Rollband. Dieses besteht aus einer Kette von „Schuhen", die in Abb. 301 nicht wiedergegeben sind. Sie sind mit Nasen versehen, die in Nuten der Trommel eingreifen. Wird die Schuhkette gedreht, so will sie nach der Seite abwandern. Durch einen Trommelrand, der sich nicht mitdreht, wird dieses Wandern verhindert, so daß das Seil immer an der gleichen Stelle auf die Seilrille der Schuhkette auflaufen kann[1].

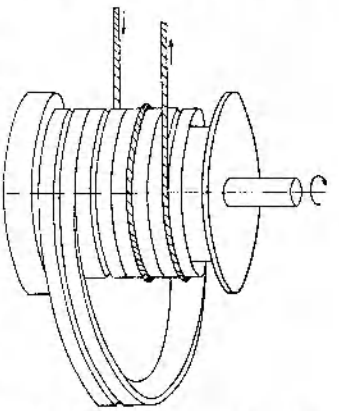


Abb. 301. Schuhkettenantrieb nach Ohnesorge.

Die *Klemmscheiben* sind einrillige Treibscheiben, in deren Rille zangenartige Klemmvorrichtungen angebracht sind. Sie schließen sich durch die Seilspannung und klemmen dadurch das Seil auf einen Umschlingungswinkel von 180° mit einer Wirkung vom 6—15fachen Betrag der toten Spannung im Leerseil fest. Wenn auf der Ablaufseite das Seil die Scheibe verläßt, bewirken Federn das Öffnen der Klemmen. Die bekannteste Bauart ist die Karlik-Scheibe der Firma Heckel, Saarbrücken. Abb. 302 zeigt zwei Schnitte in geöffnetem und geschlossenem Zustand.

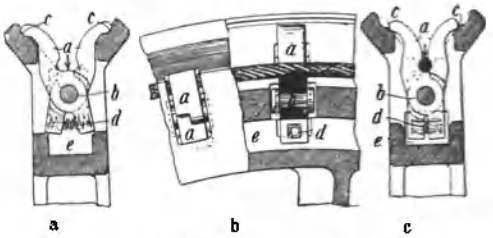


Abb. 302. Schnitt und Seitenansicht der Karlik-Scheibe.

Die Spannscheibe hat die Aufgabe, dem Seil eine auf beide Trume gleichmäßig verteilte Vorspannung zu geben, damit auch unter ungünstigen Umständen und bei den unvermeidlichen Betriebsunregelmäßigkeiten der Antrieb noch sicher durchzieht. Damit das Spannen des Seils selbsttätig vor sich geht und die Anlage möglichst lange ohne Verkürzen des Seils auskommen kann, werden die Spannrollen auf Schlitten oder einem kleinen Wagen verlagert (Abb. 303). An ihnen ist über eine Kette ein Gewicht befestigt, das sich unter Tage in einem kleinen Gesenk bewegt. Bei Längung des Seils kann das Gewicht von Hand oder mittels Winde hochgehoben und umgesteckt werden.

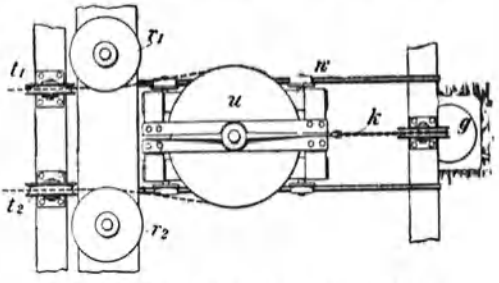


Abb. 303. Spannwagen mit Gegengewicht.

[1] Heidebrock, E.: Fördertechnik für Massengüter, Bd. 1. Halle: Knapp, 1952.

Die Spannvorrichtung dient auch als Pufferung bei ungewöhnlich hohen Belastungen, wie sie bei Wagenentgleisungen auftreten können. Sie am Antrieb anzuordnen hat daher den Vorteil, daß der Bedienungsmann aus einer starken Bewegung der Seilspannvorrichtung eine Förderstörung erkennen und den Antrieb abstellen kann, was bei Verwendung von Seilschloßmitnehmern die einzige Sicherung gegen Seilbruch ist. Man kann sie aber auch an einem Zwischenpunkt oder an der Endstation vorsehen.

92. — Mitnehmer. Als Kuppelvorrichtungen oder Mitnehmer können *Gabelmitnehmer* oder *Zugketten mit Seilschlössern* u. dgl. dienen. Die letzteren werden in den Bodenring des Wagens eingehängt und bieten daher den Vorteil, daß sie keinen Mitnehmerbügel am Förderwagen erfordern. Außerdem gewährleisten sie eine größere Schonung des Seiles auch bei stärkerer Belastung, da dieses glatt bleibt und der Angriff mit größerer Fläche erfolgt. Seilschlösser sind namentlich für Strecken mit einer Neigung von mehr als 10°, insbesondere für Bremsberge mit endlosem Seil geeignet, in denen Gabelmitnehmer zu stark beansprucht werden und auch die Seile durch sie sehr leiden würden. Auch für die Gruppenförderung mehrerer Wagen sind sie geeigneter. Nachteilig ist bei den Zugketten, daß sie das Seil nicht tragen helfen.

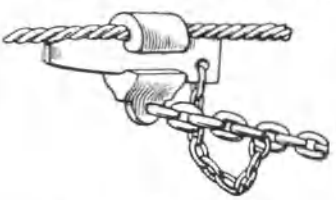


Abb. 304. Keilseilschloß.

Den *Seilschlössern* mit Ketten liegt in der Regel der Gedanke des Festziehens des Schlosses durch die Last selbst infolge einer Keil-, Hebel- oder Exzenterwirkung zugrunde. Am verbreitetsten ist das Keilseilschloß, das in Abb. 304 wiedergegeben ist. Auch die einfache Kette hat sich bewährt. Sie wird lediglich einige Male um das Seil geschlungen, wobei das freie Ende dann mittels eines Knebels mit einem Kettenglied verkuppelt oder mittels eines Hakens eingehängt wird.

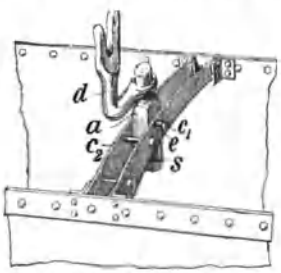


Abb. 305. Umklappbarer Gabelmitnehmer.

Einen umklappbaren *Gabelmitnehmer* zeigt Abb. 305. Die Gabel ist um den Bolzen *e* im Mitnehmerbügel des Wagens drehbar und trägt unten einen Schlitz *s*, kann also hochgezogen und dann umgeklappt und auf die Anschläge c_1 c_2 gelegt werden. Solche Mitnehmer bleiben dauernd am Wagen, können also nicht verlorengehen. Sie sind leicht zu bedienen und werden in geraden Strecken mit mäßigen Neigungen vorgezogen.

93. — Trag- und Kurvenrollen. Bei regelmäßigem und verhältnismäßig kurzem Abstand der Wagen kann das Seil allein durch die Wagen hochgehalten werden. Um Beschädigungen des Seils zu vermeiden, wird es bei großem Wagenabstand nötig, zwischen den Schienen breite Führungsrollen anzubringen. Unter Tage werden jedoch in der Regel Tragrollen benutzt, die auch die Aufgabe haben, dem Seil an den Zwischenanschlägen

die richtige Höhenlage zu geben und es vor dem Maschinenraum hochzuführen. Als Ausführungsbeispiel solcher Tragrollen sei die in Abb. 306 wiedergegebene Sternrolle erwähnt, von denen je eine an den Enden eines ausschwingbaren Doppelhebels gelagert ist. Auch parabolisch ausgebildete Rollen werden verwendet.

Als Kurvenrolle kann außer einer parabolischen Rolle die einfache Sternrolle dienen, von denen bei einer rechtwinkligen Krümmung neun notwendig sind, da der Ablenkungswinkel 10° nicht übersteigen soll. Krümmungen sollen einen Halbmesser von mindestens 6—10 m erhalten. Um keinen Anlaß zur Förderstörung zu geben, sucht man nach Möglichkeit die Streckenführung geradlinig zu halten.

Besondere Beachtung muß in Kurven der Wagenführung geschenkt werden. Die übliche Überhöhung der Außenschiene und eine Vergrößerung des Schienenabstandes genügen häufig nicht. Es sind dann Zwangsschienen in Gestängehöhe oder Gegenschienen oberhalb der Räder notwendig.

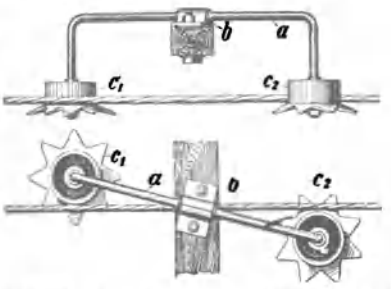


Abb. 306. Sternrollenpaar an drehbarem Bügel

94. — Anschlagpunkte. An den Anschlagstellen muß das Aus- und Einwechseln erleichtert werden, ohne den Durchlauf der bereits am Seil hängenden Wagen zu behindern. Dies geschieht für die vollen Wagen am besten durch Weichen, wobei es sich empfehlen kann, in dem der Zuführung dienenden Gestänge eine Sperrvorrichtung einzubauen. Die Einmündung von Zweigstrecken in eine Hauptstrecke zeigt Abb. 307. Für leere Wagen und bei geringen Fördermengen genügt es auch, Stahlplatten neben und zwischen das Gestänge zu legen. Auch in das Gestänge eingeordnete Kranzplatten sind geeignete Mittel.

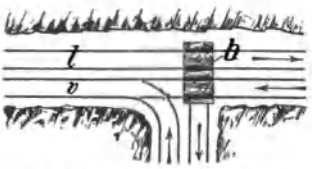


Abb. 307. Beispiel für die Einrichtung eines Anschlages bei Förderung mit endlosem Seil.

95. — Signalgebung. Für den Fall einer Entgleisung oder eines sonstigen Unfalles muß der Antrieb möglichst schnell stillgesetzt werden. Eine überall zu bedienende Signalanlage ist daher sehr wichtig. Bei kleinen Anlagen begnügt man sich mit Hupsignalen, die durch Ziehen an einem am Stoß verlegten Seil betätigt werden können. Empfehlenswerter ist eine optisch-akustische Signalgebung, da sie einfacher zu handhaben und betriebssicherer ist. Um die Auswirkung kleinerer Betriebsstörungen gering zu halten, sollte der Wagenabstand nicht unter 25 m gehalten werden.

96. — Lage der Antriebsmaschine und Verbindung der Seilbahn mit dem Füllort. Die Seilbahnmaschine steht entweder in der Förderstrecke selbst, d. h. an ihrem Ende, in einer seitlichen Erweiterung, in einer seitlichen Nebenstrecke oder in einem neben der Förderstrecke eigens ausgeschossenen Maschinenraum. In den letzterwähnten Fällen sind Um-

lenkscheiben notwendig. Ein Beispiel vom Kaliwerk Wintershall gibt die Abb. 308 wieder. Es zeigt eine Hauptseilbahn *I* und zwei Nebenseilbahnen *II* und *III* mit den rechtwinklig zu ihnen angeordneten Antrieben.

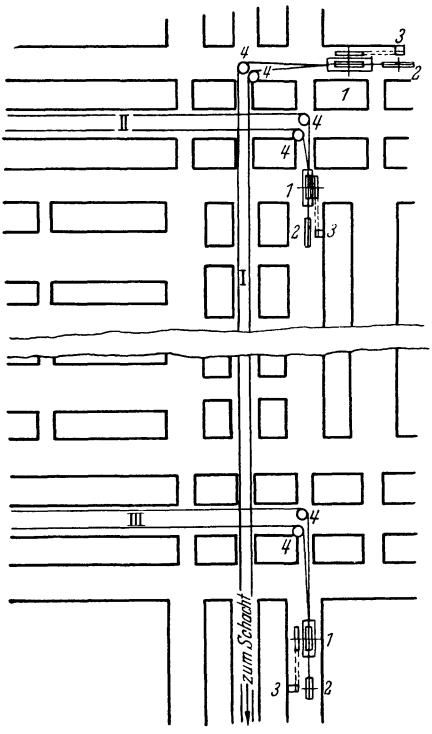


Abb. 308. Anordnung der Seilbahnen im Kaliwerk Wintershall.

Auch die durch die Seilbahn gewährleistete gleichmäßige Anförderung der Wagen macht eine gewisse Speicherung am Füllort notwendig, die allerdings nicht so groß wie bei Lokomotivförderung zu sein braucht. Man ist bestrebt, die Wagen mit der Seilbahn so nahe an den Schacht heranzubringen wie möglich. Wie Abb. 309 veranschaulicht, kann man sie in ausreichender Entfernung vom Füllort eine schiefene Ebene von z. B. 7,5% Steigung hinaufziehen. Die Wagen werden alsdann vom Seil abgeschlagen und laufen mit abnehmendem Gefälle weiter. Die kurze Leerseite ist ebenfalls mit Gefälle angelegt, an deren Ende die Wagen an das durch das Füllort und am Schacht leer vorbeigeführte Seil wieder angeschlagen werden.

97. — Kraftbedarf. Der Gesamtkraftbedarf errechnet sich aus der reinen Zugkraft für die Wagenbewegung und einem Zuschlag für die Bewegung des Seilgewichts, der Scheiben sowie der Trag- und Kurvenrollen. Sind die Krümmungen wenig zahlreich oder wenig scharf, so genügt ein

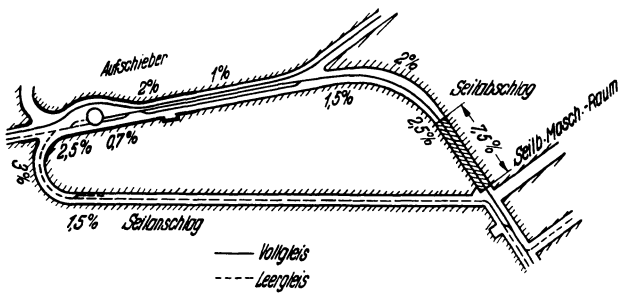


Abb. 309. Gestaltung des Füllortes bei Seilbahnbetrieb (nach SPACKELER).

Zuschlag von 15—20%, anderenfalls von 25—30%. Ist z. B. die reine Zugkraft $Z = 3500$ kg, so erhält man eine Gesamtkraft von $Z_1 = 1{,}2\,Z = 4200$ kg, woraus sich bei einer Fördergeschwindigkeit von 0,7 m/sek eine tatsächliche

Leistung der Antriebsmaschine von $N = \frac{4200 \cdot 0{,}7}{75} =$ rd. 40 PS ergibt. Die meisten Seilbahnantriebe unter Tage haben Leistungen von 15—50 kW. Als Antriebskraft wird durchweg Elektrizität benutzt.

98. — Größere Streckenförderanlagen. In größeren Gruben mit zahlreichen sich kreuzenden Hauptförderstrecken kommt man mit einer Seilbahn nicht aus. Es sind vielmehr mehrere Seilbahnen, meist mit getrenntem Antrieb, erforderlich. Das Kalibergwerk Wintershall in Heringen a. d. Werra z. B. hat 15 Seilbahnen mit einer Gesamtlänge von 28 km (Streckenlänge 14 km). Unter Benutzung von 2200-l-Wagen werden in zwei Schichten 9000 t Rohsalz gefördert. Die Streckenförderung geht in Zügen von 5—6 Wagen vor sich, wobei der erste und letzte Wagen mit Keilschloßmitnehmern an das Seil angeschlagen werden. Der Zugabstand beträgt 50 m. Für Betrieb und Unterhaltung der Seilbahn werden 160 Schichten je Tag benötigt.

Es ist auch möglich, eine Zubringerförderung in Nebenstrecken ohne besondere Antriebsmaschine an die Hauptförderung anzuschließen. Je nach den örtlichen Verhältnissen wird zu diesem Zweck eine zusätzliche leichte Treibscheibe am Antrieb der Hauptförderung befestigt, oder man sieht sie an der Endumführungsscheibe vor. Auch kann sie an einem beliebigen Punkt der Strecke vom Förderseil aus angetrieben werden.

99. — Kosten der Förderung mit Seil ohne Ende. Die Kosten der Seilförderung entfallen zu etwa $^2/_3$ auf die Bedienung und im übrigen auf die Antriebsmaschine, den Verschleiß der Seile, Mitnehmer, Trag- und Kurvenrollen. Ungünstig sind viele Krümmungen, Strecken mit quellendem Liegenden und Zubringerstrecken mit verhältnismäßig geringer Leistung. Auf kleineren Gruben kann mit einer Leistung von 25 t je Streckenfördermann, auf größeren Gruben mit 35—50 t, ausnahmsweise bis zu 90 t gerechnet werden[1].

Die auf den Tonnenkilometer entfallenden Kosten werden wie bei jeder maschinenmäßigen Anlage um so niedriger, je besser die Ausnutzung wird. Unter günstigen Bedingungen darf eine solche Förderung bei mittleren tkm-Zahlen nicht über 25 Dpf je ntkm kosten.

β) Förderung mit schwebender Kette ohne Ende.

100. — Besonderheiten der Kettenförderung. Wird statt des endlosen Seiles eine Kette benutzt, so bleibt die Gesamtanlage des Betriebes grundsätzlich die gleiche. Im einzelnen treten jedoch verschiedene Abänderungen ein.

Als Kette wird die *Gliederkette*, und zwar die unkalibrierte, langgliedrige Kette wegen ihrer im Vergleich zur kurzgliedrigen geringeren Anschaffungskosten bevorzugt. Kalibrierte Ketten werden nur für kurze Bahnen benutzt. Je nach den zu übertragenden Zugkräften liegen die Metergewichte zwischen 4 und 21 kg, die rechnerische Bruchfestigkeit schwankt zwischen 11 und 58 t. Man rechnet mit einer sechsfachen Sicherheit; bei kalibrierten Ketten, um ihre Längung auf ein Mindestmaß zu beschränken, mit einer achtfachen Sicherheit. Als Kettengeschwindigkeit wird meist 0,5—1,5 m/sek gewählt.

Unkalibrierte Ketten werden durchweg durch Reibung mittels Holz oder Gummi gefütterter *Treibscheiben* in Bewegung gesetzt, und zwar kommt

[1] Spackeler, G.: Lehrbuch des Kali- und Steinsalzbergbaus. Halle: Knapp 1950.

meist der Zweischeibenantrieb in Betracht. Für kalibrierte Ketten werden *Greiferscheiben* angewandt, also Kettenzahnräder, deren Zähne in die Kettenglieder greifen. Bei kleinen Anlagen sind die Zähne fest, bei größeren sind sie wegen der unvermeidlichen Kettenlängung mittels Gewinde nachstellbar eingerichtet. Die Kette umspannt die Greiferscheibe in einem Bogen von 180°. Zusätzliche Scheiben sind nicht notwendig. Der Antrieb ist daher kürzer und leichter als beim Reibungsantrieb.

Die Wagen werden in der Anfangsstation unter die hochgeführte Kette gefahren. Die Mitnahme der Wagen durch die Kette geschieht durch am oberen Rand der Stirn- und Rückseite angebrachte Mitnehmerbleche, die entsprechend stark ausgefüttert sein müssen und deren Aussparungen sich in je ein Glied der durchhängenden Kette legen. Die Kettenbahn sollte nie leer betrieben werden, auch ist für kurzen Abstand der Wagen Sorge zu tragen, da beim Durchhang der Kette die Schwellen durch die Bodenrollen nur wenig vor dem Verschleiß geschützt sind.

Als Beispiel für eine Hauptstreckenförderung mit Kettenbahnen sei auf das Kaliwerk Hattorf in Philippstal a. d. Werra verwiesen, wo eine Tagesförderung von rd. 10000 t in zwei Schichten durch insgesamt 20 Kettenbahnen von je 1000—1300 m Länge bewältigt wird. Je nach Kettenlänge, Steigung (bis 6%) und Fördermenge haben die Antriebe Leistungen von 15—100 kW. Der durchschnittliche Abstand der 2,45 t Rohsalz fassenden Wagen beträgt 8—10 m.

3. Beurteilung der Förderung mit geschlossenem Zugmittel.

101. — Vergleich zwischen Seil und Kette. Die *Antriebsmaschine* hat, da eine Kette etwa siebenmal so schwer ist wie ein gleich starkes Seil, bei der Kettenförderung eine bedeutend größere tote Last zu bewältigen, wird also entsprechend schwerer und teurer.

Die *Anschaffungskosten* einer Kette sind 4—5mal so groß wie diejenigen eines Seiles von gleicher Tragfähigkeit. Auf laufende Betriebskosten umgerechnet, gleicht dieser Unterschied sich jedoch großenteils wieder aus, da Seile nur in seltenen Fällen länger als 2 Jahre halten, wogegen eine Kette bei stärkerem Verschleiß einzelner Glieder deren Auswechselung ermöglicht, also nicht gleich im ganzen erneuert zu werden braucht, und infolgedessen bei Ketten Benutzungszeiten von 5 Jahren und mehr bekanntgeworden sind.

Für das *Anschlagen* der *Wagen* verdient die Kette wegen der einfachen Vorrichtungen für das Mitnehmen den Vorzug. Daher ermöglicht es die Kette auch, mit größerer Fördergeschwindigkeit (1,2 m in der Sekunde gegen 0,5—1 m beim Seil) zu arbeiten, weshalb bei der Kettenförderung ein kleinerer Wagenpark erforderlich ist, was sich namentlich bei größeren Förderlängen bemerkbar macht. Das Anschlagen der Wagen an Zwischenpunkten dagegen macht bei Kettenförderungen im Gegensatz zu Seilförderungen Schwierigkeiten. Da nämlich die Kette zwischen je 2 Wagen sehr tief hängt und schwer ist, muß sie an Zwischenanschlägen durch Tragrollen so hoch geführt werden, daß der Anschläger mit seinem Wagen darunter herfahren kann. Dadurch kommen aber sämtliche Wagen an diesen Stellen von der Kette los und müssen von Hand oder durch selbsttätigen Ablauf (mittels schiefer Ebene) wieder angeschlagen werden.

Ein gleichmäßiger *Wagenabstand* ist für die Kette in höherem Maße Erfordernis als für das Seil, da die Kette bei größerem Wagenabstand stark durchhängt und auf der Sohle schleift. Daraus ergibt sich, daß eine Kettenförderung für das Durchfahren von Kurven wenig geeignet ist. Da nämlich die Wagen in der Kurve von der schiefen Ebene mit ungleicher Geschwindigkeit ablaufen, wird durch jede Kurve der Wagenabstand derartig gestört, daß mehrere Kurven kaum zu überwinden sind. Außerdem erfordert jede Kurve bei der Kettenförderung meist einen besonderen Bedienungsmann.

Ketten sind in erster Linie dort am Platze, wo es sich um größere Fördermengen, also um große Geschwindigkeiten und geringe Wagenabstände handelt und wo wenig Kurven zu überwinden und keine Zwischenanschläge zu bedienen sind, ferner in allen Fällen, wo auf geneigter Bahn aufwärts (bis 20°) gefördert werden soll. Was die Förderlänge betrifft, so sind bei großen Längen sehr große tote Lasten in Gestalt des Kettengewichtes von der Antriebsmaschine zu bewältigen. Demgemäß umfaßt das Arbeitsgebiet der Kettenförderungen vielfach Anschlußbahnen oder zuweilen nur die zusammenfassende Weiterförderung der von mehreren Seilförderungen herangebrachten Wagen bis zum Schacht.

102. — Beurteilung der Förderung mit endlosem Zugmittel. Die Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende eignet sich für wellige Lagerung und für die Überwindung von Steigungen bis zu 10° (Seil) und 20° (Kette). Als „Dauerförderung" hat sie den Vorteil eines sehr gleichmäßigen Betriebes.

Daraus ergeben sich verschiedene Vorteile. Zunächst wird bei Seilförderungen die Bedienung einer größeren Anzahl von Zwischenanschlägen in einfacher Weise ermöglicht, da die von dort gelieferten Wagen ohne Unterbrechung des Betriebes lediglich mit dem Zugmittel gekuppelt zu werden brauchen. Ferner wird das Zugmittel auf seiner ganzen Länge ausgenutzt und dadurch schon bei mäßiger Geschwindigkeit eine hohe Leistung ermöglicht, die von der Länge des Förderweges unabhängig ist und lediglich durch die Seilgeschwindigkeit und den Wagenabstand bedingt wird. Sie beläuft sich je h bei Seilförderung auf 100—400 Wagen und bei Kettenförderung auf 100—600 Wagen.

Ein weiterer Vorzug dieses Förderverfahrens ist die geringere Raumbeanspruchung an den Endpunkten, da hier keine langen Wagenzüge aufzustellen und zu verschieben sind. Auch gestaltet sich die selbsttätige Schachtbedienung durch Schaffen von Höhenunterschieden einfacher als bei der Lokomotivförderung. Man kann am Füllort die vollen Wagen, indem man sie vorher eine schiefe Ebene hinaufzieht, mit Gefälle dem Schachte zulaufen und in vielen Fällen auch die leeren Wagen gleich am Schacht durch das Seil abholen lassen.

In ihrer Leistungsfähigkeit und Betriebssicherheit wird die Förderung mit endlosem Zugmittel jedoch in söhligen Strecken von der zudem meist billigeren Lokomotivförderung im allgemeinen übertroffen. Infolgedessen findet sie sich auf Steinkohlengruben nicht mehr. Im Braunkohlentiefbau und auf Kaliwerken mit flacher oder welliger Lagerung sowie auf einzelnen Erzgruben ist sie jedoch anzutreffen. Große Bedeutung haben dagegen auch im Steinkohlenbergbau die in Ziff. 218 behandelten Horizontal- und Anhebekettenbahnen an Füllörtern.

Im übrigen ist hier noch auf die Bemerkungen über die Anwendungsgebiete der Seil- und Lokomotivförderung in Ziff. 125 zu verweisen.

4. Lokomotivförderung.

103. — Allgemeines. Nach der Art des Antriebes unterscheidet man elektrische Lokomotiven, Diesellokomotiven und Druckluftlokomotiven. Elektrische Lokomotiven werden als Fahrdraht-, Akkumulator- sowie als Verbundlokomotiven ausgeführt.

Nach dem Verwendungsbereich werden Hauptstrecken-, Zubringer- und Abbaulokomotiven unterschieden. Eine genaue Abgrenzung ist vielfach nicht möglich, so daß das Produkt aus Dienstgewicht in t und Motorleistung in PS zur Kennzeichnung benutzt wird. Abbaulokomotiven haben eine Kennziffer unter 150, Zubringerlokomotiven eine Kennziffer von 150—300 und Hauptstreckenlokomotiven eine Kennziffer über 300.

Die nachstehende Zahlentafel gibt einen Überblick über die Verbreitung der einzelnen Lokomotivarten im Ruhrbergbau. Unter den Hauptstreckenlokomotiven steht die Fahrdrahtlokomotive an erster Stelle, es folgen die Druckluft-, die Diesel-, die Akkumulator- und Verbundlokomotiven. Bei den Abbaulokomotiven überwiegen die Akku- und Druckluftlokomotiven vor den Diesellokomotiven.

Anzahl der Grubenlokomotiven im Oberbergamtsbezirk Dortmund am 1.8.1954.

Lokomotivart	Stückzahl	Mittlere Leistung	Größte Leistung	Anteil in %
Hauptstreckenlokomotiven.				
Fahrdrahtlokomotiven	1253	36 kW	90 kW	46,5
Druckluftlokomotiven	887	30 PS	70 PS	32,9
Diesellokomotiven	414	50 PS	90 PS	15,3
Akkumulatorlokomotiven	135	34 kW	106 kW	5,0
Fahrdraht-Akku-Lokomotiven	8	—	52 kW	0,3
	2697			100,0
Zubringer- und Abbaulokomotiven.				
Akkumulatorlokomotiven	835	9 kW	26 kW	41,1
Druckluftlokomotiven	736	30 PS	40 PS	36,2
Diesellokomotiven	464	22 PS	50 PS	22,7
	2035			100,0

104. — Energiebedarf der Grubenlokomotiven[1]. Unter der Zugkraft einer Lokomotive versteht man die am Zughaken zur Verfügung stehende Kraft. Sie hängt ab von der Stärke der Lokomotive und ist begrenzt durch die Reibung zwischen Lokomotive und Schienen. Die Zugkraft kann bei Grubenlokomotiven 10—15% des Lokomotivgewichtes betragen. Die vom Motor der Lokomotive insgesamt auszuübende Kraft muß größer sein als die für die Bewegung der Förderwagen erforderliche Zugkraft, da Getriebeverluste und der Reibungs- und Anfahrwiderstand überwunden werden müssen. Der Reibungswiderstand beträgt 1—1,5% des Zuggewichtes.

[1] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950.

Er ist in den Kurven erheblich größer, doch übersteigt er für einen ganzen Zug den genannten Wert im allgemeinen nicht, weil nur wenige Wagen gleichzeitig die Kurve durchfahren.

Der Energiebedarf für die Beschleunigung beim Anfahren ist von um so größerer Bedeutung, je öfter der Zug unterwegs angehalten wird, weil dann zur Verringerung der Zeitverluste möglichst schnell wieder angefahren werden muß. Im allgemeinen kann mit einem Anfahrwiderstand gerechnet werden, der 20% größer als der Fahrwiderstand ist. Der Motor muß also so ausgelegt sein, daß er vorübergehend diese Leistung aufnehmen kann.

Da bei der Lokomotivförderung das Gewicht der Lokomotive mit zu bewegen ist, tritt eine Verringerung der Nutzleistung ein. Andererseits ist die Zugkraft vom Gewicht abhängig, da eine Lokomotive nur durch ihr Gewicht und den dadurch erzeugten Reibungswiderstand zwischen Rädern und Schienen in den Stand gesetzt wird, eine ausreichende Zugkraft auszuüben. Das Gewicht muß daher eine Größe haben, die zur Überwindung des gesamten Reibungswiderstandes des Wagenzuges und eines etwaigen Ansteigens der Strecke ausreicht. Die Leistung von schweren Maschinen ist aber nur dann voll ausnutzbar, wenn mit sehr langen Zügen, d. h. mit Zügen von wenigstens 100 Förderwagen von 1000 l Inhalt gefahren werden kann. Dies verbietet jedoch vielfach die Aufstellungsmöglichkeit in den Abteilungen. Anders ist es bei Großförderwagen unter der Voraussetzung einer Zuglänge von etwa 50 Wagen, die sich jedoch oft als nicht zweckmäßig erwiesen hat. Bei aus Großförderwagen bestehenden langen Zügen tritt als neues Problem das der Bremsung[1] auf, da die bewegte Masse sich wesentlich vergrößert und der Bremsweg durch Bremsung der Lokomotive allein zu lang zu werden droht. Das gleiche gilt auch für sehr lange aus Kleinförderwagen bestehende Züge. Besondere an die Lokomotive gekuppelte Bremswagen haben sich hier als brauchbares Mittel erwiesen. Das Bremsen erfolgt hierbei generatorisch, wobei eine Bremskraft bis zu 6000 kg auftritt.

Das Ansteigen wird bei Lokomotivförderung meist in Prozenten des Förderweges (also $x : 100$) ausgedrückt, so daß z. B. ein Ansteigen von 3% einem Wert von 3 : 100, d. h. einem Sinus von 0,03 entspricht. Das für die Lokomotivförderung noch zulässige Ansteigen geht bei Bahnen über Tage bis zu etwa 7% (entsprechend 4°), während man bei der untertägigen Förderung in Deutschland, im Gegensatz zu den Vereinigten Staaten, meist nicht über 3% hinausgeht. Im allgemeinen beträgt das Ansteigen 0,2—0,4%.

Bezeichnet man das Zuggewicht in kg mit G, den Fahrwiderstand mit μ in kg/t (vgl. Ziff. 54), die Steigung in $^0/_{00}$ mit s und die Anfahrbeschleunigung in m/sek² mit b, so errechnet sich die Zugkraft P in kg annähernd nach der Formel

$$P = G(\mu \pm s + 0{,}1 \cdot b).$$

105. — Die Fahrdrahtlokomotive. Zum Antrieb von Lokomotiven mit Oberleitung wird fast ausschließlich Gleichstrom benutzt, da der Gleichstrommotor, der als Reihenschlußmotor ausgeführt ist, infolge seiner guten Regelbarkeit die günstigsten Eigenschaften für den Lokomotivbetrieb besitzt. Namentlich beim Anlaufen vereinigt er geringe Geschwindig-

[1] Epping, G.: Die Zugbremsung unter Tage und die Ausführung der Bremsen von Grubenlokomotiven. Glückauf 1954 S. 1323.

keit mit großer Anzugskraft. Nur selten findet sich der Einphasenwechselstrommotor[1]. Infolge der großen Überlastungsfähigkeit des Elektromotors kann die Motornennleistung für die gleichmäßige Fahrt voll ausgenutzt werden, so daß sich mit Fahrdrahtlokomotiven eine größere Förderleistung erreichen läßt als bei Lokomotiven anderer Bauarten und gleicher PS-Zahl[2]. Die Lokomotiven werden meist mit zwei in Rollenlagern laufenden Motoren ausgerüstet, deren jeder durch Zahnradgetriebe eine Achse antreibt und die mit einseitigen Tatzenlagern federnd im Rahmengestell aufgehängt sind. Da sich bei Hintereinanderschaltung der Motoren die doppelte Anzugskraft, bei Parallelschaltung die doppelte Geschwindigkeit ergibt, sieht der Schaltplan für das Anfahren Hintereinander-, für die Streckenfahrt Parallelschaltung vor.

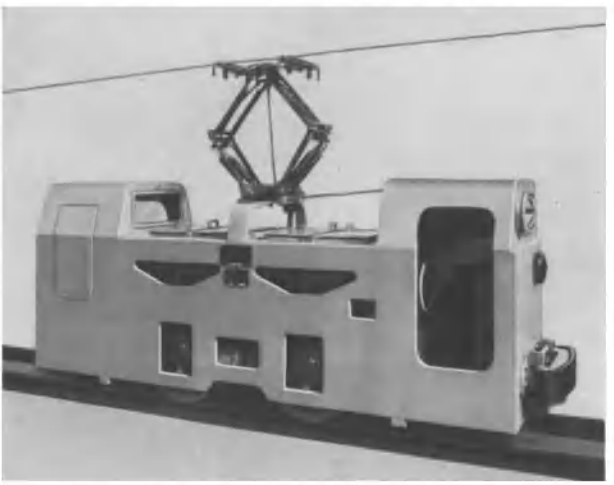


Abb. 310. Fahrdrahtlokomotive der Siemens-Schuckertwerke AG.

Das äußere Bild einer Fahrdrahtlokomotive zeigt Abb. 310 in der Ausführung der SSW. Die abgebildete Maschine entwickelt eine Leistung von 70 kW. Ihre Fahrgeschwindigkeit beträgt bis etwa 4 m/sek.

Zur Stromabnahme dienen Bügel- oder Scherenstromabnehmer, die durch einen Hebel oder ein Parallelogrammgerüst mit Federkraft gegen den Draht gedrückt werden (Abb. 311 und 312). Die Abnehmer sind meist mit Schleifstücken aus Hartkohle ausgerüstet. Wie Abb. 311 erkennen läßt, sind beim Bügelstromabnehmer die Schleifbügel in beiden Fahrtrichtungen beweglich angeordnet. Am einfachsten ist der Scherenstromabnehmer (s. Abb. 312), da er zur Vorwärts- und Rückwärtsfahrt in gleicher Weise geeignet ist. Zur Vermeidung oder Verringerung der Funkenbildung müssen beim Bügelstromabnehmer mindestens zwei Stromabnehmer vorhanden sein, damit beim Abspringen eines der beiden Abnehmer der Strom nicht unterbrochen

[1] Kuhlmann u. Boeke: Grubenlokomotiven für Einphasenwechselstrom. Glückauf 1949 S. 262.

[2] Rex, F.: Elektrische Grubenlokomotiven. Planung, Berechnung und Ausführung. Glückauf 1954 S. 945.

wird und kein Öffnungsfunke entsteht. Die Stromabnehmer sind isoliert. Durch Seilzug oder andere Vorrichtungen können sie vom Fahrdraht abgezogen werden. Auch durch Entspannung der Andruckfedern kann ein Niederlegen des Abnehmers bewirkt werden. Ferner gibt es Vorrichtungen für eine selbsttätige Entspannung der Federn bei Stromlosigkeit[1]. Ist der Fahrdraht durch einen Holzschutzkanal zur Verringerung der Berührungsgefahr verkleidet, so müssen Stangenstromabnehmer mit Schleifschuhen verwendet werden.

Als Fahrdraht dient Rillenkupferdraht, dessen Querschnitt genormt ist. Zur Verringerung der Funkenbildung ist federnde Aufhängung an keramischen oder ähnlichen Isolatoren besonders empfehlenswert. Am besten hat sich hierbei die Querdrahtaufhängung bewährt, bei welcher die Isolatoren an quer zur Streckenachse gespannten Drahtseilen befestigt werden, wodurch eine weiche und schmiegsame Federung erreicht wird. Daneben sind auch eine größere Anzahl von weiteren Isolatoren in Gebrauch, welche auch eine gewisse Federung gestatten. Verbreitet sind Gelenklaschen- und Ringfederaufhängungen.

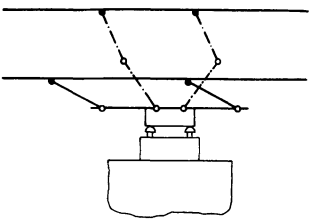


Abb. 311. Bügelstromabnehmer.

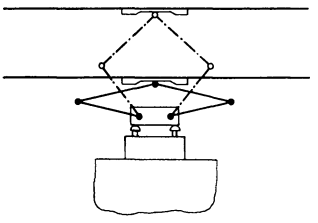


Abb. 312. Scherenstromabnehmer.

An seinem Ende wird der Fahrdraht bis unter die Streckenfirste geführt und hier in einem isolierten Spannschloß befestigt, das gleichzeitig den Fahrdraht straff spannt. Um beim Überfahren der Lokomotive über den Fahrdrahtbereich zwischen Stromabnehmer und Fahrdraht starke Funkenbildung zu vermeiden, sind besondere Vorrichtungen vorgesehen. Sie können in einem Streckenendschalter bestehen, der die letzten zehn Meter des Fahrdrahtes beim Überfahren des Schalters stromlos macht. Auch durch neben dem Fahrdraht angebrachte hölzerne Kufen können die Stromabnehmer vom Fahrdraht getrennt werden. Das Fahrdrahtende muß ferner durch Leuchten mit rotem Ring gekennzeichnet sein.

Zur Verminderung der Berührungsgefahr war die Fahrdrahthöhe früher auf 1,80 m über Schienenoberkante festgelegt, doch ist die Mindesthöhe heute vielfach größer und wird bei der bergbehördlichen Genehmigung in jedem Einzelfalle geregelt. Zwischen dem Fahrdraht und der Unterkante des Firstenausbaus ist ein Abstand von mindestens 0,30 m vorgeschrieben, damit der Fahrdraht gut vom Wetterzug umspült werden kann. Außerdem muß die Firste der Strecken, in denen Fahrdrahtlokomotiven fahren und der Abstand des Fahrdrahtes zur Streckenfirste weniger als 0,80 m beträgt, sorgfältig verschalt werden, damit dem Methan keine Gelegenheit gegeben

[1] Bauvorschriften für Grubenlokomotiven des OBA Dortmund vom 11. 6. 1954. Dortmund: Verlag Bellmann.

wird, sich in Auskesselungen anzusammeln. Die Rückleitung des Stromes erfolgt durch die Schienen, deren Stöße durch besondere stromleitende Verbindungen überbrückt werden oder geschweißt sind. Die Lokomotive stellt somit in ihrer jeweiligen Stellung den Stromschluß zwischen der Ober- und der Schienenrückleitung her. Außer einer guten Leitfähigkeit müssen die Schienenverbindungen eine möglichst geringe Empfindlichkeit gegen unruhige Sohle und entgleisende Wagen haben. Die meist gebräuchlichen Kupferleitungen werden daher in der Regel unter die Laschen gelegt und durch diese geschützt. Die beste Verbindung erzielt man durch Verschweißen der Schienen selbst, was vornehmlich in Strecken mit starker Förderung und ruhiger Sohle in Betracht kommt. Das Schweißen der Stöße ist als Lichtbogen-, Thermit- oder Autogenschweißung möglich. Während beim Thermitschweißen jedoch längere Betriebspausen durch Sperrung der Gleise entstehen, ist die Autogenschweißung auch während des laufenden Betriebes möglich, ohne daß die Stoßschweißung in der Güte beeinflußt wird. Eine Thermitstoßschweißung kostet etwa 30 DM.

106. — Elektrische Lokomotivförderung mit zweipoliger Oberleitung. Im Gegensatz zur einfachen Fahrdrahtförderung, bei der die Schienen zur Rückleitung des Stromes dienen, wird bei der doppelpoligen Fahrdrahtausführung der Strom in einem zweiten Oberleitungsfahrdraht zurückgeleitet, der in 400 mm Abstand vom Zuleitungsdraht in gleicher Weise isoliert aufgehängt ist[1]. Durch Stangenstromabnehmer, wie sie von Oberleitungsomnibussen bekannt sind, wird mittels eines Schleifschuhes aus Spezialkohle eine fast funkenfreie Stromabnahme ermöglicht. Die seitliche Beweglichkeit des Stromabnehmers ist so groß, daß von einer Doppelleitung aus zwei nebeneinanderliegende Gestänge befahren werden können.

Bei Weichen und Kreuzungen, an denen sich gegenpolige Leitungen kreuzen, sind elektromagnetische Steuerungen vorgesehen[2]. Ein Elektromagnet schiebt die Fahrdrähte, unter denen sich die Lokomotive der Weiche nähert, in die gewünschte Fahrtrichtung. Die Fahrdrahtzungen stellen mit Hilfe des Magneten und eines Winkelhebelgestänges die Fahrdrahtkreuzung um.

Durch die Isolierung der Hin- und Rückleitung ist angesichts der Unwahrscheinlichkeit, daß beide Drähte gleichzeitig berührt werden, die Gefahr von Unfällen durch Berührung der Leitungen praktisch ausgeschaltet. Auch die Streustromgefahr ist durch die Isolierung auch der Rückleitung beseitigt. Diesen sicherheitlichen und betrieblichen Vorteilen stehen zusätzliche Kosten gegenüber, die hauptsächlich durch den zweiten Fahrdraht und die Vorrichtungen an den Fahrdrähten bei Weichen und Kreuzungen verursacht werden.

107. — Der Betrieb mit Fahrdrahtlokomotiven. Hauptstreckenlokomotiven werden im allgemeinen für Leistungen von 30—100 kW gebaut.

---

[1] Altena, W.: Elektrische Grubenlokomotivförderung mit zweipoliger Oberleitung. Glückauf 1953 S. 1216.

[2] Stoll, H.: Ungesteuerte Weichen für zweipolige Oberleitungen unter Tage. Glückauf 1953 S. 223.

Wie die Zahlentafel auf S. 344 erkennen läßt, überwiegen noch Maschinen mit mittleren Leistungen von 30—40 kW. In den meisten Fällen ist die 70-kW-Maschine den größten Anforderungen gewachsen. Nur vereinzelt findet sich schon die 90-kW-Lokomotive. Da bei Fahrdrahtlokomotivförderung die Funkenbildung zwar verringert, aber nicht ausgeschaltet werden kann, gelten für schlagwettergefährdete Steinkohlengruben besondere Sicherheitsvorschriften[1].

So dürfen Fahrdrahtlokomotiven nur im Einziehstrom und nur in Strecken verkehren, in denen keine Grubengasansammlungen zu erwarten sind. Bei mehr als 0,3% CH_4 muß der Fahrdrahtbetrieb eingestellt werden, ferner muß in den Lokomotivstrecken zum Fortspülen von Grubengas die Wettergeschwindigkeit mindestens 1 m/sek betragen. Im Bereich des Abbaus ist ebenfalls eine Fahrdrahtförderung verboten, wobei der hinsichtlich der Ausgasung gefährliche Einwirkungsbereich durch einen Schutzbezirk festgelegt ist[2]. Hiernach darf während des Betriebes von Fahrdrahtlokomotiven bis 50 m oberhalb der Fahrdrahtstrecke und 200 m unterhalb von ihr kein Abbau umgehen (Abb. 313).

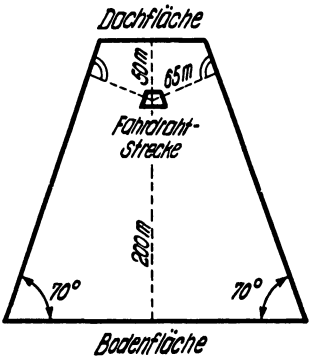


Abb. 313. Fahrdrahtschutzbezirk.

Bei Personenbeförderung in mit Fahrdrahtlokomotiven gezogenen Zügen müssen besondere Vorsichtsmaßnahmen gegen Berührungsgefahr getroffen werden. So muß in den Personenbahnhöfen der Fahrdraht mit Trennschaltern spannungslos gemacht werden können, wobei der jeweilige Zustand durch Signalleuchten zu kennzeichnen ist. In Fällen der Gefahr muß die Oberleitung in der Lokomotive oder in der Strecke spannungslos gemacht werden können. Diesen Zweck erfüllen die auf der Lokomotive angebrachten Kurzschließer, die durch absichtlichen Kurzschluß die Auslösung des Speiseschalters herbeiführen. Damit der Fahrdraht auch in der Strecke von Hand spannungslos gemacht werden kann, müssen mindestens alle 1000 m und an Abzweigstellen Trennschalter vorhanden sein, die mit Zugseilen betätigt werden.

Der Gleichstrom wird aus Drehstrom durch Umformer oder Gleichrichter erzeugt (s. Ziff. 109). Es kann dies zentral von einer Station in Schachtnähe aus geschehen, wobei weiter entfernt liegende Streckenabschnitte zur Verringerung des Spannungsabfalls durch besondere Zuleitungskabel, deren Querschnitt größer als der des Fahrdrahtes ist, gespeist werden. Oder es werden im Grubengebäude Gleichrichterstationen eingerichtet, die jeweils Streckenabschnitte von 1—3 km Länge versorgen.

108. — Die Akkumulatorlokomotive. Bei den Akkumulator- oder Speicherlokomotiven wird die elektrische Energie in Batterien mitgeführt. Der Fahrbereich der Akkumulatorlokomotive hängt demnach von der

[1] Vgl. R. Burgholz: Zur Behebung sicherheitlicher Bedenken gegen die Fahrdrahtlokomotivförderung in Hauptstrecken. Glückauf 1948 S. 292.

[2] Verfügung des OBA Dortmund vom 26. 8. 1949.

Kapazität der Batterie ab. Ähnlich wie bei den Fahrdrahtlokomotiven kommen für den Antrieb nur Gleichstrommotoren, und zwar Reihenschlußmotoren, in Betracht. Auch die Schaltung und Steuerung ähnelt denen der Fahrdrahtlokomotiven. Die Firma H. Bartz K.-G. in Dortmund erzielt neuerdings bei Akkumulatorlokomotiven eine stufenlose Regelung durch eine hydraulische Steuerung[1]. Auch ist eine generatorische Nutzbremsung möglich, so daß Energie an die Batterie abgegeben wird.

Der Kraftverbrauch der Akkumulatorlokomotiven ist wegen der Verluste im Akkumulator größer als bei der Fahrdrahtlokomotive, doch wird dieser Unterschied durch die Leitungsverluste im Fahrdraht z. T. wieder ausgeglichen. Wegen der begrenzten Speicherfähigkeit erfolgt die Steuerung der Motoren ohne Fahrwiderstände durch Nockenschalter, die ein verlustloses Anfahren und Regeln ermöglichen. Zum Öffnen und Schließen der einzelnen Fahrstufen, welche die Batterien parallel und hintereinander schalten, dienen Einzelschütze, die durch Nocken gesteuert werden. Durch

Abb. 314. Akkumulatoren-Hauptstreckenlokomotive der Fa. Bartz.

diese verlustlose Regelung ist es möglich, etwa 15–25% Batterieenergie, die sonst von den Fahrwiderständen vernichtet wird, einzusparen.

Die Lebensdauer einer Batterie (s. Ziff. 109) ist bei hohen Entladeströmen niedriger als bei geringen. Aus diesem Grunde wird im Gegensatz zur überlastbaren Fahrdrahtlokomotive die Motorleistung bei Akkumulatorlokomotiven nicht für gleichmäßige Fahrt, sondern für eine höhere Belastung berechnet.

Akkumulatorlokomotiven werden bis zu 106 kW Leistung gebaut. Abb. 314 zeigt eine Akkumulatoren-Hauptstreckenlokomotive der Firma Heinrich Bartz, Dortmund, mit einer Motorleistung von 52 kW/71 PS. Das Arbeitsvermögen der Batterie beträgt bis 145 kWh bei einem Gesamtzuggewicht von 160 t. Die Fahrgeschwindigkeit erreicht 15 km/h. Da die Streckenprofile Breite und Höhe der Lokomotive beschränken, kann bei einer zweiachsigen Bauart die erforderliche Motorleistung für eine Hauptstreckenlokomotive meist nicht untergebracht werden. Um jedoch die Leistungen der Fahrdrahtlokomotiven zu erreichen, werden, wie Abb. 314 zeigt, vierachsige, viermotorige Lokomotiven notwendig. Es sind also Doppel-

[1] Gröning, J.: Die elektrische Lokomotive mit hydraulischer Steuerung. Glückauf 1954 S. 985.

lokomotiven mit zwei gleichen, elektrisch und mechanisch gekuppelten Lokomotivteilen.

Eine sichere Kontrolle der Batterie während des Betriebes ermöglichen Entladeanzeiger.

Um die Lokomotive nicht während der Ladezeit außer Betrieb setzen zu müssen, wird die Batterie lösbar auf ihr befestigt und nach Entladung gegen eine Wechselbatterie ausgetauscht. Es ist damit zugleich der Vorteil verbunden, das Laden der Batterie zu einer für die Stromentnahme günstigen Zeit vornehmen zu können. Unter Berücksichtigung der gesamten Maschinenverluste, der Umsetzverluste in der Batterie und der Verluste in den Ladeeinrichtungen ist mit einem spezifischen Energieverbrauch von durchschnittlich 0,08 kWh je brtkm aus dem Drehstromnetz zu rechnen.

109. — Batteriebauarten und Ladestation. Die Akkumulatoren für Grubenlokomotiven sollen bei möglichst geringem Gewicht große Kapazitäten besitzen, um ein Auswechseln der Batterien während der Schicht zu vermeiden. Die Wirtschaftlichkeit der Akkumulatoren hängt davon ab, wie viele Entladungen sie bis zum Ersatz der positiven und negativen Platten gestatten.

Es werden vorwiegend Bleiakkumulatoren mit Gitter- und Panzerplatten, selten Stahlakkumulatoren mit Elektroden aus Nickel-Kadmium verwendet[1].

Die *Gitterplattenbatterien* sind auf Grubenlokomotiven am häufigsten anzutreffen. Die positiven und negativen Platten bestehen aus einem engmaschigen Hartbleigitter, dessen Felder mit der aktiven Masse (Bleioxyd) ausgefüllt sind. Die Platten sind in schlagfesten Hartgummikästen untergebracht. Die einzelnen Zellen stehen in Eisentrögen, die entsprechend den Vorschriften mit Schiebedeckeln und Plattenschutzpaketen ausgestattet sind. Die Lebensdauer der positiven Platte beträgt 300—350 Entladungen, die der negativen Platten etwa das Doppelte. Die Lebensdauer der Gitterplattenbatterie kann erhöht werden, wenn Glaswolle zwischen die einzelnen Platten als Scheider eingebracht ist, weil sich die wirksame Masse dadurch besser auf den Platten hält. Die Glaswollscheiderbatterie läßt sich jedoch nicht wie die gewöhnliche Gitterplattenbatterie auswaschen, so daß sie nur bei sorgfältiger Wartung eine größere Lebensdauer erreicht.

Bei *Panzerplattenbatterien* bestehen die positiven Platten aus geschlitzten Hartgummiröhrchen, in denen sich die aktive Masse befindet. In der Mitte der Röhrchen verlaufen Bleistäbe, die den Strom ableiten. Die Bleistäbe sind oben und unten durch Querstäbe zu Platten verbunden. Als negativer Pol dient eine Gitterplatte. Die Lebensdauer beträgt für beide Plattenarten 1200—1400 Entladungen. Die Panzerplattenbatterie hat aber bei gleichem Rauminhalt nur 75% der Kapazität der Gitterplattenbatterie.

Der *Stahlakkumulator* besteht aus einzelnen Röhrchen, die aus fein gelochtem vernickeltem Stahlband gezogen sind, in die die wirksame Masse eingebettet ist. Als negative Platten dienen flache rechteckige Behälter aus vernickeltem Stahlblech. Die Lebensdauer der Stahlbatterien liegt bei 4000 Entladungen. Für Grubenlokomotiven wird die alkalische Batterie bisher wenig benutzt, da sie trotz höherer Entladungszahl die teuerste ist.

Das Arbeitsvermögen in kWh bestimmt die Streckenarbeit, die bei einer Entladung geleistet werden kann. Im Durchschnitt ist mit einem Batteriearbeitsverbrauch von 0,03 kWh je Bruttotonnenkilometer zu rechnen. Zur Erhaltung einer langen Lebensdauer sollen die Batterien nur mit 85% ihrer Kapazität ausgenutzt werden.

Bei einer größeren Anzahl von Lokomotiven muß laufend eine entsprechende Anzahl von Auswechselbatterien geladen werden. Der Laderaum muß gut bewettert und mit einer Krananlage versehen sein. Der Gleichstrom wird unter Tage durch Umformer oder besser durch Gleichrichter aus Drehstrom hergestellt. *Umformer* sind Motorgeneratoren, die in einem Drehstrommotor die zugeführte elektrische

[1] Imohr, G.: Überblick über die Bauarten von Akkumulatorgrubenlokomotiven und Vergleich der Batteriearten. Glückauf 1953 S. 418.

Energie in mechanische umwandeln und in einem Gleichstromgenerator die mechanische Leistung in elektrische umsetzen. *Gleichrichter* sind Stromrichter zur Erzeugung von Gleichstrom aus Wechsel- oder Drehstrom. Neben den Quecksilberdampfgleichrichtern, deren Wirkung auf der Entladung von Metalldampf in luftleeren Gehäusen beruht, setzen sich in neuerer Zeit in stärkerem Maße Selen-Trockengleichrichter durch. Ihre Wirkungsweise beruht darauf, daß Halbleiter, wie z. B. Selen, bei Verbindung mit Metallen dem Strom in der einen Richtung einen bedeutend geringeren Widerstand entgegensetzen als in der anderen.

Der Umformer hat von den drei Gleichstromerzeugern den schlechtesten Wirkungsgrad, der bei Teilbelastung noch weiter abfällt. Quecksilberdampfgleichrichter sind gegen Erschütterungen empfindlich und bedürfen erst einer besonderen Zündung. Trockengleichrichter sind hinsichtlich Aufbau, Bedienung und Kosten am günstigsten. Der Selen-Trockengleichrichter verträgt jedoch bei der Ladung keine größeren Spannungsschwankungen als etwa 4%. Dafür bietet er einen sauberen Betrieb ohne große Verschleißmöglichkeiten. Ein Motorumformer nimmt sämtliche Spannungsschwankungen auf, erfordert aber einen höheren Aufwand für Wartung.

Bei neuzeitlichen Ladestationen nimmt man vielfach von einem Sammelgerät Abstand und stellt für jede Lokomotive ein Einzelladegerät auf. Ein einziges

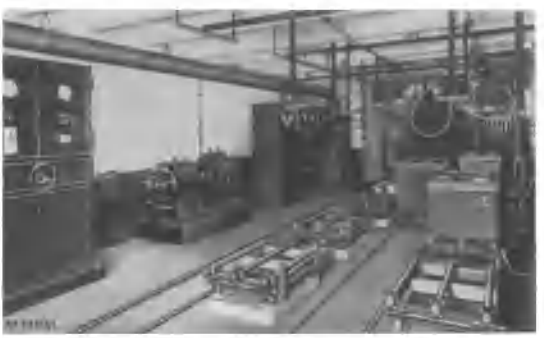


Abb. 315. Laderaum für Akkumulatoren-Lokomotiven.

großes Ladeaggregat macht die Aufstellung eines Reservesammelgerätes notwendig, dagegen bilden Einzelladegeräte schon in ihrer Vielzahl eine gewisse Reserve. In beiden Fällen sind die Kosten etwa gleich groß. Zur automatischen Regelung dienen selbsttätige Ladeschalter.

Das Auswechseln der Batterien muß schnell vor sich gehen. Der Batteriebehälter auf der Lokomotive steht daher auf Rollen oder Walzen, von denen die Batterien mit einer Handkurbel abgerollt werden können. Im Laderaum (Abb. 315) sind Abrolltische, zwischen die die Maschine einfährt, aufgestellt. Für weit vom Laderaum entfernt eingesetzte Akkumulatorlokomotiven können die Batterien in eigens dafür eingerichteten Wagen herangebracht und dort mittels eines an die Firste gehängten Hubzuges oder auch mittels Rolltische in die Lokomotive eingesetzt werden.

110. — Betriebliche Eigenschaften der Akkumulatorlokomotive. Die Akkumulatorlokomotive ist ähnlich wie die Fahrdrahtlokomotive wenig störanfällig und leicht zu bedienen. Ihre Verwendung stellt keine besonderen Anforderungen an die Wetterführung, da sie durch Ausrüstung der Batteriebehälter mit Plattenschutzpaketen schlagwettersicher gebaut werden kann und keine giftigen Abgase wie bei der Diesellokomotive entstehen. Weitere Vorteile sind das hohe Anzugsvermögen, der geringe Aufwand für Instandhaltung und der geräuscharme Betrieb. Nachteilig ist die Abhängigkeit von der Batterie und ihrem Ladezustand.

111. — Die Verbundlokomotive. Neben der Fahrdraht- und der Akkumulatorlokomotive gibt es Verbundlokomotiven, die sowohl am Fahrdraht als auch mit der Batterie fahren können. Sie haben sich aus dem Bedürfnis entwickelt, den Fahrbereich der Fahrdrahtlokomotive auch auf Teile des Grubengebäudes ausdehnen zu können, in denen die Stromabnahme von einer Oberleitung wegen der Schlagwettergefahr unzulässig ist. Die Maschine fährt hierbei, von einer Batterie gespeist, über den Oberleitungsbereich hinaus. Fahrdraht- und Batterieleistungen müssen natürlich aufeinander abgestimmt sein. Es ist zu unterscheiden zwischen Fahrdraht-Ladeverbund- und Fahrdraht-Verbundlokomotiven. Bei beiden Lokomotivarten wird die Batterie entweder auf der Lokomotive angebracht oder auf einem besonderen Tender mitgeführt, dessen Achsen ebenfalls angetrieben werden können. Bei der *Fahrdraht-Ladeverbundlokomotive* wird die Batterie mittels eines eingebauten Ladereglers während der Fahrt unter dem Fahrdraht geladen. Es besteht jedoch infolge Knallgasbildung bei zu starker Ladung eine erhöhte Zündgefahr, falls die selbsttätigen Ladeüberwachungsgeräte versagen, zumal ein Plattenpaketschutz von einer Knallgasexplosionsflamme durchschlagen werden kann. Sie wird daher nicht angewandt und man gibt der *Fahrdraht-Verbundlokomotive* den Vorzug. Bei ihr wird neben der Fahrdrahtausrüstung eine Batterie mitgeführt, die im Laderaum geladen wird. Da die Maschine am Fahrdraht ins Feld und auch wieder zurückfahren kann, vermag sie in Verbindung mit ihrer Batteriefüllung mehr Nutzarbeit zu leisten als eine gleichstarke Akkumulatorlokomotive. Das hohe Gewicht der Verbundlokomotiven setzt das Vorhandensein guten Oberbaus und schwerer Schienen voraus. Ihre Verbreitung ist wegen des hohen Preises bisher gering geblieben.

112. — Anwendungsbereich elektrischer Lokomotiven. Wie aus den Beschreibungen der verschiedenen elektrischen Lokomotivarten hervorgeht, ist der Grad ihrer Schlagwettersicherheit verschieden. Ihre Verwendungsmöglichkeit stuft sich danach ab, und zwar unterscheidet die Bergbehörde drei Bereiche, die sich nach dem Methangehalt der Wetter und sonstigen betrieblichen Bedingungen voneinander unterscheiden. Wie aus der für den OBA-Bezirk Dortmund geltenden Zahlentafel auf S. 354 hervorgeht, dürfen Fahrdrahtlokomotiven nur im durchgehenden Wetterstrom bei weniger als 0,3% Methangehalt fahren. Akkumulatorlokomotiven mit Plattenschutzkapselung des Batteriebehälters und Fahrdraht-Verbundlokomotiven mit Plattenschutz dürfen dagegen auch sonderbewetterte Betriebe befahren.

113. — Druckluftlokomotive. Eine Druckluftlokomotive besteht aus einem oder mehreren Hauptluftbehältern, die einen Vorrat von hochgespannter Druckluft enthalten. Vor Beaufschlagung des Motors wird die Luft mit dem zum Betrieb geeigneten Druck in der Arbeitsflasche aufgenommen und strömt von hier aus den Motoren zu. Bei Hauptstreckenlokomotiven arbeitet der Motor ähnlich wie bei einer Dampflokomotive, während die kleineren Abbaulokomotiven meist mit einfachwirkendem Vierzylinderantrieb ausgerüstet sind (s. Ziff. 122).

Die Druckluftlokomotiven enthalten in ihren Behältern Hochdruckluft von 160—225 at. Bei Drücken bis 175 at beträgt der Speicherraum bis

Zulassung von elektrischen Lokomotiven in den verschiedenen Gefahrenbereichen[1].

Bereich I (bis 0,3% CH_4)	Bereich II (über 0,3% CH_4) Grenze wird vom Bergamt festgelegt	Bereich III und sonderbewetterte Betriebe
Fahrdrahtlokomotive		
ungeschützte Akku-Lok. ohne Pl.Sch.		
Akku-Lok. (Sch.) ohne Pl.Sch.		
Fahrdraht-Verbund-Lok. (Sch.) ohne Pl.Sch.		
Fahrdraht-Ladelok. (Sch.) ohne Pl.Sch.		
reine Akku-Lok. (Sch.) mit Pl.Sch.		
Fahrdraht-Verbund-Lok. (Sch.) mit Pl.Sch.		

2,5 m³, während bei höheren Drücken der Flascheninhalt bis auf 1,5 m³ herabgesetzt werden kann[2]. Man strebt einen hohen Luftdruck an, um möglichst viel Luft mitführen und damit den Fahrbereich ausdehnen zu können. Eine Erhöhung des Druckes z. B. von 150 auf 200 at gestattet eine Vergrößerung des Fahrbereichs um rd. 35%. Man kann somit die zur Füllung notwendigen teuren Hochdruckrohrleitungen im Felde und die Zweigfüllstellen erheblich einschränken oder ganz entbehrlich machen.

Während früher bis zu 9 Luftbehälter verwendet wurden, werden heute in der Regel nur 3 Flaschen oder nur eine einzige eingebaut. Man erreicht dadurch eine bessere Überwachung bei einfacherer Bauweise und großer Betriebsbereitschaft. Der Betriebsdruck der Motoren liegt je nach ihrer Bauart zwischen 12 und 30 at, so daß die hochgespannte Luft gedrosselt werden muß, wobei allerdings ein Viertel der Spannungsenergie verlorengeht. Um das Druckgefälle der Luft im Motor möglichst wirtschaftlich auszunutzen, wird in mehreren Stufen mit Zwischenerwärmung entspannt. Die wesentlichen Züge dieser Bauart ergeben sich aus der schematischen Darstellung einer Demag-Lokomotive in Abb. 316, die mit zweistufiger Entspannung arbeitet.

Beim Fahren ist das Hauptabsperrventil *a* geöffnet, und es strömt hochgespannte Luft von den Luftbehältern über das selbsttätige Druckminderventil *b*, wo sie auf den Betriebsdruck von etwa 20 ata entspannt wird, zur Arbeitsflasche *c*. Die Arbeitsflasche oder der Arbeitskessel dient gleichzeitig als Ausgleichsbehälter für stoßweise Belastung und als Vorwärmer, da die durch Entspannung abgekühlte Luft von der Grubenluft wieder aufgewärmt wird. Vom Arbeitskessel gelangt die Luft über das vom Lokomotivführer zu bedienende Fahrventil *d* zum Hochdruckzylinder *e*, wo auf etwa 5 ata entspannt wird. Die abgekühlte Luft wird in einem Zwischenerwärmer *f* wieder erwärmt, bevor sie zum Niederdruckzylinder *g* strömt

[1] Pl.Sch. bedeutet „Plattenschutz"; (Sch.) bedeutet „Schlagwettergeschützt".

[2] Hoffmann, C.: Bergwerksmaschinen, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950.

und von hier aus mit einem Druck von 1—2 atü ins Freie entweicht. Der Auspuff ist so ausgebildet, daß er beim Austreten der entspannten Druckluft Grubenluft durch die Zwischenerwärmer saugt.

Die Möglichkeit, die hochgespannte Druckluft so stark zu entspannen, ist darauf zurückzuführen, daß hochgespannte Luft weit weniger Wasser enthält als gewöhnliche Luft. Dennoch muß in gewissen Abständen Wasser aus den Hochdruckflaschen und aus der Arbeitsflasche abgelassen werden, um Wasserschläge zu vermeiden.

Eine noch bessere Ausnutzung der Luft erreicht man durch dreistufige Entspannung mit zweifacher Zwischenerwärmung, womit der Fahrbereich um 15—20% heraufgesetzt werden kann. Dieser Vorteil macht sich jedoch nur bei sehr langen Strecken bemerkbar. Außerdem steht der bei dreistufigen Druckluftlokomotiven für den zweiten Zwischenerwärmer notwendige Raum nicht für den Speicherraum zur Verfügung, so daß daher die zweistufige Lokomotive am häufigsten anzutreffen ist.

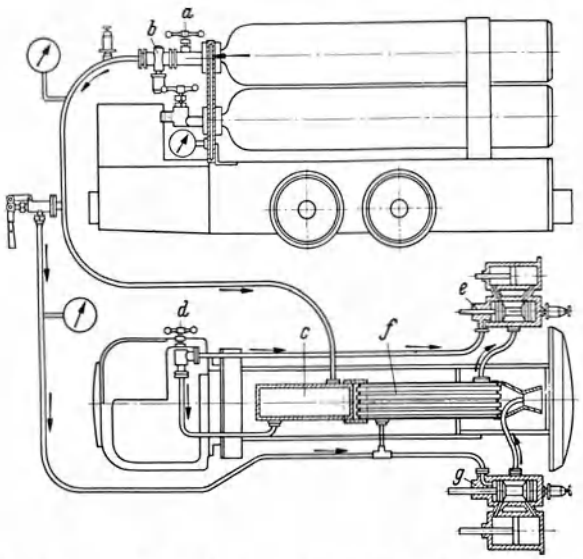


Abb. 316. Schema der Arbeitsweise einer zweistufigen Druckluftlokomotive der Demag.

Die Steuerung der Druckluftlokomotiven erfolgt ähnlich wie bei Dampflokomotiven durch sog. Lenkersteuerungen, die sich wegen ihres geringen Verschleißes gut für Grubenverhältnisse eignen. Durch die Steuerung werden die Zylinderfüllung und die Fahrtrichtung eingestellt.

Abb. 317 zeigt eine Druckluft-Hauptstreckenlokomotive der Demag. Die dargestellte Lokomotive übt eine normale Zugkraft von 750 kg aus bei einer Leistung von 40 PS. Die Fahrgeschwindigkeit beträgt 3 m/sek, und der Fahrbereich erstreckt sich auf rd. 6 km. Bei dieser Lokomotive ist ein Leerlaufventil eingebaut. Wird nämlich bei Talfahrt die Druckluftzufuhr abgesperrt, so arbeiten die Zylinder als Luftpumpen. Es entsteht in ihnen ein Vakuum, das die Lokomotive abbremst. Zur Erhaltung der Geschwindigkeit muß hierbei zeitweilig Druckluft in die Zylinder gegeben werden. Durch Einbau von Leerlaufventilen geschieht bei laufendem Lokomotivbetrieb die Luftzufuhr selbsttätig. Das Leerlaufventil schließt auch selbsttätig, wenn das Fahrventil wieder geöffnet wird.

Die Schwartzkopff-Lokomotiven werden mit einem schnellaufenden Sternzylindermotor betrieben, und zwar sind die größeren Lokomotiven mit sechs Zylindern ausgerüstet. Diese arbeiten auf eine gemeinsame Kurbelwelle, deren Drehung auf beide Achsen übertragen wird.

Bei einem Behälterinhalt von 1500 l, einem Fülldruck von 200 at und einem Arbeitsdruck von 20 at beträgt der nutzbare Luftinhalt 270 m³. Der Luftverbrauch ist von der Steigung und den Fahrwiderständen abhängig. Als Mittelwert kann für einen Bruttotonnenkilometer mit 0,8—1 m³ angesaugter Luft gerechnet werden, so daß die betrachtete Lokomotive rd. 250 Bruttotonnenkilometer je Füllung leistet.

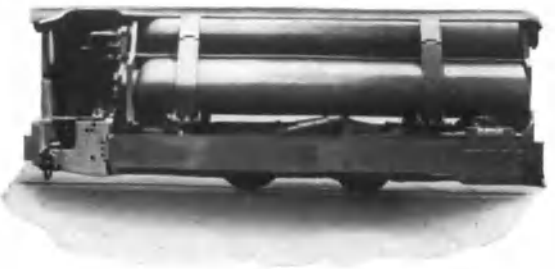


Abb. 317. Druckluft-Hauptstreckenlokomotive.

Der Wirkungsgrad wird bei Sinken des Luftdruckes unter den gewöhnlichen Betriebsdruck sehr gering, so daß es richtiger ist, durch rechtzeitiges Auffüllen die Erhaltung eines hohen Betriebsdruckes im Hochdruckbehälter zu ermöglichen. Zu diesem Zwecke werden außer am Füllort bei größeren Entfernungen auch im Felde Füllstellen angeordnet. Sie bieten die Sicherheit, daß eine Lokomotive nicht wegen zu stark gesunkenen Druckes auf der Strecke liegenbleibt. Diese Gefahr ist allerdings nicht groß, da die Lokomotiven noch bei einem Druck von 4 atü 1000 m ohne Zug fahren können. Abb. 318 zeigt die Anordnung einer Hochdruckluftfüllanlage. Zur Erzeugung der Druckluft dient ein über Tage stehender mehrstufiger Hochdruckkompressor. Das Auffüllen der Lokomotiven erfolgt aus Hochdruckleitungen, die wegen des hohen Druckes einen geringen Durchmesser besitzen. Zweckmäßig werden bei stärkerer Förderung an den Füllstellen größere Druckluftvorräte in gruppenweise zusammengefaßten Luftspeicherflaschen untergebracht, durch die die Füllzeit verkürzt wird. Durch eine geringe Neigung der Speicherflaschen wird eine gleichzeitige Wasserabscheidung ermöglicht. Zum Füllen der Lokomotive strömt die Druckluft durch ein biegsames stählernes oder kupfernes Füllrohr zum Füllventil an der Lokomotive. Durch die Beweglichkeit des Füllrohres ist ein genaues Heranfahren der Lokomotive an die Füllstelle nicht notwendig. Der Füllvorgang selbst dauert nur wenige Minuten.

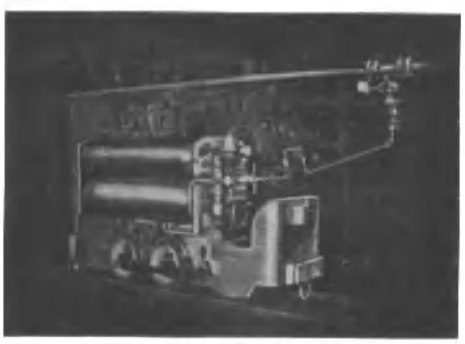


Abb. 318. Füllanlage einer Druckluft-Abbaulokomotive.

114. — Diesellokomotive. Diesellokomotiven können für jede vorkommende Zugleistung mit genügender Reserve gebaut werden. Ihre

Bedeutung hat im Untertagebetrieb stark zugenommen. Von der Ruhrtaler Maschinenfabrik Mülheim (Ruhr) wird neuerdings auch eine Fahrdraht-Verbundlokomotive gebaut.

Zum Antrieb der Diesellokomotiven dienen kompressorlose Dieselmotoren. Für kleine Leistungen genügen einzylindrige Motoren, die meist liegend angeordnet werden; größere Leistungen (20—90 PS) können durch drei-, vier- und sechszylindrige Motoren entwickelt werden. Der Kraftstoff wird mit einem Druck von 70—100 at in eine besondere Vorkammer eingespritzt, wo ein Teil unter starker Drucksteigerung verbrennt. Der Rest wird durch die Zerstäuberöffnung in den Zylinder gepreßt, wo er sich mit der Verbrennungsluft mischt und verbrennt. Die Antriebsmotoren arbeiten bei kleineren Leistungen im Zweitakt, bei größeren Leistungen im Viertakt. Der Kraftstoffverbrauch der Motoren liegt bei 180—200 g Dieselöl/PSh von rd. 10000 kcal/kg Heizwert. Der Verbrauch je brtkm liegt bei 14—16 g.

Die Einspritzpumpen der Dieselmotoren sind sämtlich mit automatischen Reglern ausgerüstet, die die Drehzahl begrenzen, und zwar derart, daß die bergbehördlich zugelassene Höchstgeschwindigkeit, die bei Hauptstreckenlokomotiven bei 3—4 m/sek liegt, nicht überschritten werden kann. Da die Motoren aber bei höherer Drehzahl größere Leistungen abgeben könnten, kommt diese Drehzahlbeschränkung der Lebensdauer zugute. Die Motoren werden zweckmäßig so ausgelegt, daß die vom Regler gestattete Höchstdrehzahl etwa im Bereich des größten Drehmomentes liegt. Je nach der Bauart liegt die Drehzahl zwischen 550 bis 1200 U/min. Da die Dieselmotoren am wirtschaftlichsten in einem engen Drehzahlbereich laufen und die Leistung mit fallender Drehzahl stark abnimmt, müssen die Motoren durch Getriebe an die jeweiligen Fahrgeschwindigkeiten angepaßt werden. Bei kleinen Lokomotiven verwendet man Getriebe mit zwei, bei größeren mit drei bis vier Gangschaltungen. Zur Änderung der Fahrtrichtung wird ein besonderes Kegelradwendegetriebe eingebaut. Die verwendeten Zahnradgetriebe sind nicht unter Last schaltbar, weshalb zwischen Motor und Getriebe eine Kupplung geschaltet ist.

Zur Vereinfachung der Bedienung werden bei verschiedenen Bauarten druckölgesteuerte Lamellenkupplungsgetriebe benutzt, bei denen die Zahnräder dauernd im Eingriff bleiben. Das sonst nötige Ein- und Auskuppeln durch Fuß- und Handhebel fällt daher fort. Der Lokomotivführer hat an Stelle eines Schalthebels ein Handrad, mit dem er die einzelnen Fahrstufen einschalten kann. Das Getriebe kuppelt sich selbsttätig ein und aus. Auch ermöglichen die öldruckgesteuerten Kupplungslamellen ein sehr sanftes Anfahren, so daß die Förderwagenkupplungen geschont werden. Ein stufenloses und automatisches Getriebe ist das Strömungsgetriebe[1] der Lokomotiven der Klöckner-Humboldt-Deutz A.-G., von denen Abb. 319 ein Baumuster zeigt. Zur Bedienung genügt ein Hebel für Vorwärts- und Rückwärtsfahrt.

Zum Anlassen der Motoren dient bei kleinen Motoren eine Handkurbel. Bei größeren Motoren werden Schwungkraftanlasser und Druckluftanlaßmotoren verwendet. Der Schwungkraftanlasser speichert kinetische Energie in seiner Schwungmasse. Beim Einrücken des Ritzels in den Zahnkranz des Motorschwungrades überträgt sich die Energie auf das Schwungrad und der Motor wird angeworfen. Die Druckluftanlaßmotoren greifen ebenfalls in den Zahnkranz des Schwungrades. Beim Anlassen mittels Druckluft ist es jedoch nicht angängig, aus den Strecken angesaugte Luft durch einen vom Motor angetriebenen Kompressor zu verdichten, da sich ein verdichtetes CH_4-Luftgemisch schon bei sehr geringem Methangehalt angesichts der durch die Verdichtung bewirkten Temperaturen unter ungünstigen Umständen entzünden kann. Eine elektrische Anlaßvorrichtung ist nicht ohne weiteres durchführbar, da sich die Ladung der Anlasserbatterien

[1] KUGEL, F.: Strömungsgetriebe und Strömungskupplungen. Glückauf 1948 S. 639.

während der Fahrt nicht schlagwettersicher durchführen läßt. Andererseits würden die Batterien zu groß und teuer, wenn sie eine größere Anzahl von Motorstarts, ohne laufend geladen zu werden, erlauben sollen. Es bleibt somit nur das Anlassen durch vom Motor verdichtete Auspuffgase oder durch in besonderen Behältern mitgeführte Druckluft oder aber das Anlassen von Hand. Es hat sich gezeigt, daß bisher keines dieser Verfahren einfach und betriebssicher genug ist, um dem Lokomotivführer ein Stillsetzen und Wiederanlassen des Motors auch in kleineren Betriebspausen zu ermöglichen.

Die Kühlung der Diesellokomotiven kann durch Verdampfungs- oder Umlaufkühlung geschehen. Bei der Verdampfungskühlung, die für kleinere Motorleistungen benutzt wird, hat das Kühlwasser dauernd Siedetemperatur und entzieht dem Motor durch Verdampfen Wärme. Größere Motoren werden mit Umlaufkühlung ausgeführt, wobei der Wasserumlauf durch den Auftrieb des erwärmten und

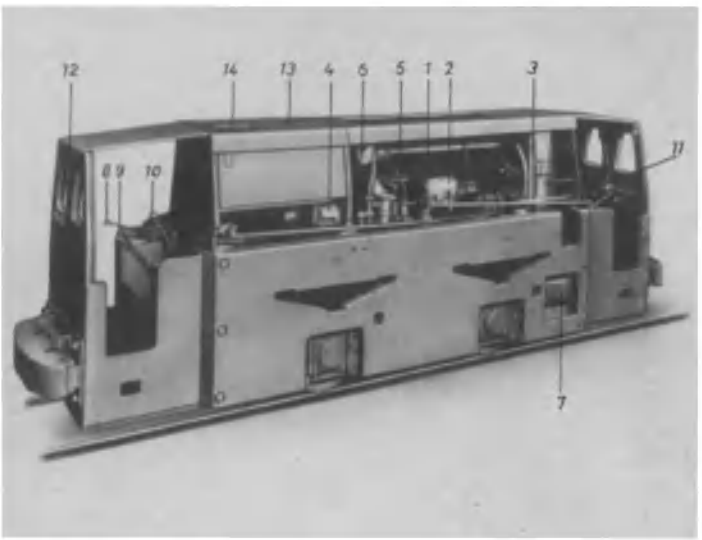


Abb. 319. Diesel-Hauptstreckenlokomotive der Klöckner-Humboldt-Deutz AG.
1 Dieselmotor; — *2* Kraftstoff-Einspritzpumpe; — *3* Kühler für Wasser und Getriebeöl; — *4* Luftanlaßmotor (Schwungkraftanlasser auf der Gegenseite); — *5* Wasser-Einspritzpumpe; — *6* Luftfilter mit Plattenschutz; — *7* Auspuff-Plattenschutz; — *8* Fahrhebel, komb. mit Öldruckbremse; — *9* Fahrtrichtungshebel; — *10* Handhebel zum Läutewerk; — *11* Lichtschalter; — *12* Scheinwerfer mit Bilux-Lampe; — *13* Kraftstoffbehälter; — *14* Einspritzwasser-Behälter.

dadurch leichter gewordenen Wassers hervorgerufen wird. Das Kühlwasser wird hierbei im Kreislauf geführt und in einem besonderen Kühler wiedergekühlt. Da die Diesellokomotiven wegen ihrer zahlreichen Getriebeteile sorgfältig gegen Staub und Tropfwasser geschützt werden müssen, sind nicht nur Motor und Getriebe je für sich dicht eingekapselt, sondern es ist auch die ganze Maschine durch ein Blechgehäuse abgeschlossen, das nur eine Anzahl Kühlungs- und Lüftungsöffnungen besitzt.

115. Der Betrieb mit Diesellokomotiven. Der Betrieb mit Diesellokomotiven ist besonderen bergbehördlichen Bestimmungen unterworfen. Es ist dies bedingt durch die bei Diesellokomotiven verstärkte Brandgefahr infolge der Feuergefährlichkeit des Treiböls, die Gefahr der Vergiftung durch schädliche Gase sowie auf Schlagwettergruben durch die Gefahr der Entzündung von Schlagwettern[1].

[1] Classen u. Schensky: Die zechenseitige Überwachung der Grubendiesel-

Besondere Vorsichtsmaßregeln erfordert die Feuergefährlichkeit des Dieselkraftstoffes sowohl bei der Ergänzung des Brennstoffvorrates wie auch bei der Bauart des Motors und der Lokomotive. Die erhöhte Brandgefahr ist dadurch gegeben, daß der Flammpunkt von Gasöl bei Mischung mit Kohlenstaub herabgesetzt wird. So wird von der Bergbehörde die unlösbare Verbindung des Kraftstoffbehälters mit der Lokomotive verlangt. Das Füllen der Behälter erfolgt aus Tankwagen mit Hilfe von Handumfüllpumpen über eine doppelte Panzerschlauchleitung. Um ein Überlaufen zu vermeiden, führt eine besondere Rücklaufleitung etwa zuviel eingepumpten Brennstoff dem Hauptbehälter wieder zu. Für ausreichende Bewetterung des Füllraums muß Sorge getragen werden, da sich in ihm entzündliche Dämpfe entwickeln können. Auch ist darauf zu achten, daß der Raum selbst sowie seine Zugänge feuerbeständig ausgebaut sind. Die Abwetter des Lokomotivschuppens dürfen nicht dem Frischwetterstrom zugeführt werden. Es empfiehlt sich also seine Anlage in der Nähe des Ausziehschachtes.

Auf der Lokomotive muß zur Brandbekämpfung eine Kohlensäure-Löscheinrichtung fest eingebaut sein, mit der das Innere des Lokomotivkastens zu beiden Seiten des Motors mit Kohlensäure vergast werden kann. Ferner muß ein Luftschaum-Handfeuerlöscher mitgeführt werden.

Schädliche Abgasbestandteile beim Betrieb von Diesellokomotiven sind Kohlenoxyd, Schwefeldioxyd, Aldehyde und Stickoxyde. Vor allem Kohlenoxyd, das sich ebenso wie Aldehyd bei unvollkommener Verbrennung bildet, ist bereits in starker Verdünnung giftig. Neben der Bauart des Motors und seinem Betriebszustand wird die Verbrennung in starkem Maße vom Kraftstoff beeinflußt, so daß von der Bergbehörde besondere Gütevorschriften erlassen worden sind. Bei zunehmender Belastung steigt der CO-Gehalt an. Der Regler der Einspritzpumpe wird deshalb so eingestellt, daß der Motor keine zu hohe Leistung abgeben kann. Der CO-Gehalt der unverdünnten Auspuffgase darf im Leerlauf und bei Vollast nicht mehr als 0,05 Vol.-% betragen und darf auch bei längerer Betriebsdauer 0,12 Vol.-% nicht überschreiten. Gesundheitsschädigungen bei Aufenthalt in CO-haltiger Atemluft treten bereits bei Gehalten von 0,005—0,01% auf. Für die Bewetterung der Strecken, in denen Diesellokomotiven verkehren, schreibt die Bergbehörde eine Mindestwettermenge von 6 m^3/min je Lokomotiv-PS vor, so daß unter dieser Voraussetzung die Abgase ausreichend verdünnt und Gesundheitsschädigungen vermieden werden.

Eine Zündung von Schlagwettern kann bei Diesellokomotiven erfolgen, wenn Außenteile des Motors über die Zündtemperatur der Schlagwetter erhitzt sind oder bei hängenbleibenden Ventilen Flammen aus der Saugleitung oder dem Auspuff herausschlagen. Für schlagwettersichere Lokomotiven fordert die Bergbehörde zum Schutz gegen herausschlagende Flammen in der Luftansaugeleitung den Einbau eines Plattenschutzpaketes. Der Abstand der Platten darf höchstens 0,8 mm betragen, liegt also höher als bei elektrischen Geräten mit einer Spaltweite von 0,5 mm. Der größere Abstand verhindert eine Verstopfung der Spalten. Die Auspuffgase werden zunächst durch eingespritztes Wasser gekühlt und anschließend durch ein

---

lokomotiven unter Berücksichtigung der neuen Bau- und Betriebsvorschriften. Bergbau 1940 S. 177; — ferner G. Lehmann: Zur Schlagwettersicherheit von Diesellokomotiven. Glückauf 1939 S. 441; — ferner G. Epping: Unfälle in der Lokomotivförderung und ihre Verhütung durch bessere Gestaltung der Lokomotiven. Glückauf 1954 S. 832.

Wasserbad geführt, womit eine gleichzeitige Reinigung von Schmieröl- und Brennstoffresten verbunden ist (Abb. 320). Bei Wassermangel wird der Motor zwangsläufig durch eine mit einem Schwimmer betätigte Vorrichtung stillgesetzt. Die Austrittstemperatur der Auspuffgase darf 70° C nicht überschreiten.

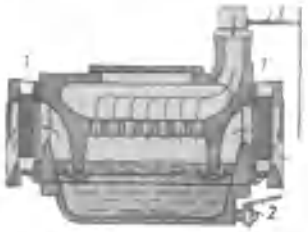


Abb. 320. Wassertopf mit Plattenschutzpaketen bei Diesellokomotiven.

1 Plattenschutzpaket (Spaltweite 0,8 mm); — *2* Wasser-Ablaßhahn; — *3* Wasser-Auffüllleitung.

116. — Betriebstechnischer Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten. Die *Betriebskraft* stellt sich im allgemeinen am billigsten bei den elektrischen Lokomotiven, am teuersten bei der Druckluftlokomotive. Die Kosten hängen einerseits von der Wirtschaftlichkeit der Ausnutzung des Treibmittels, andererseits von dessen Preis ab. Geht man von der Energieausnutzung der Steinkohle aus, so wird beim Betrieb mit Fahrdraht- oder Akkumulatorlokomotiven die Steinkohlenenergie doppelt so hoch ausgenutzt wie beim Dieselbetrieb mit synthetischem Treibstoff. Von den beiden Arten von elektrischen Lokomotiven arbeitet bei gleichen Stromkosten die Akkumulatorlokomotive an sich etwas teurer, da bei ihr wegen der doppelten Umformung des Stromes der Gesamtwirkungsgrad nur 40—50% beträgt gegenüber einem solchen von 60—65% bei der Fahrdrahtlokomotive. Doch wirken die Leitungsverluste ausgleichend. Auch kann der Ladestrom für die Akkumulatoren billiger berechnet werden.

Die *Betriebssicherheit* ist bei der Fahrdrahtlokomotive am größten, da sie nicht von einem mitzuführenden Kraftvorrat abhängt und andererseits wegen ihrer einfachen und kräftigen Bauart nur geringe Wartung verlangt. Auch die Druckluft- und Akkumulatorlokomotiven sind nach dieser Richtung hin günstig zu beurteilen, jedoch braucht die Akkumulatorlokomotive für die Pflege der Batterien und die Druckluftlokomotive für die Steuerung zusätzliche Aufwendungen. Ein Liegenbleiben auf offener Strecke kann bei beiden Lokomotiven durch Einsatz von Wechselbatterien oder genügender Zahl von Füllstellen vermieden werden. Die Diesellokomotive weist eine größere Anzahl bewegter Teile auf, die dem Verschleiß ausgesetzt sind. Sie erfordert von allen Lokomotivarten die sorgfältigste Pflege, Wartung und Behandlung sowie eine größere Sachkenntnis des Personals.

Die *Leistungsfähigkeit* der Antriebsmotoren ist bei elektrischen Lokomotiven am größten, da der Elektromotor vorübergehend stark überlastet werden kann, so daß bei der Berechnung der Leistungsgröße nicht der Spitzenbedarf zugrunde gelegt zu werden braucht. Im Bereich des Fahrdrahtes kann der Fahrdrahtlokomotive jede benötigte Energiemenge zugeführt werden. Die Leistungsfähigkeit der Akkumulatorlokomotive ist grundsätzlich die gleiche wie die der gleichstarken Fahrdrahtlokomotive, jedoch kann sie mit Rücksicht auf die Batteriekapazität nicht so weit wie bei Fahrdrahtlokomotiven überlastet werden.

Die Diesellokomotive ist nur in geringen Grenzen überlastbar. Ihre Motorhöchstleistung wird stets so ausgelegt, daß diese über dem maximal

übertragbaren Drehmoment liegt, so daß in der Regel die Diesellokomotive nicht überlastet zu werden braucht. Die Druckluftlokomotive ist ebenfalls nur geringfügig überlastbar und muß unter Berücksichtigung der Anfahrleistung ausgelegt werden.

In der *Raumbeanspruchung* bestehen keine erheblichen Unterschiede, da sich alle Lokomotiven dem Streckenquerschnitt gut anpassen lassen. Die Fahrdrahtlokomotive stellt wegen der vorgeschriebenen Mindesthöhe für den Fahrdraht und dessen Abstand von Ausbau und Rohrleitungen die größten Anforderungen an die Größe des Streckenquerschnittes. Zusätzliche Betriebsräume sind nur für die Speicherbehälter an den Füllstellen der Druckluftlokomotiven und für Batterieladeräume der Akkumulatorenlokomotiven erforderlich. Der *Fahrbereich* der Fahrdrahtlokomotive ist am größten, da sie einer Erneuerung ihres Kraftvorrates nicht bedarf. Allerdings ist sie von dem Vorhandensein einer Fahrdrahtleitung abhängig. Die Diesellokomotive kann in jedem Falle auch bei größter Beanspruchung mit einem für zweischichtigen Betrieb ausreichenden Kraftstoffvorrat ausgestattet werden. Bei ihr ist nur von Zeit zu Zeit die Ergänzung des Kühlwasservorrates notwendig. Dagegen sind Druckluft- und Akkumulatorlokomotiven wegen ihrer geringeren Speicherfähigkeit in ihrem Fahrbereich begrenzt und erfordern bei größeren Fahrlängen das Mitführen von Hochdruckleitungen in den Strecken oder Einrichtungen für den Batterietransport.

Im allgemeinen verdienen Fahrdrahtlokomotiven dort den Vorzug, wo mit längeren Zügen gefördert und die Förderung infolge großer Mächtigkeit der Lagerstätte oder starker Entwicklung der Abbaustreckenförderung an wenigen Punkten gesammelt werden kann, also kein umfangreiches Streckennetz zu unterhalten ist. Eine weitere Voraussetzung ist, daß die Herstellung und Unterhaltung hoher Strecken keine Schwierigkeiten verursacht und daß sich schließlich die Schlagwettergefahr in mäßigen Grenzen hält. Dagegen kommen für Verhältnisse mit zersplitterter Förderung, die ein umfangreiches Streckennetz erfordert, für druckhafte Gruben, die nur mit großen Kosten die nötige Streckenhöhe aufrechterhalten können und für Gruben mit stärkerer Schlagwetterentwicklung vorzugsweise Akkumulator-, Diesel- oder Druckluftlokomotiven in Betracht.

117. — Grubensicherheitlicher Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten[1]. In grubensicherheitlicher Hinsicht steht an erster Stelle die Druckluft- und an letzter Stelle die Fahrdrahtlokomotive. Die Druckluftlokomotive bietet in bezug auf die Zündmöglichkeit von Schlagwettern schon infolge der Energieart die größte Sicherheit. Andererseits bringt die Hochdruckluft in den Kesseln der Maschinen und in den Rohrleitungen natürlich eine gewisse, wenn auch sehr geringe Gefahr mit sich, weshalb Lokomotive und Rohrleitungen einer sorgfältigen Überwachung bedürfen.

An zweiter Stelle stehen Akkumulator- und Diesellokomotive, deren Sicherheit an das Vorhandensein und den ordnungsgemäßen Zustand bestimmter Sicherheitsvorrichtungen gebunden ist. Bei sorgfältiger Über-

[1] Epping, G.: Anforderungen an die Sicherheit von Grubenlokomotiven mit Rücksicht auf die Art ihres Antriebes. Glückauf 1954 S. 973.

wachung sind beide Lokomotiven als schlagwettersicher anzusehen[1]. Die Sicherheitsvorrichtungen bei der Diesellokomotive verlangen einen etwas höheren Aufwand als bei der Akkumulatorlokomotive. Bei dieser kommt es hauptsächlich auf die sorgfältige Einhaltung der Ladevorschriften an. Hinsichtlich der Fahrsicherheit und Unfallsicherheit sind beide Lokomotivarten als gleichwertig anzusprechen.

Die Fahrdrahtlokomotive ist infolge der zwischen Stromabnehmer und Oberleitung entstehenden Funken nicht schlagwettersicher. Das Berühren der spannungsführenden Oberleitung durch Personen oder Gezähe bildet eine weitere Gefahr. Die Fahrdrahtlokomotive unterliegt daher scharfen bergpolizeilichen Vorschriften, von denen die über den Fahrdrahtschutzbezirk (s. Ziff. 107) am einschneidendsten sind.

Ein nur der Diesellokomotive anhaftender Nachteil ist die Verschlechterung der Wetter durch Entwicklung schädlicher und schlechtriechender Gase. Allerdings sind die Verbrennungsgase bei ordnungsmäßigem Betrieb und bei Beachtung der bergpolizeilichen Vorschriften ungefährlich.

118. — Wirtschaftlichkeitsvergleich der einzelnen Lokomotivarten. Bei der Wahl der Lokomotivart ist neben betrieblichen und sicherheitlichen Gesichtspunkten naturgemäß auch die Wirtschaftlichkeit von Bedeutung. Hier sind Anlagekosten und Betriebskosten zu unterscheiden. Die höchsten Anlagekosten erfordern die Druckluft- und Akkumulatorlokomotive, da neben den Lokomotivkosten die erstere eine Hochdruckkompressoranlage und ein weitverzweigtes Leitungsnetz und zur Akkumulatorlokomotivförderung eine Umformer- oder Gleichrichteranlage nebst Ladestation beschafft werden muß. Die geringsten Anlagekosten verursachen Diesellokomotiven, während die Fahrdrahtlokomotive in den Anschaffungskosten in der Mitte liegt. Bei ihr fällt aber die notwendige Ausrüstung der Strecken ebenfalls kostenmäßig stark ins Gewicht.

Wesentlicher als die Anlagekosten sind jedoch die laufenden Betriebskosten, an denen die Anlagekosten nur mit einem Abschreibungs- und Verzinsungssatz beteiligt sind. Sie werden wesentlich von der Organisation des Fahrbetriebes beeinflußt. Von besonderer Bedeutung ist hierbei der Ausnutzungsgrad der Maschinen, der von der Wagenzahl der Züge, den Wartezeiten am Schacht und in den Abteilungen sowie von der Länge und dem Zustand der Förderstrecken abhängt. Je höher der Ausnutzungsgrad, um so geringer sind unter sonst gleichen Verhältnissen die Betriebskosten, da sich Abschreibungen und Verzinsung sowie die einen großen Anteil ausmachenden Lohnkosten auf eine größere Anzahl tkm oder t Fördermenge verteilen. Die Durchschnittsförderleistung von Hauptstreckenlokomotiven im Ruhrrevier beläuft sich auf rd. 1000 brtkm/Tag. Dieser Wert steigt in Einzelfällen unter günstigen Bedingungen bis über 3000 brtkm. Bei Zubringer- und Abbaulokomotiven sind die Förderleistungen wegen der kürzeren Strecken und geringeren Fördermengen erheblich kleiner.

Allgemeine Angaben über die genaue Höhe der Kosten je tkm der einzelnen Lokomotivarten sind daher nur schwer möglich, und zwar um so

[1] Heimann, G.: Untersuchungen über die Schlagwettersicherheit einer Diesellokomotive. Glückauf 1953 S. 514.

weniger, als auch die Belastung durch Berge- und Materialförderung beträchtliche Verschiedenheiten aufweist. Nach früheren Untersuchungen[1] entfallen die geringsten Betriebskosten auf den Betrieb mit Fahrdrahtlokomotiven. Die Akkumulatorlokomotive und die Diesellokomotive folgen dichtauf, während die höchsten Betriebskosten bei der Druckluftlokomotive entstehen. Die kostenmäßige Überlegenheit der Fahrdrahtlokomotiven gegenüber den Akkumulator- und Diesellokomotiven hat auf Schlagwettergruben jedoch abgenommen, da durch die scharfen bergpolizeilichen Bestimmungen der Anwendungsbereich der Fahrdrahtlokomotive eingeschränkt ist und damit der Ausnutzungsgrad sinkt. Auch die zusätzliche Verschalung der Strecken, die großen Streckenquerschnitte sowie die zusätzlichen Aufwendungen für die Wetterführung lassen die Betriebskosten der Fahrdrahtlokomotive höher werden. Dazu kommt, daß Diesel- oder Akkumulatorlokomotiven in Abbaubereiche fahren können und vielfach bei Einrichtung einer neuen Lokomotivförderung eine einzige Lokomotivart statt mehrerer bevorzugt wird. Die große Unwirtschaftlichkeit des Energiehaushaltes bei den Druckluftlokomotiven und die damit verbundenen hohen Betriebskosten haben trotz ihrer sicherheitlichen Vorzüge dazu geführt, daß bei Neuanschaffungen kaum noch Druckluftlokomotiven berücksichtigt werden.

119. — Lokomotivförderung in Erz-, Steinsalz- und Kaligruben. Bei der Wahl der Lokomotivarten im Erzbergbau treten die sicherheitlichen hinter den wirtschaftlichen Gesichtspunkten zurück. Druckluftlokomotiven sind im allgemeinen zu kostspielig, da Kohle oder Strom zur Drucklufterzeugung von auswärts bezogen werden müssen. Auch der Betrieb mit elektrischen Lokomotiven wird wegen höherer Stromkosten in der Regel teurer sein als im Steinkohlenbergbau. Die Einrichtung elektrischer Lokomotivförderung ist daher nur bei größeren Fördermengen oder Entfernungen zu rechtfertigen. Bei der Wahl zwischen Fahrdraht- oder Akkumulatorlokomotiven ist der Streckenquerschnitt von Bedeutung. Gruben, die innerhalb der Lagerstätte einen größeren Querschnitt auffahren, haben den nötigen Raum für die elektrische Fahrdrahtausrüstung zur Verfügung. Bei kleineren Querschnitten, wie z. B. auf Gangerzgruben, wird man Akkumulatorlokomotiven verwenden. Die größte Verbreitung haben jedoch im Erzbergbau die Diesellokomotiven gefunden, die in ihrer Leistungsfähigkeit und Betriebssicherheit allen Anforderungen genügen, ohne zusätzliche Ausrüstung zu beanspruchen.

Ähnliche Gesichtspunkte wie im Erzbergbau gelten auch für den Steinsalz- und Kalibergbau. Auch hier, wo noch vielfach Seil- und Kettenbahnen eine Rolle spielen, ist die Wirtschaftlichkeit ausschlaggebend. Druckluftlokomotiven sind daher nicht anzutreffen. Von den elektrischen Lokomotiven hat sich im Salz- und Kalibergbau die Akkumulatorlokomotive in Hauptstrecken wegen ihrer hohen Anschaffungskosten nicht durchgesetzt. Sie findet nur gelegentlich als Zubringerlokomotive Verwendung. Die Fahr-

[1] Koch, H.: Kritische Betrachtung der untertägigen Hauptstreckenförderung mit Diesel- und Akkumulatorlokomotiven in wirtschaftlicher und betrieblicher Hinsicht. Glückauf 1940 S. 661; — ferner H. Koch: Betriebswirtschaftlicher Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten im Grubenbetrieb unter Tage. Glückauf 1944 S. 193.

drahtlokomotive hat sich dagegen eingeführt, und es ist anzunehmen, daß dies mit größer werdender Ausdehnung der Grubengebäude der Kaliwerke in Zukunft in noch stärkerem Maße der Fall sein wird. Die Strecken weisen einen genügend großen Querschnitt auf, um den Fahrdraht bei dem geforderten Mindestabstand aufzuhängen. Vielfach kann die Höhe auf mehr als 2,30 m gehalten werden, so daß auch höhere Spannungen als 220 V verwandt werden können. Besondere Beachtung ist der Stromrückleitung zu schenken, da sich Salzstaub zwischen die Schienen und Schienenverbinder setzt und Energieverluste und Streustromgefahr verursacht.

Neben der Fahrdrahtlokomotive ist die Diesellokomotive in größerem Umfang auf Kali- und Steinsalzgruben in Gebrauch. Die vorgeschriebene Verdünnung der Abgase ist meist ohne weiteres zu erreichen. Lediglich in weit vom Schacht gelegenen Bauabteilungen können Schwierigkeiten bei ungenügender Bewetterung auftreten.

120. — Abbaustreckenförderung mit Lokomotiven. Die Lokomotivförderung in den Abbaustrecken des Steinkohlenbergbaus erstreckt sich im wesentlichen auf die steile Lagerung. Die für diese Förderaufgabe entwickelten Lokomotiven werden als Abbaulokomotiven bezeichnet. Die Hauptforderungen, die an Abbaulokomotiven gestellt werden, sind Schlagwettersicherheit, geringe Abmessungen und Zerlegbarkeit, um das Auf- und Abfördern der Lokomotive in den Blindschächten zu ermöglichen. An Lokomotiven kommen nur die Akkumulator-, die Diesel- und die Druckluftlokomotive in Betracht, da die Fahrdrahtlokomotive wegen ihrer Schlagwettergefährlichkeit ausscheidet.

Mit Motorleistungen von 8—22 PS erlauben sie Züge von 20—40 Wagen bis 1000 l Inhalt mit einer Geschwindigkeit bis über 2 m/sek zu fahren.

121. — Die Akkumulatorabbaulokomotive. Die Akkumulatorabbaulokomotiven sind in ihrem Aufbau den in Ziff. 108 beschriebenen Hauptstrecken-Akkumulatorlokomotiven ähnlich und unterscheiden sich nur durch ihre geringere Größe. Sie werden gewöhnlich mit zwei Motoren ausgestattet und entwickeln Leistungen bis zu 16 kW.

Eine Akkumulatorabbaulokomotive der Firma H. Bartz, Dortmund, zeigt Abb. 321. Die Lokomotive ist rd. 2,5 m lang und 1,3 m hoch. Der Führersitz ist abnehmbar, so daß ihre Beförderung im Blindschacht möglich ist. Als Motoren sind Tatzlagermotoren ohne Anfahr- und Fahrwiderstände eingebaut. Die Lokomotive vermag bei einem Dienstgewicht von nur 3,5 t eine Motorleistung von 9 kW/12,2 PS zu entwickeln.

Zwei kleinere Akkumulatorlokomotiven können bei manchen Ausführungen durch Kurzkupplung zu einer leistungsfähigen Doppellokomotive verbunden werden, die von einem Führerstand aus bedient wird. Diese Bauart hat den Vorteil großer Beweglichkeit und Anpassungsfähigkeit, womit sie noch die Vorzüge kleiner Abmessungen und großer Leistung vereinigt.

Für Spurweiten unter 500 mm reicht vielfach nur ein Doppelkollektormotor mit angeflanschtem Getriebe, das auf den vorderen Radsatz arbeitet, aus. Der zweite Radsatz wird dann durch eine Kette angetrieben, doch kann bei großen Zugkräften auch der zweite Radsatz mit einem Doppelkollektormotor versehen werden.

Der Energievorrat genügt im allgemeinen für eine Schicht. Das Wiederaufladen kann am Füllort erfolgen, wenn die Entfernung nicht zu groß ist

und für das Aufladen genügend Zeit zur Verfügung steht. Die aufgeladene Maschine kann dann von der einfahrenden Belegschaft wieder mit ins Feld genommen werden. Einfacher und schneller ist ein Auswechseln der Batterien am Schacht oder über besondere Batteriewagen in den Abteilungen (s. Ziff. 109).

Die Leistungsfähigkeit einer Lokomotive von 9 kW beträgt bei einer Aufladung etwa 450 brtkm.

122. — Die Druckluftabbaulokomotive. Bei der Druckluftabbaulokomotive strebt man einen möglichst hohen Arbeitsdruck an, um die Flaschengröße bei gleicher Leistungsfähigkeit herabzudrücken und damit die Abmessungen geringer zu halten. Die Motoren werden bei den Druck-

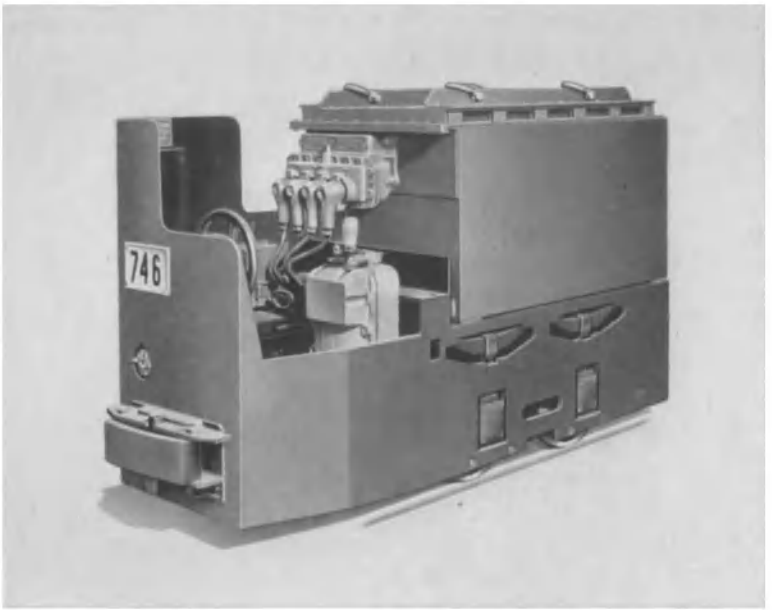


Abb. 321. Akkumulator-Abbaulokomotive der Fa. Bartz.

luftabbaulokomotiven meist als Schnelläufer ausgebildet, so daß sie klein gehalten und bequem im Rahmen untergebracht werden können. Die „Gesellschaft Bergbau", Dortmund, verwendet einen Vierzylindermotor, bei dem die Arbeitsluft durch gesteuerte Ventile in die Zylinder eingelassen wird und sie am Ende des Arbeitshubes durch Schlitze in der Zylinderwand verläßt. Die Drücke werden in einer Stufe verarbeitet. Die Firma Schwartzkopff, Berlin, verwendet auch für Abbaulokomotiven ihren in Ziff. 113 beschriebenen sternförmig angeordneten Zylindermotor, während die Demag, Duisburg, Zwillingsmaschinen einbaut.

Abb. 318 zeigt die von der Demag gebaute Druckluftabbaulokomotive „Grubenzwerg". Der als leichter Blechkasten ausgebildete Führersitz wird in den Lokomotivrahmen nur eingehängt. Die Lokomotive wiegt 3 t. Dennoch ist ihre Zugkraft beträchtlich und gestattet 18—20 Kleinförderwagen mit einer Geschwindigkeit von 2 m/sek zu bewegen.

123. — Die Dieselabbaulokomotive. Dieselabbaulokomotiven werden in der Regel durch liegende Einzylinder-Viertaktmotoren mit Verdampfungskühlung angetrieben. Sie sind in der Regel mit einem kompressorlosen Viertaktmotor ausgestattet und entwickeln eine Motorhöchstleistung von 9 PS bei einem Gewicht bis 3 t. Durch ihre gedrungene Bauart können mit ihr Kurvenhalbmesser von etwa 5 m durchfahren werden. Der Kraftstoffbehälter faßt 17 l, so daß bei einem Stundenverbrauch von 0,8 kg der Kraftstoff im allgemeinen für den Bedarf von zwei Förderschichten ausreicht.

124. — Vergleich der einzelnen Abbaulokomotiven. Die geringsten *Anlagekosten* weist die Diesellokomotive auf, die höchsten die Druckluftlokomotive mit ihrer Kompressor- und Rohrnetzanlage. Zwischen beiden steht die Akkumulatorlokomotive, die besondere Anschaffungen durch die Batterien und Ladeeinrichtungen erfordert. Je besser jedoch die Ausnutzung der Lokomotiven und je größer die Lebensdauer der gesamten Einrichtungen ist, um so weniger fallen die Anlagekosten ins Gewicht. Die *Betriebskosten* der Abbaulokomotiven liegen wesentlich höher als bei Hauptstreckenlokomotiven, weil infolge kürzerer Wege und Züge die Zahl der ntkm je Lokomotivschicht wesentlich geringer ist.

Es sei darauf hingewiesen, daß die Lokomotivkosten verschiedener Schachtanlagen bei der Abbaustreckenförderung ebensowenig ohne weiteres miteinander vergleichbar sind wie bei der Hauptstreckenförderung, da die verschiedenen örtlichen Betriebsbedingungen die Vergleichbarkeit sehr erschweren.

Im Steinkohlenbergbau ist der Einsatz von Diesellokomotiven in Abbaustrecken wegen der Verschlechterung der Wetter begrenzt. Die Akkumulatorlokomotive hat daher gerade hier eine starke Verbreitung gefunden. Dazu kommt, daß die Diesellokomotive im Gegensatz zu den anderen Lokomotivarten zum Tanken einen Füllraum aufsuchen muß. Druckluftlokomotiven sind betriebssicher und anpassungsfähig und haben zudem den Vorteil, daß sie die Wetter nicht erwärmen und trockene Frischluft abgeben.

Daneben können im Einzelfall für die Wahl von Abbaustreckenlokomotiven noch eine Reihe anderer Gründe von Bedeutung sein. So lohnt sich z. B. der Einsatz von Druckluftlokomotiven mit einem ausgedehnten Rohrleitungsnetz nur bei einer großen Förderung und auf lange Sicht. Eine Schachtanlage dagegen, die zu einem beträchtlichen Teil in flacher Lagerung baut und hier mit Bändern in den Abbaustrecken fördert, wird je nach dem Anteil der aus der steilen Lagerung stammenden Förderung Akkumulator- oder Diesellokomotiven vorziehen.

5. Die Organisation der Lokomotivförderung.

125. — Betriebliche Vor- und Nachteile der Lokomotivförderung. Die Lokomotivförderung hat allen anderen Streckenförderarten zwei wertvolle Eigenschaften voraus, nämlich ihre Anpassungsfähigkeit an die Betriebsverhältnisse und die verringerte Bedeutung von Betriebsstörungen. Die Anpassungsfähigkeit ist eine *räumliche*, indem man beliebig die Zahl der Fahrten und die Zahl und Größe der Lokomotiven nach den jeweiligen Förderbedingungen, d. h. nach den von den einzelnen Förderpunkten

gelieferten Mengen, einstellen kann, und eine *zeitliche*, indem je nach der Zu- und Abnahme der Fördermenge auf den einzelnen Sohlen oder Betriebsabteilungen mit einer größeren oder kleineren Zahl von Lokomotiven gearbeitet werden kann. *Betriebsstörungen* an der Maschine aber, die bei feststehenden Maschinen, wie sie bei der Seil- und Bandförderung notwendig sind, sogleich den ganzen Betrieb lahmlegen, erfassen hier immer nur eine verhältnismäßig kleine Fördermenge und lassen sich überdies, wenn sie ernsterer Natur sind, durch Einsatz einer Aushilfsmaschine leicht beheben.

Ein wesentlicher Vorzug der Lokomotivförderung ist ferner ihre Unabhängigkeit von Krümmungen. Dadurch entfällt nicht nur die vielfach lästige Notwendigkeit, die Förderstrecken möglichst gerade aufzufahren, sondern es wird auch die Befahrung von Zweigstrecken aller Art ohne weiteres ermöglicht. Außerdem gestattet die Lokomotivförderung eine größere Geschwindigkeit (3—5 m/sek), weil kein Ankuppeln von Wagen während der Bewegung stattfindet und die Schienenbahn schon wegen des Gewichtes der Lokomotiven so sorgfältig ausgeführt und unterhalten werden muß, daß größere Geschwindigkeiten unbedenklich sind. Dadurch werden Wagen und Lokomotiven bedeutend besser ausgenutzt, so daß man mit einer geringeren Wagenzahl auskommt. Auch ist für viele Fälle die Möglichkeit der Mannschaftsfahrung mit Hilfe von Lokomotiven von großer Bedeutung. Für die Materialwirtschaft bietet die Lokomotivförderung den großen Vorteil, daß die Betriebsleitung den einzelnen Abteilungen das erforderliche Material zwangsläufig zuführen lassen kann, wogegen, z. B. bei Seil- und Kettenförderungen, ihre Entnahme in das Belieben der einzelnen Anschläger gestellt ist.

Diese Vorzüge kommen allerdings nicht bei allen Lokomotiven in gleichem Maße zur Geltung. Die Förderung aus Nebenstrecken kann bei Fahrdrahtlokomotiven wegen der notwendigen Verlegung von Drahtleitungen nicht bei beliebig kleinen Fördermengen erfolgen, und die Unterhaltung der Leitungen sowie ihre Erhaltung in der richtigen Höhenlage kann bei quellendem Liegenden erhebliche Schwierigkeiten verursachen.

Aber auch für die anderen Arten von Lokomotiven sind gewisse Nachteile nicht zu verkennen. Zunächst macht das große Gewicht der Maschinen schwere und teure Schienen und Schwellen erforderlich. Auch erhöht dieses mitzubewegende tote Gewicht der Lokomotive den Kraftbedarf nach Ziff. 104 wesentlich, zumal auch noch die für das jeweilige Anfahren zu leistende Beschleunigungsarbeit in Rechnung zu stellen ist. Nachteilig ist ferner der Verschiebebetrieb an den Anschlagspunkten, da die Lokomotivförderung gewissermaßen „stoßweise" arbeitet und die Ansammlung größerer Wagenmengen an diesen Stellen mit sich bringt. Dieser Verschiebebetrieb erfordert größeren Raum für besondere Gleisanlagen sowie andere Vorkehrungen, legt auch größere Wagenmengen als Wechselwagen fest und mindert so die Wagenersparnis durch die größere Fördergeschwindigkeit wieder herab. Zudem stellen die Lokomotiven an die Breite und Höhe der Förderstrecken größere Anforderungen als die Seilförderung.

Weitere entscheidende Vorzüge der Lokomotivförderung sind ihre Leistungsfähigkeit, die bei zweigleisigen Strecken praktisch unbegrenzt ist und ihre weitgehende Unabhängigkeit von der zu überbrückenden Ent-

fernung. Wenn auch der mittlere gewogene Förderweg der Lokomotiven im westdeutschen Steinkohlenbergbau bei etwa 2 km liegt, so gibt es doch schon Fälle, in denen Entfernungen zwischen Ladestelle und Schacht von 5—10 km reibungslos beherrscht werden. Bedingung ist allerdings außer gutem Oberbau und gutem Zustand der Strecken, daß diese einigermaßen söhlig verlaufen. Als Grenze einer betriebssicheren Lokomotivförderung rechnet man im allgemeinen mit einer Neigung von 1 : 40, wenngleich mit entsprechend schwereren Lokomotiven noch Neigungen von 1 : 30 oder gar 1 : 10 überwunden werden können. Im allgemeinen haben Lokomotivstrecken Neigungen von nur 1 : 500 bis 1 : 300.

126. — Leistungen der Lokomotivförderung[1]. Die Leistungen der Lokomotivförderung, in ntkm (Kohlen- und Bergeförderung) ausgedrückt, hängen von der Zahl der möglichen Fahrten und der Belastung der Lokomotive für die Hin- und Rückfahrt ab. Die Zahl der möglichen Fahrten ergibt sich wieder aus der Dauer der Einzelfahrten und der Länge der zwischen je zwei Fahrten sich einschiebenden Pausen. Die rechnerisch mögliche Zahl der Fahrten einer Lokomotive in der Stunde berechnet sich nach der Leistungsgleichung für die Pendelförderung zu $n = \frac{3600}{\frac{L}{v} + t}$, also beispielsweise für eine Fahrzeit von 5,5 Stunden in der Schicht, $L = 2000$ m, $v = 2{,}5$ m/sek und $t = 600$ sek zu $n = \frac{5{,}5 \cdot 3600}{2000 : 2{,}5 + 600} = \frac{19800}{800 + 600} \sim$ $\sim$ 14 Fahrten/Schicht.

Zieht die Lokomotive durchschnittlich 60 Wagen mit je 0,8 t Kohleninhalt zum Schacht und 20 Bergewagen (außer 40 leeren Wagen) mit je 1,4 t in Feld, so würde sie an ntkm leisten können:

$$2 \cdot (7 \cdot 60 \cdot 0{,}8 + 7 \cdot 20 \cdot 1{,}4) \sim 1060 \text{ ntkm}.$$

Insgesamt ergeben sich für $L = 2000$ m und für verschiedene Werte von v und t folgende Leistungsmöglichkeiten je Lokomotivschicht:

v = (m/sek)	2,0			3,0			5,0		
t = (sek)	400	700	1000	400	700	1000	400	700	1000
n	14	12	10	19	15	12	25	18	14
ntkm	1060	970	760	1440	1140	910	1900	1390	1060

Dieses Beispiel veranschaulicht die theoretische Berechnungsmöglichkeit und zeigt, welche hohe Bedeutung neben einer Erhöhung der Fahrgeschwindigkeit die Verringerung der Pausen hat[2]. Die Betriebsergebnisse der einzelnen Zechen sind wegen der Vielseitigkeit der Verhältnisse sehr verschieden und unterscheiden sich vielfach von den in der Tabelle als Beispiel angegebenen Werten. So sei daran erinnert, daß die durchschnittliche Arbeit je Hauptstrecken-Lokomotivschicht im Ruhrgebiet (unter Ausschluß der Aushilfsmaschine) nur 600 ntkm beträgt und auf den einzelnen Schachtanlagen zwischen 300 ntkm und 1200 ntkm schwankt.

[1] OSTERMANN, W.: Die wirtschaftliche Untersuchung von Grubenlokomotiven. Bergbau 1939 S. 319.

[2] Vgl. R. STRÖMER: Fahrschreiber, ein Mittel zur Steigerung der Wirtschaftlichkeit des Lokomotivbetriebes unter Tage. Glückauf 1953 S. 1227.

Zugleich sei hier darauf hingewiesen, daß bei der Planung im allgemeinen eine Reserve von etwa 20—30% vorzusehen ist. Diese Aushilfe hat die Aufgabe, zur Erzielung einer gleichmäßigen Gesamtleistung eine leistungsfähige Hauptstreckenförderung als Puffer bei Förderstörungen im Abbau und in der Schachtförderung als Ausgleich benutzen zu können.

127. — Der Förderbetrieb mit Lokomotiven. Für den Förderbetrieb mit Lokomotiven ergeben sich hinsichtlich der Bedienung der einzelnen Anschläge grundsätzlich zwei Möglichkeiten[1]. Entweder wird jeder Anschlag durch geschlossene Züge bedient, so daß jede Fahrt nur zwischen dem zu versorgenden Anschlage und dem Schachte stattfindet, oder von den einzelnen Zügen werden auf der Hinfahrt an den verschiedenen Anschlägen die dort benötigten leeren und Bergewagen abgehängt und dafür auf der Rückfahrt die entsprechenden vollen Wagen mitgenommen. Das erste Verfahren ist für die Ausnutzung der Lokomotiven durchaus vorzuziehen, da diese ständig mit voller Belastung fahren und keine Zeit- und Kraftverluste durch Stillstände mit den entsprechenden Verzögerungs- und Beschleunigungsabschnitten eintreten. Es erfordert allerdings bei verhältnismäßig geringen Fördermengen einen größeren Wagenpark wegen der Festlegung einer größeren Wagenzahl und dementsprechend auch größere Bahnhöfe an den einzelnen Anschlägen. Bei Großladestellen versteht sich dagegen das Fahren mit geschlossenen Zügen von selbst. — Im Gegensatz dazu ergibt sich beim Verfahren mit Abhängen und Ankuppeln an den einzelnen Anschlägen eine schlechte Ausnutzung der Lokomotiven und ein zeitraubender und umständlicher Verschiebebetrieb, namentlich bei gemischten, aus leeren und Bergewagen zusammengesetzten Zügen. Anderseits kommt man bei solcher Bedienungsweise mit kleinen Bahnhöfen und weniger Wechselwagen aus. Um aber auch in diesen Fällen das Fahren mit geschlossenen Zügen zu ermöglichen, empfiehlt es sich, Zubringermaschinen die Verteilung besorgen zu lassen und einen Sammelbahnhof vorzusehen, bis zu dem die Hauptstreckenlokomotiven verkehren.

Bei dieser Gelegenheit sei außerdem darauf hingewiesen, daß längere Züge einen größeren Wagenpark erfordern und stärkere Lokomotiven benötigen, während man bei kleineren Zügen mit einem geringen Wagenpark und weniger leistungsfähigen Lokomotiven auskommt. Zur Ersparnis von Lohnkosten sowie wegen der vergleichsweise geringen Betriebskosten größerer Lokomotiven sowie zur Herbeiführung einer größeren Gleichmäßigkeit des Betriebes und der Vermeidung des Wartens auf leere Wagen wird in der Regel angestrebt, mit Lokomotiven größerer Leistung und möglichst langen Zügen zu fahren.

Ein starrer Fahrplan hat sich im Grubenbetrieb nur selten durchsetzen können. Eine elastische zentrale Leitung der Förderung kann vielmehr mit Hilfe fernmündlicher Verständigung zwischen Füllort und den wichtigsten Anschlagspunkten die kaum vermeidbaren Unregelmäßigkeiten sowohl im Anfall der Kohle als auch im Abgang der Versatzberge am wirksamsten ausgleichen.

[1] MATTHIASS: Planmäßiger Ausgleich von Schwankungen der Förderung. Glückauf 1921 S. 453.

Für die Leistungsfähigkeit der Lokomotivförderung und der einzelnen Maschine ist es von entscheidender Bedeutung, daß Wartezeiten vermieden werden. Hierzu gehört einmal eine zweckmäßige Gestaltung des Füllorts, die es der Maschine erlaubt, nach Abgabe des Vollzuges auf möglichst kurzem Wege zum Leerbahnhof zu fahren. Rangierarbeiten dürfen von Hauptstreckenlokomotiven weder im Füllort noch in den Abteilungen und Blindschachtbahnhöfen oder Ladestellen verlangt werden. Für diese Zwecke sind andere Mittel einzusetzen.

Weiterhin gehört dazu, daß am Füllort sowie an den einzelnen Bahnhöfen und Ladestellen im Grubenfeld so viel Wagen vorhanden sind, daß die Maschinen nach ihrer Ankunft nicht zu warten brauchen, sondern möglichst sofort umspannen können. Aus dieser Forderung geht hervor, daß eine Abhängigkeit zwischen der Leistungsfähigkeit der Lokomotivförderung und der Bemessung, vor allen Dingen aber der richtigen Verteilung des Wagenparks besteht. An den Ladestellen und Blindschachtbahnhöfen errechnet sich die Zahl der an ihnen jeweils vorhandenen Wagen aus der günstigsten Zuglänge und einem Zuschlag von etwa 20% zum Ausgleich, damit während des Ein- und Ausfahrens des Leer- und Vollzuges weiter geladen werden kann. Wenn es an Platz mangelt, wird der Zuschlag geringer bemessen oder es muß auf ihn verzichtet werden. Es ist dann allerdings notwendig, daß der Leerzug bestellt wird, ehe der abzuholende Vollzug fertig geladen ist. Besonders ist darauf zu achten, daß zu Beginn der Förderschichten eine ausreichende Anzahl von Leerwagen im Füllort und an den Ladestellen vorhanden ist. Je größer deren Ladeleistung ist, um so höher muß der Bestand an leeren Wagen sein.

Zur Erleichterung der Überwachung empfiehlt es sich, insbesondere vor Beginn der Hauptförderschicht, also gegen Ende der Nachtschicht, den Wagenbestand aller Betriebspunkte aufzuschreiben und melden zu lassen, damit baldmöglichst ein Ausgleich auf den jeweiligen Wagennormalbestand erfolgen und Leerwagen nachgeschoben werden können. Für die Verfolgung der Veränderungen, die im Verlaufe der Schicht eintreten, sowie zur Kontrolle der Fördermengen an Kohlen (Erz oder Salz) und Bergen sowie der Fahrzeiten der Lokomotiven ist eine Aufzeichnung aller Züge, nach Abteilungen geordnet, zweckmäßig. Eine Leitung der Förderung vom Füllort aus zur richtigen Verteilung des Wagenbestandes und gegebenenfalls noch eine Aufsicht in Abteilungsquerschlägen mit mehreren großen Betriebspunkten ist unerläßlich.

128. — Aufstellräume und Werkstätten. Größere Lokomotivförderanlagen machen die Schaffung von unterirdischen Räumen in Füllortnähe (s. S. 447) mit möglichst weitgreifenden Einrichtungen für die Prüfung, Instandhaltung und Ausbesserung der Lokomotiven erforderlich. An Werkzeugmaschinen sind u. a. eine Drehbank, eine Bohrmaschine, eine Shapingmaschine, eine Gewindeschneidemaschine und eine Feilbank vorzusehen. Baugruben sollen die Lokomotiven von unten zugänglich machen und so die Arbeiten erleichtern. Da sie aber schwer trocken zu halten sind und wegen ihrer Enge und mangelhaften Beleuchtung kein rasches Arbeiten ermöglichen, benutzt man vielfach auch Hebevorrichtungen, die hydraulisch oder mit Schraubenspindeln von Hand betätigt werden.

E. Die gleislose Förderung in Kammern und Strecken.

129. — Die gleislose Förderung, Allgemeines. Neben der schienengebundenen Förderung mit Wagen, die durch Lokomotiven, Seil, Kette, Tier- oder Maschinenkraft gezogen werden, ist noch auf die neue *gleislose Pendelförderung* unter Tage mit Lastwagen[1] hinzuweisen. Sie werden durch von Akkumulatoren oder von Schleppkabeln gespeisten Elektromotoren oder durch Verbrennungsmotoren angetrieben. Die Antriebsleistung beträgt meist 50—100 PS, kann aber bis 350 PS steigen. Am verbreitetsten sind die sogenannten Pendelwagen, von denen 1954 allein 5000 Stück zur Abbauförderung in den Örtern oder Kammern des nordamerikanischen Steinkohlenbergbaus liefen, die aber auch im Erzbergbau z. B. Nordamerikas, Schwedens und Lothringens benutzt werden und sich neuerdings auch in Deutschland einführen. Es sind dies auf Gummirädern laufende niedrige Wagen, von denen die kleineren Bauarten 4—6 m^3, die größeren 10—15 m^3 Laderaum besitzen. Die größten Ladegewichte erreichen bei Eisenerz bis zu 35 t. Auf dem Boden dieser Pendelwagen läuft ein kräftiges Kratzband, wodurch das Laden und Entladen der bis 7 m langen Wagen bewirkt wird. Pendelwagen heißen sie deshalb, weil sie ursprünglich meist zu zweit in einem Ort eingesetzt waren und zwischen Ortstoß und der meist 100 bis 150 m entfernten Band-Übergabestelle hin und her pendelten. Aus dem kanadischen Gipsbergbau ist neuerdings eine Entfernung von 870 m bekanntgeworden.

Die Pendelwagen sind meist in annähernd söhligen Strecken, Örtern oder Kammern eingesetzt. Sie können jedoch auch Steigungen bis zu 7%, vorübergehend sogar von 15% bewältigen. Man hat mit ihnen eine erhebliche Leistungssteigerung und Kostenverringerung erreicht.

Für die Personen- und Materialförderung werden auf einigen Kaligruben schon seit Jahren gewöhnliche Lastwagen und im ausländischen Erzbergbau in einigen Fällen Schwerlastwagen benutzt, die den in Tagebauen üblichen ähneln.

Anhang.

A. Die Druckluftwirtschaft im Untertagebetrieb.

130. — Die Druckluftwirtschaft im allgemeinen. Die Bedeutung der Druckluftwirtschaft geht schon aus dem erheblichen Anteil hervor, der von der Dampferzeugung einer Grube für die Herstellung von Druckluft verbraucht wird. Im Ruhrbergbau beläuft sich dieser Anteil — auch heute noch — auf etwa 33%[2]. Je Tonne Kohle schwankt der Druckluftverbrauch im westdeutschen Steinkohlenbergbau zwischen 200 und über 500 m^3 angesaugter Luft. Diese Menge entspricht einer kostenmäßigen Belastung in Höhe von etwa 1,20 bis 3,— DM/t. Er liegt auf Zechen, die sich mit Ausnahme der Wasserhaltung und Förderung im Untertagebetrieb lediglich der Druckluft bedienen, höher als bei solchen, die mehr oder weniger stark elektrifiziert sind und die Druckluft hauptsächlich nur noch für

[1] Koch, W.: Gleislose Förderung im Erzbergbau untertage. Erzmetall 1955.

[2] Bohnhoff, H.: Die Elektrifizierung des Ruhrbergbaus in ihrer Bedeutung für eine planmäßige Vereinheitlichung und Zusammenfassung der Zechenkraftwirtschaft. Diss. Aachen 1932.

Bohr- und Abbauhämmer benutzen. So beträgt z. B. der Druckluftverbrauch der weitgehend elektrifizierten Zeche Minister Stein nur etwa 120 m³/t.

Als Drucklufterzeuger kommen Kolben- und Turboverdichter in Betracht. Erstere eignen sich insbesondere für geringe Ansaugleistungen (6000—12000 m³/h) und wechselnde Belastung, letztere für größere Luftmengen (10000—80000 m³/h). Die Erzeugungskosten stellen sich im Steinkohlenbergbau auf etwa 0,6 Dpf/m³ a. L. Im Erzbergbau mit seinen höheren Dampf- oder Stromkosten steigen die Kosten bis auf 0,8 Dpf und mehr.

Von der für die Drucklufterzeugung aufgewandten Leistung wird im allgemeinen in den Arbeitsmaschinen unter Tage nur etwa $^1/_7$—$^1/_8$ nutzbar gemacht. Der Verbrauch an Druckluft je PSh beträgt bei gut unterhaltenen Maschinen meist 40—50 m³, steigt aber bei verbrauchten Maschinen auf 100 m³ und darüber. Gebräuchlicher ist es, den Luftverbrauch einer Arbeitsmaschine je Stunde Laufzeit anzugeben, da die Arbeit in PSh meist nur ungenau geschätzt werden kann.

131. — Die Fortleitung der Druckluft im Untertagebetrieb. Allgemeines. Angesichts der hohen Kosten und des schlechten Ausnutzungsgrades der Druckluftenergie bedarf die Druckluftwirtschaft im Untertagebetrieb besonderer Pflege. Sie hat sich außer auf die Instandhaltung der einzelnen mit Druckluft angetriebenen Maschinen vor allem auf die Einrichtung und Wartung des ausgedehnten Rohrleitungsnetzes zu erstrecken. Besonders dringend wird diese Forderung, wenn man sich vor Augen hält, daß eine Steinkohlenzeche von 4000 t Tagesförderung im Mittel ein Rohrleitungsnetz von etwa 30 km Länge besitzt, ein Wert, der in einzelnen Fällen auf 15 km sinken und auf 80 km steigen kann.

Abgesehen von den ortsfest im Schacht und in einem Teil der Gesteinsstrecken verlegten Rohre mit großem Durchmesser, bildet das Rohrleitungsnetz kein unveränderliches Ganzes. Es ist vielmehr ständigen Veränderungen unterworfen. Diese werden durch Abwerfen abgebauter und Hinzukommen neu ausgerichteter Abteilungen hervorgerufen, durch das Länger- und Kürzerwerden der Abbaustrecken, durch das vielfach tägliche Umlegen der Leitungen im Abbau usw. Raumbeschränkung bedingt außerdem die Verwendung handlicher Rohre, deren Länge im Durchschnitt 5 m nicht übersteigt, so daß eine besonders große Zahl von Dichtungen notwendig ist. Die Rohrdurchmesser betragen im Schacht vielfach 300—600 mm, in den Hauptstrecken 300—500 mm, in den Abbaustrecken und im Abbau 100—150 mm.

132. — Die Mengenverluste. Diese erschwerenden Betriebsbedingungen führen zu *Undichtigkeitsverlusten*, deren Höhe im Steinkohlenbergbau meist noch den Luftverbrauch der Gesamtzahl der eingesetzten Abbau- und Bohrhämmer übersteigt. Auch auf einer gut unterhaltenen Anlage betragen sie noch 15—25% der angesaugten Luftmenge. Statt als Anteil des Luftverbrauchs pflegt man den Druckluftverlust auch je 100 m Rohrlänge oder je „Dichtungsmeter“[1] anzugeben. Unter Dichtungsmeter versteht man die Länge der abgerollt gedachten Dichtungsfugen einer Druckluftrohrleitung. Bei gut gepflegten Leitungen treten je Stunde Verluste von 8—10 m³ a. L. je 100 m Rohrlänge oder 0,8—1 m³ a. L. je „Dichtungsmeter“ auf. Bei einem täglichen Druckluftverbrauch von z. B. 1400000 m³ werden infolgedessen von einer Kompressorleistung von 8000—8500 PS etwa 1600 PS nutzlos vertan. Aus diesen Gründen muß das Leitungsnetz sorgfältig instand gehalten und regelmäßig überwacht werden[2].

Besondere Beachtung ist daher den Mengenverlusten durch Beseitigung der Undichtigkeiten zu schenken. Dichtungen erfüllen nur dann ihren Zweck, wenn sie durch Einbau von Stopfbüchsen in die Rohrleitung von den durch Wärmeausdehnung und Abbauwirkung entstehenden Druck- und Zerrungseinwirkungen befreit werden. Wichtig ist es, gute Dichtungen anzubringen und regelmäßig die Flanschen nachzuziehen. Überflüssige Absperr- und Verteilungsventile, die leicht

[1] Velsen-Zerweck, H. von: Preßluftmessung- und -überwachung im Bergwerksbetrieb. Diss. Aachen 1925.

[2] Fritzsche, C. H.: Die Fortleitung der Druckluft im Untertagebetrieb von Steinkohlenzechen und Mittel zur Behebung der Druck- und Mengenverluste. Druckluft 1934 S. 7.

zu Undichtigkeiten Anlaß geben, sind zu entfernen. Um die Zahl der Dichtungen herabzusetzen, empfiehlt es sich, die Hauptleitungen verschweißt zu verlegen. Die Rohre selbst sollten in den am wenigsten gefährlichen und zugänglichen Stellen der Strecke und je nach Streckenprofil und Druckverhältnissen, entgegen der sonst gebräuchlichen Aufhängung an den Kappen, auch auf niedrige Stützböcke am Liegenden verlegt werden, falls hier die Leitung den Druckwirkungen am wenigsten unterliegt. Schutzbleche können dann die Flanschverbindungen vor Beschädigungen durch entgleisende Förderwagen schützen.

Die Höhe der Mengenverluste muß mindestens jährlich einmal festgestellt werden. Es kann dieses nach dem *Abpreßverfahren* geschehen. Dabei werden alle Verbraucher abgeschaltet und nur so viel Luft in das Rohrleitungsnetz gepumpt, als nötig ist, um den Luftdruck in ihm auf gleicher Höhe zu halten. Die hierzu notwendige Luftmenge entspricht dem festzustellenden Mengenverlust. Ein anderer Weg besteht darin, das gegen alle Verbraucher abgesperrte Netz bei erreichtem Betriebsdruck auch vom Verdichter zu trennen. Darauf wird der Druckabfall in Abhängigkeit von der Zeit bestimmt. Einer Atmosphäre Druckabnahme entspricht dann ein Mengenverlust vom Inhalt der Rohrleitung. Genauere Ergebnisse lassen sich durch Düsen oder Askaniamesser erzielen, die zu einer Dauerüberwachung geeignet sind[1].

133. — Der Druckabfall. Druckabfall entsteht durch Reibung und Wirbelung der Luft in sich, an den Wandungen und sonstigen Widerständen sowie durch Beschleunigung der ruhenden oder strömenden Luft in Verengungen, ferner durch ihre Fortleitung entgegen der Erdschwere. Er führt zu einer Verminderung der Dreh- und Anzugsmomente von Motoren und der Leistung der schlagend wirkenden Werkzeuge.

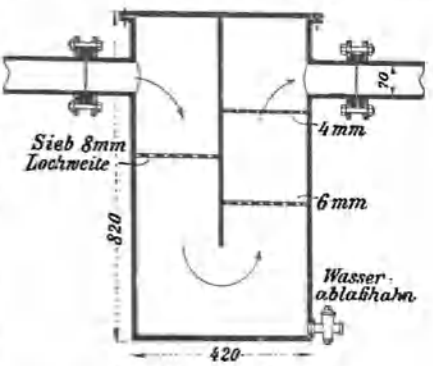


Abb. 322. Wasserabscheider.

Eine vollständige Vermeidung des Druckabfalls ist nicht möglich. Es gilt aber, ihn durch richtige Bemessung der Rohrdurchmesser (s. Ziff. 134) sowie durch möglichst geradlinige Verlegung der Leitungen und Wahl strömungstechnisch einwandfreier Krümmer und Armaturen möglichst gering zu halten. Auf Steinkohlengruben sollte er vom Verdichter bis zum entferntesten Betriebspunkt 1—1,5 at nicht übersteigen. Auch empfiehlt es sich, die Leitungen verschiedener Sohlen in möglichst weiter Entfernung vom Schacht zu *„Ringleitungen"* miteinander zu verbinden. Ähnliche Ringleitungen ergeben sich durch Anschluß der Strebleitung an die Rohrleitungen beider zugehöriger Abbaustrecken. Es wird auf diese Weise die Möglichkeit eines leichteren Druckausgleichs und eines schnelleren Nachströmens der Druckluft zu den Verbrauchern gewährleistet. Jedenfalls ist es wichtiger, auf einen geringen Druckabfall zu achten, als diesen durch einen höheren Anfangsdruck ausgleichen zu wollen. Dieser würde insbesondere zu stark gesteigerten Undichtigkeitsverlusten und zu einem höheren Kraftverbrauch des Verdichters führen.

Ein besonderes Augenmerk ist weiterhin auf die *Wasserabscheidung* in den Rohrleitungen zu richten. Das Wasser verengt die Rohrleitungen, wirkt drosselnd und erhöht die Reibungsverluste. Es sammelt sich gern in durchhängenden Rohrteilen an und bildet „Wassersäcke". Von hier wird es plötzlich weitergetrieben und gibt zu Wasserschlägen Veranlassung. Wenn es in die Maschinen gelangt, begünstigt es die Rostbildung und Vereisung. Man muß daher an den tiefsten Punkten Wasserabscheider aufstellen. Abb. 322 veranschaulicht eine ohne weiteres verständliche Ausführungsform eines Wasserabscheiders. Daß die zu besei-

[1] Hoffmann, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen. 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950.

tigenden Wassermengen namentlich im Sommer nicht unbeträchtlich sind, zeigt die folgende Berechnung für eine bestimmte Annahme: Förderung 3000 t täglich; angesaugte Luftmenge 250 m³/t; 3000 · 250 = 750000 m³; Wasserdampfgehalt bei 20° C und voller Sättigung 750000 · 16,9 = 12675000 g = 12,6 m³ oder t; entsprechend der Verdichtung der Luft werden etwa $^4/_5$ dieser Menge, also etwa 10 m³ täglich abgeschieden. Bei tiefen Gruben spielt die durch die Schachtteufe erzeugte Druckgewinnung eine Rolle; sie beträgt für je 100 m Teufe bei 7 ata und 45° C mittlerer Lufttemperatur:

$$p = \frac{100 \cdot 7}{29{,}27 \cdot 318} = 0{,}075 \text{ at}.$$

Umgekehrt sind zur Überwindung der Steigung in den Streben, Überhauen und Blindschächten entsprechende Werte als Verluste zu buchen.

134. — Berechnung des Rohrleitungsnetzes. Die Berechnung wird abschnittsweise durchgeführt, und zwar gesondert für die im Schacht, in den Richtstrecken, Abteilungsquerschlägen, Blindschächten, Abbaustrecken und im Abbau verlegten Rohrleitungen.

Zur Bestimmung der Reibungsverluste können die von Hinz und Reinhard entworfenen und von Schmitt[1] ergänzten Nomogramme verwendet werden, aus denen die angenäherten Druckverluste abzulesen sind. Zur Berechnung dienen Formeln, wie z. B. die nachstehend wiedergegebene:

$$\Delta p = \frac{\beta}{RT} \frac{p l v^2}{d} \pm \frac{H p}{RT} \text{ kg/cm}^2 \text{ *}.$$

In ihr bedeuten der erste Summand den Reibungsverlust und der zweite den Druckabfall oder Druckanstieg durch steigende oder fallende Leitung. Ferner sind l die Länge der Rohrleitung in m, v die Strömungsgeschwindigkeit der Druckluft in m/sek (errechnet aus Q/F, worin Q die sekundlich durch den Rohrleitungsquerschnitt F strömende Druckluftmenge ist), p der Druck in ata, d der Durchmesser in mm, R die Gaskonstante 29,27, T die absolute Temperatur der Druckluft und H der Höhenunterschied zwischen Anfang und Ende der Rohrleitung, der nur bei Unterschieden von mehr als 100 m berücksichtigt zu werden braucht; β ist die Widerstandszahl. Sie liegt zwischen 1 und 2 und kann mit genügender Genauigkeit nach der Formel: $\beta = 2{,}86/G^{0{,}148}$ berechnet werden. G ist hierin in kg/h die durch die Leitung gehende Gewichtsmenge, die sich aus der stündlichen Druckluftmenge und ihrem spezifischen Gewicht errechnet.

Die Strömungsgeschwindigkeit v sollte in der Regel 20 m/sek nicht überschreiten. Sie kann durch Messung oder Rechnung ermittelt werden. Bei der Rechnung ergibt sie sich aus der sekundlich fließenden Druckluftmenge und dem Rohrleitungsquerschnitt. Die Luftmenge läßt sich bestimmen durch Multiplikation der Zahl der eingesetzten Maschinen, ihrem stündlichen Nennluftverbrauch und dem *Gleichzeitigkeitsfaktor*. Letzterer berücksichtigt die Tatsache, daß bei einer Vielzahl von eingesetzten Maschinen meist nicht alle gleichzeitig in Betrieb zu sein pflegen. Er ist gleich 1 oder kleiner als 1 und richtet sich nach der Art der Luftverbraucher und außerdem danach, ob nur ein Betriebspunkt, mehrere Betriebspunkte oder (z. B. für die Schachtleitung) die ganze Grube in Betracht gezogen wird. Für einen Abbaubetriebspunkt z. B. ist bei Schüttelrutschen der Gleichzeitigkeitsfaktor 1; für die ganze Grube 0,7—0,8; bei Abbauhämmern ist er in einem Abbau, in dem 50 Hauer eingesetzt sein mögen, etwa 0,8; in der ganzen Grube vielleicht nur 0,6—0,7. Bei den Luftverbrauchern der Sonderbewetterung ist er dagegen gleich 1 zu setzen, da diese meist ununterbrochen in Betrieb sein müssen.

Bei der Benutzung der Formel für den Druckabfall, für die Planung von Rohrleitungen oder der Nachprüfung eines vorhandenen Rohrleitungsnetzes geht man

[1] Schmitt, G.: Die praktische Bemessung von Preßluftnetzen. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 13.

* Für die Berücksichtigung der im Betrieb erfolgenden Aufrauhung der Innenwand der Leitungen empfiehlt sich ein Zuschlag zu den Werten dieser Formel von mehreren 10% (bis zu 50%).

zur Vermeidung von zwei Unbekannten entweder von einem bestimmten noch zulässigen Druckabfall für den zu berechnenden Rohrleitungsabschnitt (z. B. Richtstrecke bis Blindschacht oder Blindschacht bis Abbaustrecke) aus, oder man nimmt verschiedene Rohrdurchmesser an und errechnet danach den Druckabfall.

135. — Luftverbrauch der einzelnen Arbeitsmaschinen. Der ungünstige Wirkungsgrad der Druckluftmaschinen erfordert einen hohen Luftverbrauch. In einer Steinkohlenzeche weisen Schüttelrutschen- und Blasbetriebe den stärksten Luftverbrauch auf. Hier vereinigen sich hohe Laufzeit und verhältnismäßig großer Luftverbrauch je Stunde. An zweiter Stelle folgen die Häspel, dann die Abbauhämmer und in weitem Abstand die Bohrhämmer und Düsen.

In der nachstehenden Tabelle ist der ungefähre stündliche Luftverbrauch der verschiedenen Arbeitsmaschinen beim Druck von 4 atü wiedergegeben, aus-

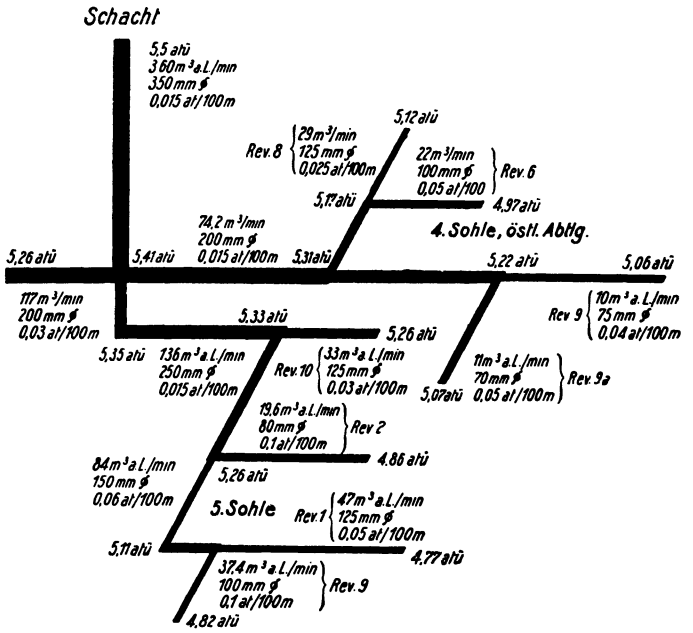


Abb. 323. Teil des Druckluftrohrplanes einer Steinkohlenzeche.

gedrückt in der Ansaugeleistung des Verdichters und unter Berücksichtigung der Leitungsverluste:

Schüttelrutschenmotoren, Zylinderdurchmesser . . . . 260 mm	240 m³
Schüttelrutschenmotoren, Zylinderdurchmesser . . . . 325 mm	300 m³
Schüttelrutschenmotoren, Zylinderdurchmesser . . . . 420 mm	500 m³
Gegenmotoren	75— 200 m³
Bohrhämmer	80— 200 m³
Abbauhämmer	50— 60 m³
Freihand-Drehbohrmaschinen	70— 80 m³
Schrämmaschinen	1200—2000 m³
Strahldüsen	90 m³
Luttenlüfter	60— 300 m³
Häspel verschiedener Bauart je PS	40— 130 m³

136. — Der Rohrleitungsplan. Zur Überwachung des Rohrleitungsnetzes empfiehlt sich dessen zeichnerische Darstellung in *Rohrplänen*, aus denen sich genau Lage, Länge und Durchmesser der Leitungen, ihr Zustand, Art und Güte der eingebauten Armaturen, schließlich Zahl und Luftverbrauch der angeschlossenen und in einzelne Gruppen zusammengefaßten Verbraucher entnehmen lassen. Eine Unterteilung in Ist- und Soll-Rohrpläne (Abb. 323), die als

Sohlen-, Abteilungs-, Flöz- und Gesamtrohrpläne anzulegen sind, ist zweckmäßig. Räumliche Darstellung ist immer dann vorzuziehen, wenn dadurch größere Klarheit und Anschaulichkeit erreicht wird. Ein Verbraucherrohrplan gibt einen Überblick über den Luftverbrauch der Arbeitsmaschinen während der einzelnen Betriebsstunden, zum mindesten aber über die Höchstmenge und den Durchschnitt der während einer Schicht verbrauchten Luft. An Hand solcher Rohrpläne kann man Fehlerquellen erkennen und sofort an richtiger Stelle deren Beseitigung veranlassen.

137. — Der Betrieb mit einem elektrisch angetriebenen Untertagekompressor[1]. Im allgemeinen, vor allem auf größeren Gruben, wird heute noch die zum Antrieb der Untertagemaschinen erforderliche Druckluft über Tage erzeugt. Die zweifellos erheblichen Vorteile, welche die elektrische Kraftübertragung an und für sich bietet und die Vorzüge, die auf der anderen Seite insbesondere die schlagend wirkenden Druckluftgewinnungswerkzeuge besitzen, führten zu dem Bestreben, die beiden Betriebskräfte zu vereinigen. Die an beliebiger Stelle erzeugte elektrische Kraft wird mittels Kabels bis in die Nähe des Arbeitsortes gebracht. Durch einen Elektromotor wird hier ein *Untertagekompressor* betrieben, der die Druckluft für die vor Ort arbeitenden schlagend wirkenden Maschinen liefert. Verhältnismäßig kurze Rohrleitungen führen die Druckluft vom Kompressor bis vor Ort.

Der Kompressor kann entweder für längere Dauer in der Nähe der Betriebspunkte fest aufgestellt sein, oder er wird fahrbar gemacht und bei Streckenvortrieben in schußsicherer Entfernung vom Arbeitsort dem Vorrücken des Betriebspunktes entsprechend nachgerückt. Im ersten Falle kann man größere Anlagen wählen; z. B. besitzen Kompressoren mit 1500—2000 m^3 stündlicher Ansaugeleistung noch Abmessungen und Gewichte, die ihre Einzelteile durch Schächte und Strecken der üblichen Abmessungen zu befördern gestatten. Solche Kompressoren genügen bereits für den gleichzeitigen Betrieb von 20 mittelschweren Bohrhämmern oder von 40 Abbauhämmern. Die fahrbaren Kompressoren sind kleiner und kommen über 400 m^3/h Ansaugeleistung nicht wesentlich hinaus, so daß die Zahl der gleichzeitig zu betreibenden Hämmer entsprechend sinkt. Dafür können die Rohrleitungen kürzer als im ersteren Falle gehalten werden. Bei Gesteinsstreckenbetrieben wird man die Leitungslänge auf 100—150 m beschränken können.

Bei dieser Betriebsweise erhält man durch die elektrische Leitung billige Kraft bis nahe an die Verwendungsstelle. Der Druck der Druckluft kommt nahezu ohne Spannungsabfall den Druckluftgeräten zugute, so daß diese mit einem Drucke von etwa 4—7 atü arbeiten und sehr gute Leistungen erzielen können. Die Erwärmung der Luft bei ihrer Zusammenpressung geht nicht vollständig verloren, sondern wird zum Teil in den Maschinen wieder ausgenutzt. Allerdings macht sich diese Erwärmung in tiefen Gruben ungünstig bemerkbar.

Derartige Anlagen sind namentlich für neu zu errichtende Zechen mit guten Lagerungsverhältnissen zu empfehlen, bei denen durch weitgehende Mechanisierung und Elektrifizierung der Druckluftverbrauch sehr gering gehalten werden kann[1]. Außerdem sind sie für Tagebaue, Steinbrüche u. dgl. durchaus geeignet und haben sich bereits vielfach bewährt.

Von den Untertagekompressoren zu unterscheiden sind die *Zusatzkompressoren*, die in der Nähe des Betriebspunktes in das Druckluftnetz eingeschaltet werden. Sie eignen sich besonders für Gesteinstreckenvortriebe, die z. B. vom Schacht weit entfernt und daher mit einem niedrigen Druckluftdruck zu arbeiten gezwungen sind. Außerdem kann mit ihrer Hilfe der Druck bis auf 6 oder 7 atü gesteigert werden, was zur Erhöhung der Leistung von Bohrhämmern und Lademaschinen führt.

[1] KUHLMANN, H.: Hat eine Ruhrzeche heute noch eine zentrale Drucklufterzeugungsanlage über Tage nötig? Glückauf 1952 S. 415; — ferner E. GREMMLER: Soll eine neue Schachtanlage auf eine zentrale Drucklufterzeugungsanlage über Tage verzichten? Glückauf 1952 S. 1253.

B. Die Elektrizität im Untertagebetrieb[1].

138. — Verbreitung der Elektrizität im Untertagebergbau und ihre Gründe. Druckluft kann für den Antrieb aller Arbeitsmaschinen unter Tage verwendet werden. Die Elektrizität eignet sich besonders für alle drehend anzutreibenden Maschinen, wie Bänder jeder Art, Häspel, Lüfter usw., aber auch für Maschinen mit hin- und hergehenden Bewegungsvorgängen, wie Schüttelrutschen und Aufschiebevorrichtungen. Für Maschinen mit schlagender Wirkung ist die Elektrizität dagegen nicht verwendbar, also für Bohrhämmer und Abbauhämmer.

Im westdeutschen, ja im ganzen kontinentaleuropäischen Steinkohlenbergbau spielen diese schlagend wirkenden Maschinen nach wie vor eine große Rolle. Hier handelt es sich infolgedessen nicht um die Frage, entweder Druckluft oder Elektrizität zu verwenden, sondern Druckluft für die Bohr- und Abbauhämmer und für sonstige Antriebe mit kleiner Leistung, und Elektrizität für alle anderen Arbeitsmaschinen. Diese gemeinsame Verwendung beider Energiearten nebeneinander

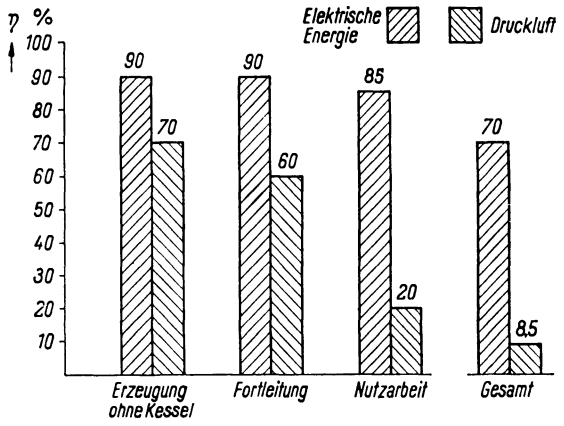


Abb. 324. Wirkungsgradvergleich Druckluft und elektrische Energie bei der Versorgung von Untertagebetrieben.

pflegt man als *„gemischten Betrieb"* zu bezeichnen. Er hat im Steinkohlenbergbau eine immer größere Verbreitung gefunden. Insbesondere auf Gruben mit flacher Lagerung beschränkt sich die Druckluft immer mehr auf die Bohr- und Abbauhämmer sowie auf den Blasversatz. — Mehrere Gründe sind hierfür maßgebend. Der hervorragendste unter ihnen ist die größere Wirtschaftlichkeit des elektrischen Antriebs, d. h. seine geringeren Betriebskosten. Sie haben ihre Wurzel in den wesentlich niedrigeren Energiekosten bei Verwendung von Elektrizität. Dem Verbrauch von 100 m^3 angesaugter Luft (0,60 DM) entspricht im Durchschnitt der Verbrauch von 1,3 kWh (6—7 Dpf). Dieser große Unterschied ist durch den wesentlich besseren Wirkungsgrad der Elektrizität verursacht. Wie Abb. 324 erkennen läßt, beträgt er 70% im Vergleich zu nur 8,5% bei Druckluft. Um die gleiche Nutzarbeit unter Tage verrichten zu können, muß also an der Welle des Verdichters die 8fache Leistung gegenüber derjenigen an der Generatorwelle aufgebracht werden. Um also z. B. eine Nutzleistung von 100 PS an einem Doppelkettenförderer oder Haspel zu erzielen, muß bei Druckluft eine Leistung von 1176 PS, bei Elektrizität nur von 143 PS in der Kraftzentrale über Tage erzeugt werden. — Den wesentlich niedrigeren Kraftkosten stehen meist höhere Anschaffungskosten auf seiten des elektrischen Antriebs gegenüber. Die Kapital-

[1] Elektrotechnische Zeitschrift: Sonderheft „Elektrotechnik im Bergbau" 1954, S. 125—204; — ferner: 50 Jahre elektrotechnische Überwachung im Ruhrbergbau, hsgg. vom TÜV Essen. 1953.

dienstkosten sind daher auch höher. Sie verringern zwar die Kraftkostenersparnis, zehren sie jedoch bei weitem nicht auf[1].

Ein weiterer Grund für die Zunahme der Elektrizität im Steinkohlenbergbau ist in der Entwicklung seines Mechanisierungsgrades zu erblicken, d. h. in der Erhöhung der Antriebsleistung von Häspeln und Doppelkettenförderern sowie in der örtlichen Zusammenballung von Leistungen von 200—300 kW, die sich zwar auf 5—6 und mehr Motoren verteilen, aber zu nur einem Flözbetrieb gehören. Solche Leistungen können nicht nur billiger, sondern, rein technisch gesehen, auch zuverlässiger durch Elektrizität erzeugt werden. Hand in Hand mit der Leistungszunahme ging auch eine Erhöhung der Laufzeiten, d. h. des Ausnutzungsgrades der Maschinen. Mit dem Ausnutzungsgrad wächst zugleich die wirtschaftliche Überlegenheit des elektrischen Stromes.

Schließlich hat auch die technische Entwicklung auf dem Gebiet der Stromverteilung und ihrer Einrichtungen, also der Schalter, Umspanner, Kabel und Leitungen sowie der elektromotorischen Antriebe selbst zu dem weiteren Vordringen der Elektrizität beigetragen. Sie besitzen heute einen hohen Grad von Zuverlässigkeit, Einfachheit, Übersichtlichkeit und Sicherheit auch bei Schlagwettergefahr.

Im Erzbergbau liegen die Bedingungen für die Anwendung von Druckluft und Elektrizität ähnlich wie im Steinkohlenbergbau, jedoch insofern unterschiedlich, als die Schlagbohrmaschinen eine noch entscheidendere Rolle spielen, auf eine Schlagwettergefahr aber keine Rücksicht genommen zu werden braucht.

Im Steinsalz- und Kalibergbau ist Elektrizität die einzige Energieart. Bohr- und Abbauhämmer sind hier unbekannt, so daß auf Druckluft verzichtet werden kann. Ähnlich ist es im Steinkohlenbergbau der Vereinigten Staaten und auf vielen Steinkohlengruben Großbritanniens.

139. — Stromart und Schlagwetterschutz. Die unter Tage verwendete Stromart ist der *Drehstrom*. Eine Ausnahme bilden lediglich die Fahrdraht- und Akkumulatorlokomotiven, die mit Gleichstrom-Reihenschlußmotoren angetrieben werden. Für die übrigen Antriebe verdient der Drehstrom den Vorzug, da er leicht umgespannt werden kann, seine Fortleitung infolgedessen einfacher und billiger ist, und, da der Drehstrom-Käfigläufermotor keine Schleifringe besitzt, betriebsmäßig keine Funkenbildung auftritt. Auch bei Betrieb von Umspannern findet keine Funkenbildung statt. Um sie aber auch in außergewöhnlichen Fällen auszuschließen, werden diese Geräte für schlagwettergefährdete Gruben mit *erhöhter Sicherheit* im Vergleich zu der normalen, über Tage gebräuchlichen Bauart ausgeführt. Diese besteht darin, daß die zulässige Temperatur, bis zu der sich die isolierten Wicklungen der Motoren und Umspanner erwärmen dürfen (die sogenannte *Übertemperatur*), um 10° herabgesetzt ist. Erreicht wird dieses Ziel durch einen Überlastungsschutz sowie durch bauliche und wicklungstechnische Maßnahmen. Wenn auch beim Käfigläufermotor betriebsmäßig keine Funken auftreten, so ist doch ein Wicklungsdurchschlag nicht ausgeschlossen. Um ihn ungefährlich zu machen, werden die im Abbau befindlichen und die sonstigen nicht stationären Motoren druckfest gekapselt. Das gleiche trifft für die Umspanner und Akkumulatorenbehälter zu, bei denen eine Funkenbildung ebenfalls nicht ausgeschlossen ist, dann aber ebenfalls ohne die Gefahr einer Schlagwetterzündung vor sich gehen muß. Einen Schlagwetterschutz verlangen außerdem alle Schalter sowie die Schleifringe von Schleifringläufermotoren, deren Betrieb ohne Funkenbildung überhaupt nicht möglich ist.

Es gibt drei Arten des Schlagwetterschutzes durch Kapselung: die druckfeste Kapselung, die Plattenschutzkapselung und die Ölkapselung. Jede von ihnen hat einen getrennten Anwendungsbereich. Die *druckfeste Kapselung* eignet sich für Niederspannungsschalter und kleinere Niederspannungsmotoren (bis 80 kW)

[1] Fritzsche, C. H.: Die technische Entwicklung in der Verwendung der Elektrizität im Steinkohlenbergbau unter Tage. Glückauf 1934 S. 221. — Ferner C. H. Fritzsche u. B. Passmann: Die technische Entwicklung der Elektrifizierung des Flözbetriebes im Ruhrkohlenbergbau. Elektrizität im Bergbau 1941 S. 3 u. 21. — C. H. Fritzsche: Vergleich der Wirtschaftlichkeit von Preßluft und Elektrizität im Ruhrkohlenbergbau. Glückauf 1930 S. 1381.

sowie für Schleifringe kleinerer und größerer Motoren. Sie besteht in einem allseitig geschlossenen Gehäuse, das zwar nicht gasdicht, aber druckfest ist. Es hält eine in seinem Inneren etwa auftretende Explosion aus, deren Druck erfahrungsgemäß nicht über 8 at steigen kann. Außerdem wird an Flanschen und Stopfbüchsen sowie an den Auflageflächen der Gehäusedeckel durch ausreichende Breite dieser Flächen und durch enge Bemessung des Luftspaltes (höchstens 0,5 mm) dafür Sorge getragen, daß eine Explosionsflamme nicht durchschlagen kann, die Gase sich vielmehr auf ihrem Wege nach außen genügend abkühlen. Darüber hinaus müssen druckfeste Gehäuse auch partikelzünd-durchschlagssicher sein, d. h. es muß nach einem Kurzschluß im Gehäuse unmöglich sein, daß glühende Metallteilchen durch einen Spalt getrieben werden und außerhalb des Gehäuses ein etwa vorhandenes Schlagwettergemisch entzünden[1]. — Die *Plattenschutzkapselung* kommt bei Batteriebehältern und Widerständen von elektrischen Lokomotiven und Diesellokomotiven in Betracht. Sie besteht darin, daß an einem im übrigen geschlossenen Gehäuse meist langgestreckte schmale Öffnungen mit Paketen aus Metallplatten bestimmter Breite mit höchstens 0,5 mm Abstand versehen werden, an denen brennende Gase sich ausreichend abkühlen können. — Die *Ölkapselung* ist nur bei ortsfesten Betriebsmitteln zulässig, wie Transformatoren, Anlaßwalzen und Hochspannungsschaltern. Durch das Öl, mit dem die genannten Betriebsmittel gefüllt sind, wird ein etwaiger Lichtbogen gekühlt und gelöscht. Zur Vermeidung stärkerer Ölgasbildung ist eine schnelle Löschung und daher eine hohe Schaltgeschwindigkeit erforderlich. Bei Erreichen einer gewissen Öltemperatur ist eine automatische Abschaltung vorgeschrieben.

Als letzte Schutzart sei die *Fremdbelüftung* erwähnt. Sie ist so einzurichten, daß Schlagwetter, die vor der Inbetriebnahme ein Gehäuse erfüllen, ausgespült werden und während des Betriebes nicht in das Gehäuse eindringen können. Bei Ausfall der Bespülung müssen die in das Gehäuse eingebauten Teile, die durch Funkenbildung explosionsgefährliche Gemische zünden können, außer Betrieb gesetzt werden.

Alle schlagwettergeschützten und von einer Versuchsstrecke bestätigten Geräte erhalten die Zeichen (Sch)d oder (Sch)e und sind mit einer deutlich angebrachten Typenbezeichnung versehen.

140. — Energieverteilung unter Tage. Die elektrische Energie wird als *hochgespannter Drehstrom* von 5000—6000 V, vereinzelt auch von 2000 V, über 2—3 Schachtkabel nach unter Tage geleitet, und zwar, wie Abb. 325 erkennen läßt, zunächst in den Raum der Hauptschaltanlage oder Hochspannungsverteilung, die sich in der Regel in der Nähe des Füllorts befindet. Diese Verteilungsanlage besteht aus gekapselten Hochspannungs-Schaltschränken mit eingebauten Sammelschienen. Wenn der Schaltraum auf Schlagwettergruben im einziehenden Wetterstrom liegt, brauchen die Schaltschränke nicht schlagwettergeschützt zu sein; im ausziehenden Wetterstrom müssen sie jedoch schlagwettergeschützte Ausführung besitzen. Die Verteilungsanlage besteht aus den Zuleitungsschaltern für die ankommenden Schachtkabel, den Motorschaltern für die Wasserhaltungsmotoren und den Kabelschutzschaltern für die zu den Revieren abgehenden Kabel.

Erst in den Revier- oder Umspannstationen wird die Hochspannung durch Transformatoren in *Niederspannung* umgewandelt. Als Niederspannung kommt heute fast nur die Spannung von 500 V in Betracht. In der Nähe der Umspannstationen werden die Niederspannungsverteilungen, auch Unterverteilungen genannt, erstellt. An ihnen wird das vom Umspanner kommende Kabel Sammelschienen zugeführt, die sich in gekapselten Schienenkästen befinden, von denen eine ganze Anzahl nebeneinander angeordnet zu sein pflegt. Unter den Schienenkästen werden die Schaltgeräte angeordnet. Sie dienen zum Absichern der zu den Stromverbrauchern abgehenden Kabel oder Leitungen sowie zum Schalten und Absichern der einzelnen Stromverbraucher, wie Förderer, Gewinnungsmaschinen,

[1] Einsele, A.: Schlagwettergeschützte Schalt- und Überwachungsgeräte sowie Verteilungsanlagen. Siemens-Zeitschrift 1952 Heft 7 u. 8; — ferner F. Hülsberg: Die Prüfung elektrischer Betriebsmittel auf Schlagwettersicherheit, ETZ 1954 S. 136.

Lüfter, Häspel usw. Diese Schaltgeräte können in Form einer zentralen Verteilung zusammengebaut oder — was bevorzugt geschieht — als Einzelgeräte neben den Motoren aufgestellt werden. Ein Kabel oder eine Leitung dient auch zur Speisung des Umspanners für den Beleuchtungsstrom, der in der Regel eine Spannung von 220 V aufweist.

141. — Die Schalter. Die Zuführung des elektrischen Stromes zu den Sammelschienen oder Schienenkästen sowie die Wiederabnahme des Stroms von diesen bedarf besonderer Vorrichtungen und Überwachungsorgane, als welche die *Schalter* dienen. In der Regel kann der Strom weder den Sammelschienen zugeleitet noch von ihnen wieder abgenommen werden, ohne daß er vor und hinter den Sammelschienen Schalter durchlaufen hat. Diese Schalter haben allgemein die Aufgabe, von Hand unmittelbar betätigt oder ferngesteuert, den Strom ein- oder abzuschalten, ferner ihn selbsttätig abzuschalten: 1. wenn der Strom aus irgendeinem Grunde vom Netz aus plötzlich wegbleiben sollte; 2. bei Überlastung der Motoren; 3. bei Kurzschluß, also bei stark gesteigertem Überstrom. Alle solche Schalter, die insbesondere in der Lage sind, fließenden Strom

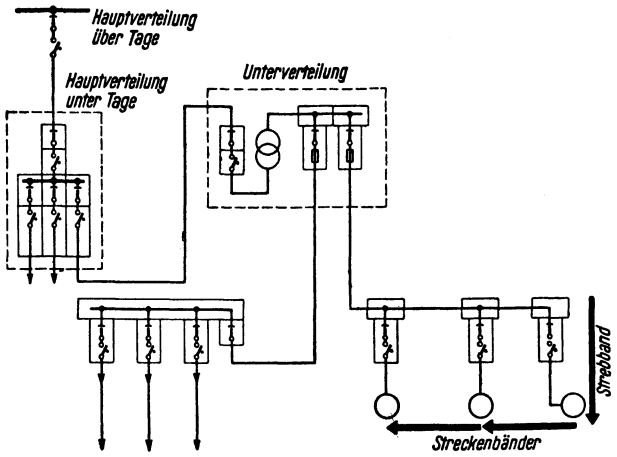


Abb. 325. Schematische Darstellung der Stromverteilung unter Tage.

zu- oder abzuschalten, werden *Leistungsschalter* genannt. Bei Hochspannung sind diese Schalter entweder Ölschalter oder neuerdings mehr und mehr Expansionsschalter, die mit Wasser als Löschflüssigkeit arbeiten, oder Hartgasschalter, bei denen Gas zum Ablöschen des Funkens dient, das im Augenblick der Kontaktunterbrechung aus einem festen Stoff erzeugt wird. Bei Niederspannung werden öllose, druckfeste Schalter benutzt. Diese Leistungsschalter für sich allein genügen aber noch nicht. Um sie öffnen und an ihnen arbeiten zu können, müssen die Anschlußkontakte des ankommenden Kabels noch spannungsfrei gemacht werden können. Diese Aufgabe fällt den *Trennschaltern* zu. Sie sind nicht in der Lage, bei durchfließendem Strom zu schalten, sondern vermögen lediglich nach Abschaltung des Stroms durch einen Leistungsschalter diesen spannungsfrei zu machen. Vielfach ist der Trennschalter mit im Gehäuse des Leistungsschalters untergebracht und kann betätigt werden, nachdem der Leistungsschalter ausgeschaltet worden ist.

Bei Durchgang durch eine Hoch- oder Niederspannungsverteilung hat also der elektrische Strom grundsätzlich folgenden Weg zu nehmen: ankommendes Kabel, Trennschalter, Leistungsschalter, Sammelschienen, Trennschalter, Leistungsschalter, abgehendes Kabel. Zuweilen kann auf einen Trennschalter beim ankommenden und abgehenden Kabel verzichtet werden, und zwar ist dieses z. B. beim abgehenden Kabel dann der Fall, wenn sich in einer Umspannstation der Hochspannungsleistungsschalter in unmittelbarer Nähe befindet und durch ihn die ganze Niederspannungsanlage sowohl strom- als auch spannungslos gemacht werden

kann. Der Stromweg ist dann folgender: Trennschalter, Hochspannungsleistungsschalter, Umspanner, Schienenkästen, Leistungsschalter für jedes abgehende Kabel.

Bei den Niederspannungsleistungsschaltern sind zwei Gruppen zu unterscheiden: handbetätigte Schalter und selbsttätige Schalter. Die *handbetätigten Schalter* sind dadurch gekennzeichnet, daß, wie ihr Name besagt, das betriebsmäßige Ein- und Ausschalten des Stromes durch Betätigung eines Handhebels erfolgt, wogegen der Schutz gegen Überstrom von Schmelzsicherungen übernommen wird. Sie werden besonders gern als Schutzschalter für Kabel, Leitungen und Beleuchtungsanlagen benutzt.

Die *selbsttätigen Schalter* sind zweierlei Art: Selbstschalter, auch Motorschutzschalter oder Automaten genannt, und Schütze. Bei den *Selbstschaltern* werden die beweglichen Schaltkontakte auf mechanischem Wege (durch mechanische Verklinkung) in ihrer Einschaltlage gehalten. Bei den *Schützen* geschieht dieses auf elektromagnetischem Wege, d. h. ein Elektromagnet hält die Schaltkontakte in der Einschaltlage fest. Außerdem unterscheiden sich beide Schalterarten dadurch, daß der Selbstschalter eines besonderen Spannungsrückgangauslösers bedarf, der bei einer willkürlichen Spannungsunterbrechung, bei unvorhergesehenem Ausbleiben des Stromes oder bei Spannungsrückgang den Schalter ausschaltet. Es geschieht dieses durch Abfallen eines Magnetankers, der die mechanische Verklinkung frei macht, wodurch die Schaltkontakte unter Federkraft abfallen. Beim Schütz dagegen bedarf es eines solchen besonderen Spannungsrückgangauslösers nicht, da der Anker des die Schaltkontakte haltenden Elektromagneten unmittelbar die Schaltkontakte trennt. Ein dritter Unterschied besteht darin, daß der Schutz gegen Kurzschluß bei den Schützen durchweg von Schmelzsicherungen übernommen wird, während er bei Selbstschaltern meist durch Schnellauslöser erfolgt. Ein solcher *Schnellauslöser* besteht aus einer elektromagnetischen Auslösevorrichtung. Bei ihr wirkt ein Elektromagnet auf die Auslösevorrichtung des Schalters. Der Schutz gegen Überlastung (ein langer, andauernder Überstrom von mäßiger Höhe, der zu einer gefährlichen Erwärmung der Leitungen oder Motoren führen kann) geschieht dagegen bei beiden Schalterarten auf grundsätzlich ähnliche Weise, und zwar durch Erwärmen einer Metallegierung oder zweier Metalle mit verschiedenen Wärmeausdehnungsziffern, wodurch ein Auslösen des Schalters bewirkt wird. Die Ausführung eines Schützes zeigt Abb. 326.

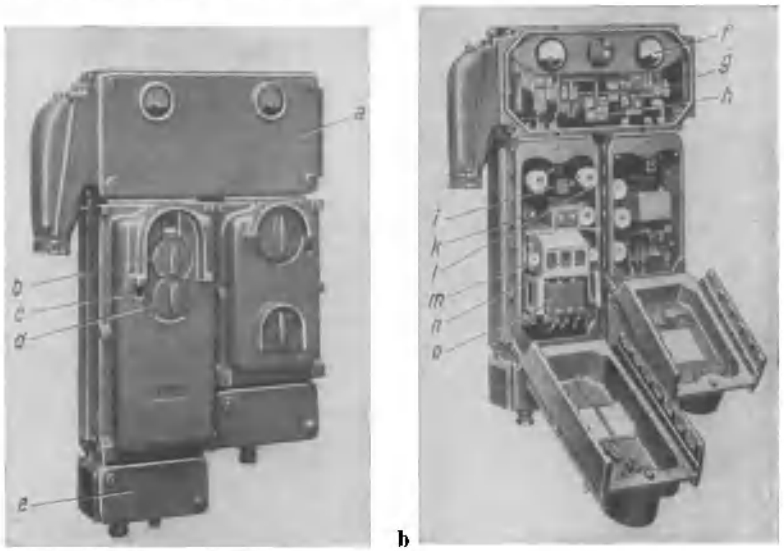
Eine gemeinsame Eigenschaft beider Schalter ist die Möglichkeit ihrer Betätigung aus beliebiger Entfernung. Sie geschieht auf elektrischem Wege über eine Hilfsleitung, die *Steuerleitung* genannt wird, z. B. durch Betätigung von Druckknöpfen oder Zugkontakten. In der Steuerleitung fließt ein Hilfsstrom von 24 oder 42 V, der durch einen im Schaltergehäuse befindlichen Stromwandler erzeugt wird und auf ein Hilfsrelais wirkt, das den Schaltvorgang auslöst. Von beiden Schaltern gibt man den Schützen vielfach den Vorzug, da sie bei gleicher Lebensdauer häufiger geschaltet werden können. Außerdem sind sie bei gleicher Nennleistung der Antriebe kleiner als die Selbstschalter, da bei ihnen der Kurzschlußschutz durch die hoch belastbaren Schmelzsicherungen geschieht, während die Selbstschalter in ihrem ganzen Aufbau von vornherein für einen zu erwartenden Kurzschluß bemessen werden müssen. Selbstschalter werden dagegen bevorzugt, wenn, wie bei Bergebrechern oder Seilbahnantrieben, die Schalthäufigkeit nur gering ist. Außerdem findet er als Kabelschutzschalter bis 400 A zum Schutz von abgehenden Kabeln Verwendung.

Als Hochspannungsleistungsschalter werden dagegen unter Tage nur Selbstschalter angewandt, die in ihrer Wirkungsweise den Niederspannungsselbstschaltern ähnlich, jedoch Ölschalter, Expansionsschalter oder Hartgasschalter sind.

142. — Kabel und Gummischlauchleitungen[1]. Die Fortleitung des elektrischen Stromes geschieht in Schächten, Hauptstrecken, Blindschächten und Abbaustrecken durch *Kabel*. Da es sich um die Fortleitung von Drehstrom handelt, besitzen die Kabel drei aus Kupfer bestehende Leiter, die gegeneinander verdrillt,

[1] WERNER, E.: Kabel und Leitungen im Bergbau unter Tage in „50 Jahre elektrotechnische Überwachung im Ruhrbergbau", hsgg. vom TÜV Essen. 1953.

d. h. verseilt sind. Man spricht daher von verseilten Dreileiterkabeln. Jeder dieser Leiter ist mit Papier als Isolationsschicht umgeben, und alle drei Leiter zusammen sind in einer Papiergarnmasse eingebettet. Das Ganze ist zum Schutz gegen Feuchtigkeit von einem geschlossenen Bleimantel umgeben, der wegen seiner Weichheit gegen Beschädigungen geschützt werden muß. Dies geschieht meist durch eine aus Flach- oder Runddrähten bestehende Stahlbewehrung. Um sie in ihrer Lage zu sichern, wird sie noch spiralförmig gegenläufig mit einem Flachdraht oder Stahlband umwickelt. Zwischen Schachtkabeln und Streckenkabeln besteht ein Unterschied in der Stärke der Bewehrung, die bei Schachtkabeln zur Aufnahme der beim Einhängen auftretenden Zugbeanspruchungen größer sein muß. Den Querschnitt durch ein Streckenkabel zeigt Abb. 327. Neuerdings wird angestrebt, die Papierisolation und die Bleibewehrung durch Kunststoffmischungen, wie z. B. das Protodur der SSW, zu ersetzen und die über Tage schon verwendeten Protodur-Kabel auch unter Tage zu benutzen.



a b

Abb. 326. Ansicht eines Schützes der SSW: a geschlossen; b offen.
a Sammelschienenkasten; — *b* Trennschaltergriff; — *c* Schaltstellungsanzeiger; — *d* Leistungsschaltergriff; — *e* Anschlußkasten; — *f* Strommesser; — *g* Sammelschiene; — *h* Schutzstromwandler; — *i* Trennschalter; — *k* Glimmlampe; — *l* Kurzschlußsicherung; — *m* Steuerleitungssicherung; — *n* Lichtbogenkammer; — *o* Bimetallrelais.

Bei ortsveränderlichen elektrischen Antrieben, in erster Linie also in Abbauräumen, sind die schweren und wenig biegsamen Bleimantelkabel nicht anwendbar. An ihre Stelle treten *Gummischlauchleitungen*. Bei ihnen ist, wie Abb. 328 zeigt, jeder Kupferleiter für sich von einer vulkanisierten Gummihülle umgeben. Außerdem sind die verseilten Adern mit einem alle Hohlräume ausfüllenden gemeinsamen Gummimantel umpreßt. Auf diesen legt sich ein gewebtes Band und darüber der äußere Gummimantel. Um eine gegenseitige Verschiebung bei Biegungen zu ermöglichen, dürfen weder die Adern noch die beiden Gummimäntel fest untereinander verbunden sein.

Abb. 329 zeigt eine Siemens-Schrämleitung neuerer Ausführung. Bei den bisher üblichen Protomont-Schrämleitungen waren neben den vier isolierten Hauptleitungen noch vier Paar Hilfsleiter vorhanden, die als Steueradern dienten. Bei der in der Abbildung dargestellten Ausführung sind die vier Paar Hilfsleiter durch einen einzigen in der Mitte der Leitung verlaufenden Steuerleiter ersetzt, der wie die Hauptleiter in einem Kern aus leitendem Gummi eingebettet ist. Über ihm folgt eine Textilbandbespinnung und alsdann der schwer brennbare Außenmantel aus Neopren, der den mechanischen Schutz der Leitung übernimmt. Die Vorteile dieser

Schrämleitung kommen nur in Verbindung mit dem in Ziff. 146 beschriebenen Leitungswächter zur Geltung.

Die gewöhnlichen Gummischlauchleitungen sind nur für Spannungen bis 750 V verwendbar. Da mit der Entwicklung von Trockentransformatoren, die in unmittelbarer Nähe der Abbaubetriebspunkte aufgestellt werden können, Hochspannung auch durch Abbaustrecken geleitet werden muß, sind besondere Hochspannungsgummischlauchleitungen entwickelt worden. Die von den SSW gelieferte Supromontleitung besitzt drei Kupferleiter, ein den Innengummimantel umgebendes dichtes Litzengeflecht aus Kupferdrähten, das als Schutzleiter dient und von diesem durch eine Isoliergummischicht getrennt ist, und ein Textilkupferlitzengeflecht, das als Überwachungsleiter dient. Außen ist die Leitung mit einem unbrennbaren roten Neoprenmantel umgeben.

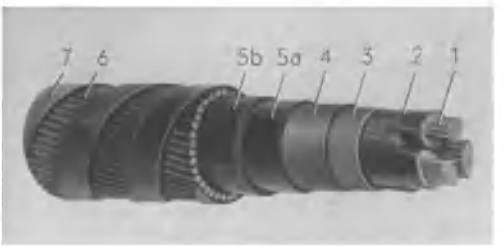


Abb. 327. Streckenkabel.
1 Blanker ein- oder mehradriger Kupferleiter; — *2* Papierisolierung, Lückenfüllung aus getränkten Papierstoffen; — *3* Gürtelisolierung; — *4* Bleimantel; — *5* Umhüllung (a aus Papier, b aus Jute in Compound); — *6* Verzinkte Rundstahlbewehrung; — *7* Stahlbandgegenwendel.

Außerdem seien *Leitungstrossen* erwähnt, die als Zuleitungen für Motoren schwerer Abteufpumpen und auch im Braunkohlenbergbau Verwendung finden. Sie unterscheiden sich von den Gummischlauchleitungen im wesentlichen durch eine Bewehrung mit verzinktem Stahldraht oder durch besondere in sie eingelegte Tragseile.

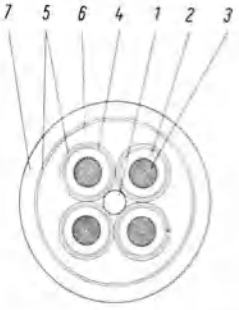


Abb. 328. Querschnitt einer Gummischlauchleitung.
1 Gummiblindader; — *2* Isoliergummi; — *3* Feindrähtiger verzinnter Kupferleiter; — *4* Isoliergummi, farbig; — *5* Textilband, farbig; — *6* Innenmantel aus Gummi; — *7* Schwer brennbarer Außenmantel aus Neopren.

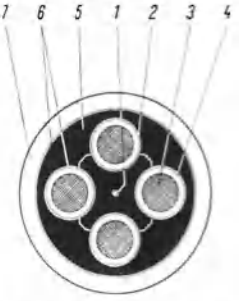


Abb. 329. Querschnitt einer Schrämleitung der SSW.
1 Feindrähtiger verzinnter Kupferleiter; — *2* Cravorekern aus leitendem Gummi; — *3* Verzinnter Kupferleiter; — *4* Isoliergummi; — *5* Innenmantel aus leitendem Gummi; — *6* Gummiertes Textilband; — *7* Schwer brennbarer Außenmantel aus Neopren.

Die Verbindung einzelner Kabelstücke untereinander hat sehr sorgfältig zu geschehen, und zwar muß sie allen mechanischen und elektrischen Beanspruchungen gewachsen sein und insbesondere das Eindringen von Feuchtigkeit in das Innere der Kabel, d. h. in deren empfindlichen Isolationsstoff, verhindern. Diese Forderungen werden von den *Kabelverbindungsmuffen* erfüllt, von denen die Abb. 330 eine Ausführung der Siemens-Schuckert-Werke darstellt. Die Kabelenden werden sorgfältig von beiden Seiten in die Muffe eingeführt und ihre Leiter einzeln an Klemmen befestigt. Bei Hochspannung wird der gesamte Raum der Muffe mit sogenannter Kabelmasse vergossen, die in elektrisch beheizten Kochern verflüssigt wird und nach dem Einfüllen und Erkalten erstarrt. Ein Eindringen

von Feuchtigkeit ist dadurch unmöglich gemacht. Die Verbindungsmuffen von Niederspannungskabeln werden nicht vergossen.

Zur Verbindung von Gummischlauchleitungen dienen *Steckvorrichtungen*, die nicht vergossen zu werden brauchen, jedoch verriegelt sein müssen, damit sie nicht unter Strom gezogen werden können, weil dann ein Öffnungsfunke entsteht. Entweder dient ein besonderer Schalter zur Verriegelung oder aber die Steckvorrichtung ist so gebaut, daß sie beim Kuppeln oder Ziehen selbst als Schalter wirkt (Abb. 331). Außerdem gibt es für größere Stromstärken Steckvorrichtungen, die weder einen Schalter besitzen noch als Schalter wirken, bei deren Trennung vielmehr ein Hilfsstrom unterbrochen wird. Diese Unterbrechung löst einen vorgeschalteten Motorschutzschalter aus, so daß die Steckvorrichtung selbst in stromlosen Zustand gezogen wird.

Abb. 330. Kabelverbindungsmuffe.

143. — Berechnung des Kabel- und Leitungsnetzes. Ebenso wie im Druckluftbetrieb ist auch im elektrischen Betrieb eine eingehende Berechnung des Leitungsnetzes erforderlich, um unter Beachtung der gegebenen sicherheitlichen Vorschriften eine betrieblich zweckmäßige und dabei wirtschaftliche Fortleitung des elektrischen Stromes zu erzielen.

Den Druckverlusten in den Rohrleitungen entspricht hierbei der *Spannungsabfall* in Kabel- und Gummischlauchleitungen. Dieser Spannungsabfall muß durch geeignete Querschnittsbemessung begrenzt werden. Andernfalls würde bei den Elektromotoren ein Leistungsabfall eintreten oder sogar ein Unvermögen, aus dem Stillstand hochzulaufen, und bei der Starkstrombeleuchtung wäre eine entsprechende Lichtverschlechterung die Folge. Zudem sind z. B. die Motoren nach VDE 0530/2.51[1] so gebaut, daß sie bei Nennleistung und Nennfrequenz nur mit einer Spannung betrieben werden können, die bis zu $\pm 5\%$ von der Nennspannung abweicht, wobei die nach § 39 zulässige Grenzerwärmung um höchstens 5° C überschritten werden darf. Jeder unzulässige, länger dauernde Spannungsabfall kann daher eine schädliche Erwärmung des Motors zur Folge haben, soweit er nicht schon vor Erreichen des kritischen Punktes bereits selbsttätig durch den vorgeschalteten Motorschutzschalter abgeschaltet und damit der Betrieb stillgelegt wird. Der räumlich davor liegende Umspanner muß also bei einer entsprechenden Spannung angezapft und der Leitungsquerschnitt der Zuleitung zwischen Umspanner und Motor so bemessen werden, daß an den Motorklemmen keine geringere Spannung als die Nennspannung (z. B. 380 oder 500 V) minus 5% entsteht. Die aus dem Ohmschen Gesetz entwickelten Berechnungsformeln für den Spannungsabfall bei Drehstrom lauten:

Abb. 331. Steckvorrichtung.

a) wenn der Strom bekannt ist $u = \dfrac{1{,}73 \cdot L J \cos\varphi}{k q}$,

b) wenn die Leistung bekannt ist $u = \dfrac{L N}{k q U}$.

Für die Querschnittsberechnung nach dem Spannungsabfall im Drehstrombetrieb bestehen die Formeln

a) wenn der Strom bekannt ist $q = \dfrac{1{,}73 \cdot L J \cos\varphi}{k u}$,

b) wenn die Leistung bekannt ist $q = \dfrac{L N}{k u U}$.

[1] Vorschriftenbuch des Verbandes Deutscher Elektrotechniker (VDE). Wuppertal 1950; — ferner „Erläuterungen und Anweisungen" (Elektrobuch) des Technischen Überwachungsvereins. Essen 1948.

Hierin bedeuten:

J Stromstärke in einer Leitung in A.
L einfache Länge der zu betrachtenden Leitungsstrecke in m.
N übertragene Leistung in W.
U Betriebsspannung in V, Phasenspannung.
k Leitfähigkeit (für Kupfer etwa 56, für Aluminium etwa 35).
q Querschnitt der Leitung in mm².
u Abfall der Spannung in V vom Anfang bis zum Ende der Leitung.

Neben dem Spannungsabfall spielt die *Kabel- und Leitungserwärmung* durch den Strom eine große Rolle. Auch hierüber bestehen besondere VDE-Vorschriften, die eine unzulässige Erwärmung dieser Teile verhüten sollen. Für die Errichtung von Anlagen in Bergwerken unter Tage geben die VDE-Vorschriften 0118 § 8 entsprechende Hinweise. Der hier[1] gebrachten Tafel II ist zu entnehmen, ob das nach dem Spannungsabfall errechnete und gewählte Leitungsstück auch im Hinblick auf die vorhandene und zugelassene Strombelastung ausreichend ist. Liegt bei dem vorgesehenen Leiterquerschnitt die betriebliche Strombelastung höher als die nach Tafel II zulässige Dauerbelastung, dann muß ein größerer Querschnitt gewählt werden, der so bemessen ist, daß er den VDE-Vorschriften entspricht.

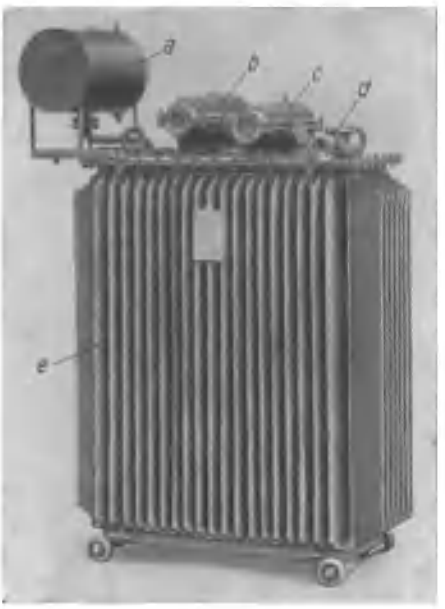


Abb. 332. Hochspannungs-Drehstrom-Kraftumspanner.
a Ölausdehnungsgefäß; — *b* Kabelstutzen für Hochspannungskabel; — *c* Kabelstutzen für Niederspannungskabel; — *d* Gefahrmelder; — *e* Kühlrippen.

Eine dritte Forderung, die hinsichtlich des Querschnittes gestellt wird, betrifft nach VDE 0118 § 8 den *Kurzschlußschutz* und damit verknüpft die Einstellung des Schnellauslösers eines Selbstschalters oder die Größe der Nennstromstärke der Schmelzsicherungen eines Sicherungsschalters oder eines Schützes. Das in Betracht kommende Kabel- oder Leitungsstück muß einen genügenden Querschnitt besitzen, um den vorgesehenen Kurzschlußstrom auch durchzulassen[2]. Diese Forderung kann in Einzelfällen dazu führen, daß über die nach den zwei vorhergehenden Bestimmungsfällen berechneten Kabelquerschnitte hinaus noch eine weitere Querschnittsvergrößerung erforderlich wird.

144. — Umspanner. Die unter Tage heute noch zumeist benutzten Hochspannungs-Drehstrom-Kraftumspanner sind, wie Abb. 332 zeigt, in stählernen, mit Kühlrippen versehenen Gefäßen mit Ölfüllung untergebracht, und zwar sind Größen von 100—315 kVA üblich. Gegen unzulässige Erwärmung werden sie auf mehrfache Art geschützt. Da die Gefahr eines Ölbrandes nicht ausgeschlossen ist — bisher hat sich zwar unter Tage ein solcher Brand noch nicht ereignet —, müssen sie in einem feuersicheren Raum untergebracht werden, den man meist gleichzeitig

[1] Vorschriftenbuch des Verbandes Deutscher Elektrotechniker (VDE) Wuppertal 1950.

[2] Walter, M.: Kurzschlußströme in Drehstromnetzen. München u. Berlin 1938; — ferner K. Lomberg: Berechnung der Kurzschlußströme usw. Glückauf 1941 S. 433.

auch zur Aufstellung der Niederspannungshauptverteilung benutzt. Diese Umspannräume sollten so nahe wie möglich an den Aufstellorten der Stromverbraucher, also so nahe wie möglich am Abbau liegen, um die Vorteile der Hochspannung für die Fortleitung weitgehend auszunützen.

Neuerdings sind schlagwettergeschützte *Hochspannungstrockenumspanner* gebaut worden. Ihr Vorteil ist, daß sie keiner feuersicheren Transformatorenkammern bedürfen, sondern in der offenen Strecke aufgestellt werden können und so die Möglichkeit besteht, Hochspannungsschalter und Umspanner dem fortschreitenden Abbau nachzuführen. Nach den Schlagwetterschutzvorschriften genügt für ihre Kapselung die Schutzart „erhöhte Sicherheit". Sie ist bei dem Umluft-Umspanner angewandt, bei dem zwei Lüfter für ausreichende Kühlung sorgen. Bei beschränktem Raum ist jedoch der geringere Abmessungen besitzende, druckfest gekapselte Trockenumspanner mit Silikon-Isolation (Abb. 333) vorzuziehen. Er wird für Leistungen bis 400 kVA gebaut[1].

145. — Die Motoren. Wegen seiner einfachen Wartung und hohen Betriebssicherheit wird unter Tage soweit wie möglich der Drehstrom-Asynchronmotor mit Kurzschlußläufer angewandt. Sein Anlaufmoment ist das 1,7—2,1fache des Nennmomentes und der Anlaufstrom liegt bei 4,3—4,6 J_N. Motoren dieser Art werden mit Leistungen bis 160 kW bei 1500 U/min geliefert. Ein sanftes Anfahren und eine beliebige Drehzahl können mit Kurzschlußläufern allerdings nicht erreicht werden. Eine starre Kupplung des Motors mit einem Förderer, insbesondere wenn dieser beladen ist, läßt sich daher vielfach nicht durchführen. In solchen Fällen ist ein unbelastetes Anlaufen des Motors bis zur Betriebsdrehzahl notwendig sowie ein langsames Ansteigen des Übertragungsmomentes und ein sich selbsttätig einstellendes Betriebsdrehmoment. Als elastisches Zwischenglied haben sich Bremssteuergetriebe mit Differential-Planeten-Rutschkupplung oder mit öldruckgesteuerter Schlitzringkupplung bewährt[2]. Auch die Voith-Sinclair-Strömungskupplung ist weitverbreitet[3].

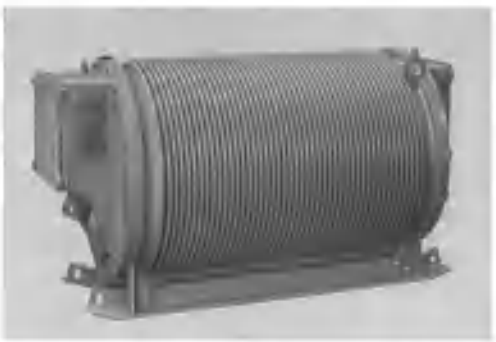


Abb. 333. Druckfester Drehstrom-Trockentransformator.

Bei Haspelantrieben steht die Regelbarkeit im Vordergrund. Daher herrscht hier der Drehstrom-Asynchronmotor mit Schleifringläufer vor. Auf Schlagwettergruben sind die Schleifringe druckfest gekapselt. Die Steuerung geschieht über einen Schlupfwiderstand. Sowohl metallene Widerstände, die durch einen Steuerschalter zu- und abgeschaltet werden, als auch Flüssigkeitsanlasser mit getrennt aufgestelltem Rückkühler sind gebräuchlich.

Für Kleinhäspel ist der Schleifringläufer in schlagwettergeschützter Ausführung einschließlich Steuergerät zu teuer. Da die Fördergeschwindigkeit dieser Häspel unter 2 m/sek liegt, ist der Käfigläufermotor besser geeignet. Er kann ohne eine hydraulische oder mechanische Kupplung unmittelbar über ein Getriebe mit dem Treibmittel gekuppelt werden. Seine Steuerung erfolgt über einen Ständerumschalter. Es ist auch möglich, den Haspel fernzusteuern, wenn zum Stillsetzen der Maschine eine elektrische Bremse vorhanden ist.

---

[1] Lomberg, K.: Hochspannungs-Trockentransformatoren im Bergbau, Bergfreiheit 1955 S. 31.

[2] Dransfeld, C., u. A. Craemer: Neuere Gesichtspunkte für die Elektrifizierung von Vor-Ort-Anlagen. Siemens-Zeitschrift 1953 Nr. 272.

[3] Kuhlmann, H.: Stand und Möglichkeiten der Mechanisierung unter Tage. Z.VDI 1950 S. 15.

146. — Schutzmaßnahmen gegen Berührungs- und Brandgefahr. Diese Schutzmaßnahmen sollen vermeiden, daß durch Isolationsfehler Maschinen, Kabel oder sonstige leitende Gegenstände unter eine gefährliche Berührungsspannung geraten können oder daß ein Phasen- oder Erdschluß sich bildet, in dessen Gefolge ein Lichtbogen einen Brand hervorrufen kann.

Außer einem zweckmäßigen Bau aller Maschinen und sonstiger Einrichtungen sowie der Kabel und Leitungen und deren guter Isolierung dient zu diesem Zweck das sog. *Schutzleitungssystem.* Es besteht vor allen Dingen in einer guten Erdung aller leitenden Teile. Hierzu wird meist als vierter Leiter in Kabeln und Leitungen ein Erdleiter (Schutzleiter) mitgeführt, der an den Haupterder über Tage angeschlossen ist. Alle Anlagenteile müssen mit dem Schutzleiter verbunden werden. Der Erdungswiderstand des Schutzleiters darf höchstens 20 Ohm betragen.

Zur Kontrolle des Isolationszustandes des Netzes ist außerdem eine *Netzüberwachungseinrichtung* vorgeschrieben, die alle Isolationsfehler optisch oder akustisch anzeigt und auch ein gesundes Netz zu beobachten gestattet. Es gibt derartige Überwachungseinrichtungen in Lampen- und Strommesserschaltung.

Bei der *Lampenschaltung* leuchtet eine zwischen dem Sternpunkt des Transformators und der Erdleitung geschaltete Glimmlampe auf, wenn im Netz ein Erdschluß vorliegt. Zwischen Sternpunkt und Erde liegt außerdem eine Durchschlagsicherung, die bei Übertritt von Hochspannung auf die Niederspannungsseite den Transformatorsternpunkt selbsttätig erdet.

Bei der neuerdings häufiger angewandten *Strommesserschaltung* sind, wie Abb. 334 zeigt, die drei Hauptleiter *R*, *S*, *T* über Widerstände *W 1* zu drei in Stern geschalteten Gleichrichtern geführt. Der Sternpunkt dieser Gleichrichter ist über den Strommesser *A* und außerdem über ein Überwachungsrelais *RÜ* mit dem vierten Leiter, dem Erd- oder Schutzleiter *SL*, verbunden. Bei gutem Isolationszustand des Netzes fließt über die Gleichrichter zum Schutzleiter kein nennenswerter Strom. Bei schlechter werdendem Isolationszustand steigt dagegen der Strom an. Dieses kann am Strommesser festgestellt werden, und außerdem werden bei einem Fehlerstrom von mehr als 3 mA durch das Überwachungsrelais die Alarmglocke, Hupe und Lampe in Tätigkeit gesetzt. Die Durchschlagsicherung *DS* soll über den Mittelpunktsleiter *Mp* den Mittelpunkt des Transformators *T* erden, falls durch einen Fehler der Anlage, insbesondere des Transformators, die Hochspannung Verbindung mit dem Niederspannungsnetz bekommt.

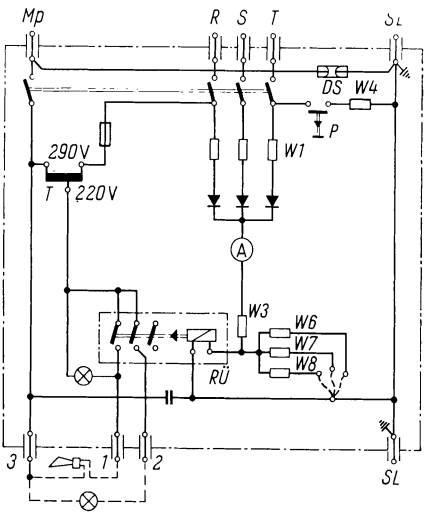


Abb. 334. Schaltplan eines Netzprüfgerätes.

Besondere Überwachungseinrichtungen[1] sind für Gummischlauchleitungen vorgesehen, und zwar deshalb, weil sie in Streb und Abbaustrecke besonderen mechanischen Beanspruchungen ausgesetzt sind. Diese Einrichtungen, die in verschiedenen Arten von *Leitungswächter* genannten Schutzschaltungen bestehen, gewähren eine unverzögerte Abschaltung des gestörten Leitungsstrangs, wobei der Fehlerstrom nie den Zündungsgrenzwert für Schlagwetter, d. h. 10 mA, erreicht.

Der Prinzipschaltplan eines *Leitungswächters für Beleuchtungsanlagen* ist in Abb. 335 dargestellt. Das Gerät enthält im wesentlichen zwei Meßkreise mit den Relais R_a und R_i, die das Schaltschütz *SS* betätigen. Das Relais R_a spricht an

[1] Stormanns, A.: Schutzeinrichtungen in untertägigen Abbaubetrieben. ETZ 1954 Heft 5.

bei äußeren Fehlern, nämlich bei einem Schluß zwischen Überwachungsleiter *ÜL* und Schutzleiter *SL*, z. B. durch Eindringen eines metallischen Gegenstandes von außen sowie bei einer Unterbrechung von Überwachungsleiter oder Schutzleiter. Außerdem ist mit Hilfe dieses Relais eine Signalgebung durch die Beleuchtung möglich (z. B. in Hobelstreben), indem durch die Signalkontakte S_i der Überwachungsleiter *ÜL* im Rhythmus des Signals unterbrochen wird.

Zur Überwachung der äußeren Fehler (F_1—F_3) dient unter Einschluß des Schutz- und Überwachungsleiters eine Meßbrücke mit den Widerständen *W 1*, *W 2*, *W 3* und *WA*. Der Widerstand *WA* überbrückt Überwachungs- und Schutzleiter in dem Endstecker, mit dem die Beleuchtungsgummischlauchleitung abgeschlossen ist. Treten keine Fehler auf und sind die Signalkontakte S_i geschlossen, so besteht zwischen den Punkten *A* und *B* der Brücke keine Spannungsdifferenz, und es fließt über die beiden Systeme der Verstärkerröhre ECC 81 und über das im Anodenkreis der Röhre befindliche Relais R_a der gleiche Strom. Dieses Relais enthält zwei Wicklungen, die von je einem System der Verstärkerröhre gespeist werden. Das Relais bleibt in Ruhe, solange die Ströme in beiden Systemen gleich sind. Tritt irgendein äußerer Fehler auf oder wird signalisiert, so wird die Meßbrücke verstimmt und zwischen den Punkten *A* und *B* tritt eine Spannungsdifferenz auf, die sich über die beiden Gitter der Verstärkerröhre und über die Anodenströme dem Relais R_a mitteilt. Das Relais gerät so aus seinem elektrischen Gleichgewicht, öffnet mit seinem Kontakt S_1 den Spulenkreis des Schaltschützes *SS* und schaltet die Beleuchtungsleitung ab. Gleichzeitig leuchtet eine Meldelampe auf. Verschwindet der Fehler oder wird der Signalkontakt S_i wieder geschlossen, so wird das Schaltschütz durch das Relais R_a wieder eingeschaltet.

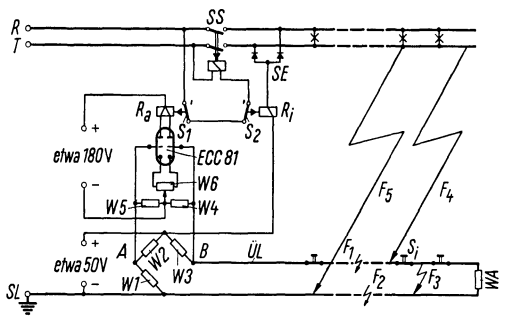


Abb. 335. Schaltplan eines Leitungswächters für Beleuchtungsanlagen unter Tage.

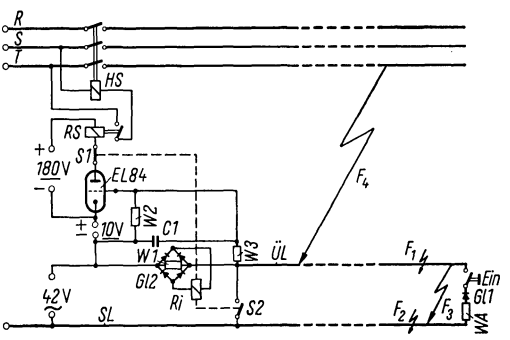


Abb. 336. Schaltplan eines Leitungswächters für Niederspannungsspeiseanlagen.

Bei Auftreten eines inneren Fehlers (F_4 und F_5), d. h. bei einem Schluß zwischen Hauptleiter und Überwachungs- oder Schutzleiter, z. B. durch Quetschen der Leitung, durchfließt das Relais R_i ein zusätzlicher Strom, der es zum Ansprechen bringt und über den Kontakt S_2 das Schaltschütz *SS* abschaltet und eine Meldelampe aufleuchten läßt. Das Relais R_i ist durch den Selengleichrichter *SE* verlustlos an das zu überwachende Netz angeschlossen.

Anders arbeitet der *Leitungswächter für Niederspannungs-Speiseleitungen*, der häufig für Schrämleitungen benutzt wird. Das Gerät enthält zwei Meßkreise, die über einen Steuerkreis das Schaltschütz beeinflussen (Abb. 336). Der Meßkreis für äußere Fehler (F_1—F_3) und für die Steuerung der angeschlossenen Motoren besteht aus der Wechselspannungsquelle von 42 V, dem Widerstand *W 1*, dem Überwachungsleiter *ÜL* und dem Gleichrichter *Gl* 1 sowie dem Widerstand *WA* am Ende der Leitung. Der Meßkreis wird durch den Schutzleiter *SL* geschlossen.

Die Elektronenröhre *EL* 84 ist normalerweise durch eine negative Gittervorspannung von 10 V für den Anodenstrom von 180 V praktisch gesperrt. Wird der Ein-Taster am Ende der Leitung geschlossen, so fließt über den oben geschilderten Meßkreis ein Gleichstrom. Dadurch entsteht am Widerstand *W 1* ein Spannungsabfall, der sich über den Widerstand *W 3* und den Kondensator *C 1* auf den Gitterkreis der Röhre überträgt und bewirkt, daß der Anodenstrom der Röhre auf etwa 25 mA ansteigt. Dadurch tritt das Relais *RS* in Tätigkeit und schaltet das Hauptschütz *HS* ein. Beim Öffnen des Ein-Tasters stellt sich der ursprüngliche Zustand wieder her, d. h. Relais *RS* und Hauptschütz *HS* fallen ab und schalten die angeschlossenen Motoren aus. Der gleiche Fall tritt auch ein, wenn durch einen Fehler Schutz- oder Überwachungsleiter unterbrochen werden (F_1 und F_2). Bei einem Schluß zwischen Überwachungsleiter und Schutzleiter (Fehler F_3) wird, da der Gleichrichter *Gl* 1 durch diesen Fehler überbrückt ist, der Gleichspannungsanteil an dem Widerstand *W 1* kleiner. Damit geht die über den Widerstand *W 3* an die Verstärkerröhre gelegte Gitterspannung und als Folge davon die Anodenspannung zurück, bis bei einem bestimmten Ohmwert des Fehlers F_3 das Relais *RS* abfällt und damit das Hauptschütz ausschaltet.

Zur Überwachung der inneren Fehler dient ein aus dem Gleichrichter *Gl* 2 und dem Relais R_i bestehender Meßkreis. Bei Auftreten eines Schlusses zwischen einer Phase und dem Überwachungsleiter (Fehler F_4) fließt ein Strom vom Hauptleiter über den Fehler zum Überwachungsleiter, durch den Widerstand *W 1* und damit auch über den Gleichrichter *Gl 2* zur Spannungsquelle von 42 V. Vom Schutzleiter schließt sich der Stromkreis über die Eigenkapazität des Netzes zurück zu den beiden anderen Hauptleitern. Der den Gleichrichter *Gl* 2 durchfließende Strom bewirkt einen Stromfluß über das Relais R_i, das dadurch über den Kontakt *S 1* zunächst das Relais *RS* und damit das Hauptschütz *HS* zum Abfallen bringt. Durch den Selbsthaltekontakt *S 2* des Relais R_i wird ein Wiedereinschalten der fehlerhaften Anlage unmöglich gemacht.

Für die Wirksamkeit dieser Schutzeinrichtungen muß der Überwachungsleiter unversehrt sein. Seine laufende Prüfung ist daher erforderlich. An der Schräm- oder Schrämlademaschine befindet sich zu diesem Zweck eine *Prüftaste*. Mit ihr kann ein künstlicher Schluß zwischen Überwachungs- und Schutzleiter hergestellt werden, der bei gutem Zustand der Anlage zum Abschalten des Stromes führt. Seit kurzem ist auch eine automatische Abschaltung möglich, wenn Überwachungs- oder Schutzleiter unterbrochen sein sollten. Auch für Hochspannungs-Gummischlauchleitungen, die bei Verwendung mit vorgeschobenen Trockentransformatoren in Abbaustrecken verlegt werden müssen, sind Schutzschaltungen entwickelt worden, die das Entstehen von zündfähigen Funken bei Beschädigung der Leitung verhindern[1].

147. — Die Verriegelungsschaltung. Bei zwei oder mehreren Förderbändern, die das Fördergut einander übergeben, muß dafür Sorge getragen werden, daß das Fördergut an den Übergabestellen nicht überläuft, wenn das aufnehmende, also weiter in der Förderrichtung liegende Band nicht in Betrieb ist. Ein Panzerförderer darf also nur laufen, wenn auch die Streckenbänder eingeschaltet sind oder allgemein ausgedrückt: Band *1* darf nur dann eingeschaltet sein, wenn dies auch bei Band *2* oder Band *3* und *4* der Fall ist. Da an den Übergabestellen vielfach ein Mann notwendig ist, kann von diesem die erforderliche Abschaltung vorgenommen werden. Es ist aber auch möglich, die Bänder elektrisch untereinander so zu „verriegeln", daß die Abschaltung von Band *1* automatisch vor sich geht, wenn Band *2* aus irgendeinem Grunde stehenbleibt.

Abb. 337 zeigt eine solche Verriegelungsschaltung und außerdem die Fernsteuerung der Bänder durch Druckknopfschalter, die an der Ladestelle angebracht sind.

Die Anlage besteht im wesentlichen aus den Schienenkästen, den Motorluftschützen mit eingebauten Schaltern, der Fernauslöseranlage, dem Entriegelungsschalter und den Motoren selbst. Zum Einschalten wird zunächst Ein-Kontakt *I* in Schütz *II* betätigt. Der Strom fließt aus der *T*-Phase über den geschlossenen

[1] Dransfeld, Cl., u. H. Craemer: Elektrifizierung von Vor-Ort-Anlagen im Bergbau. Siemens-Zeitschrift. 1953 H. 5.

Aus-Kontakt *2* durch die Spule des Elektromagneten *b*, von dort über den geschlossenen Aus-Kontakt *3* durch den angedrückten Hilfskontakt *a* zur *R*-Phase, wie die Pfeile in der Abbildung andeuten.

In der Spule wird durch den Strom ein magnetisches Feld erzeugt, das einen Eisenkern in die Spule hineinzieht. Dieser Eisenkern war bei stromloser Spule, also in Ruhestellung, mittels einer Spiralfeder aus der Spule herausgedrückt. Er ist, wie aus der Abbildung ersichtlich, mit fünf Schaltkontakten verbunden, deren drei den Kontakt zwischen Motor und Drehstromnetz herstellen. Zugleich mit diesen Netzkontakten wird der Haltekontakt geschlossen, was ein weiteres Andrücken des Einschaltknopfes überflüssig macht. Hiermit läuft zunächst nur Motor *2*. Um Motor *1* ebenfalls in Betrieb zu setzen, drückt man jetzt Einschaltknopf *6* oder *7*

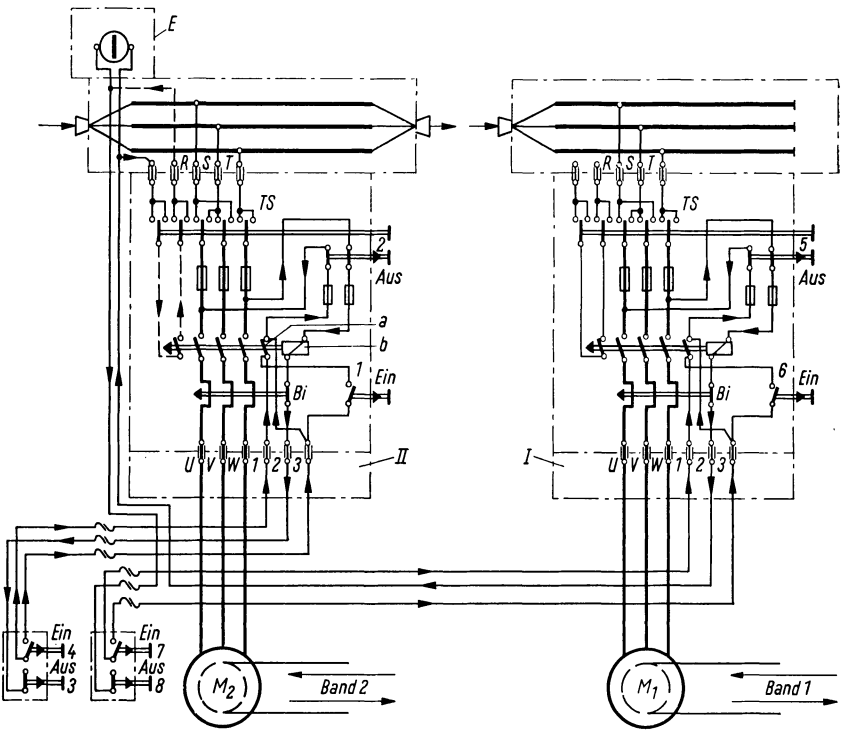


Abb. 337. Schaltplan einer Verriegelungsschaltung.

in Schütz *I*. Der Weg des Stromes ist ähnlich wie dies für das Schütz *II* beschrieben worden ist. Nur muß er den zusätzlichen Umweg über den Entriegelungsschalter *E* nehmen. Ist dieser unterbrochen, so kann der Strom noch über eine zweite Leitung fließen, die durch die gestrichelte Linie in Schütz *II* angedeutet ist. Wenn jedoch Motor *2* nicht läuft, ist diese Leitung ebenfalls gesperrt, da dann alle fünf Kontakte im Schütz *II* stromlos sind.

Bei geschlossenem Entriegelungsschalter läßt sich Motor *1* also nur einschalten, wenn Motor *2* bereits läuft.

Mit den Schaltvorrichtungen *3*, *4*, *7* und *8* wird die Anlage ferngesteuert, falls das die betrieblichen Gegebenheiten erfordern. Die Schaltvorgänge sind im wesentlichen die gleichen wie bei der Benutzung der an den Schützen angebrachten Schaltkontakte. Bei normalem Betriebsablauf wird man die Anlage mit geschlossenem Entriegelungsschalter betreiben. Um in diesem Fall ein Stillstehen aller Bänder zu erreichen, genügt das einfache Abschalten des Motors *2*, womit gleichzeitig die Stromzufuhr des anderen Motors ausfällt. Motor *2* kann bei stillstehendem ersten

Motor unabhängig von diesem ein- und ausgeschaltet werden. Soll Motor *1* aus besonderen Gründen allein arbeiten, so muß zuvor über den Entriegler der Stromkreis geschlossen sein. — In der Abbildung ist eine Bandanlage mit nur zwei Motoren dargestellt. Es lassen sich jedoch beliebig viele Motoren in dieser Form anordnen, wenn eine entsprechende Anzahl von Entriegelungsrelais vorhanden ist.

148. — Selektivität. Eine Folge der weiten Verzweigung fast aller Grubennetze ist die Forderung, die Kurzschlußauslöser der Kabelschutzschalter und der Motorsteuergeräte selektiv zu staffeln. Für den Bergbau unter Tage ist diese Forderung von besonderer Bedeutung, weil ein empfindlicher Förderausfall bei Störungen nur vermieden werden kann, wenn lediglich der kurzschlußbehaftete Teil der Anlage ausfällt, sie also „selektiv" aufgebaut ist.

Für diesen Zweck erhalten die Schalter, die für 200 oder 350 A geliefert werden, zusätzlich verzögerte Kurzschlußschnellauslöser, die zwischen 0 und 500 msek einstellbar sind. Schalter dieser Ausführung besitzen also damit 2 Kurzschlußauslöser, von denen der eine unverzögerte fest eingestellt und dazu bestimmt ist, die größeren Kurzschlußströme von etwa $12 \cdot J_N$ sofort abzuschalten. Die kleineren Kurzschlußströme von etwa 2,5 bis $5 \cdot J_N$ — dieser Strombereich ist einstellbar — liegen im Bereich des verzögerten Auslösers, und zwar aus dem Grunde, weil ein vorgeschaltetes Motorsteuergerät oder ein Nennstrom kleinerer vorgeschalteter Kabelschutzschalter diese niedrigeren Kurzschlußströme abschalten soll. Werden die Auslöser unter gleichzeitiger Beachtung der jeweiligen Dauerkurzschlußströme zeitlich gestaffelt, angefangen bei den einzelnen Motorsteuergeräten bis zu dem ersten Kabelschutzschalter hinter dem Umspanner, dann ist gewährleistet, daß im Störungsfall nur der dem Fehler nächstliegende Schalter auslöst.

C. Die Nachrichtenvermittlung unter Tage.

149. — Überblick. Die Verständigung unter Tage vom Füllort bis zu den Ladestellen der Abbaubetriebe ist sowohl aus fördertechnischen als auch aus sicherheitstechnischen Gründen mehr denn je notwendig. Zu den wichtigsten Verständigungsmitteln, die schon seit vielen Jahrzehnten im Bergbau eingeführt sind, gehört nach wie vor der Fernsprecher, der unter Tage in seinen verschiedenen Arten ständig an Bedeutung gewinnt. Drahtlose Fernsprechverbindungen werden sich wegen ihrer mannigfachen Vorzüge in Zukunft noch stärker einführen, wenn auch noch manche Schwierigkeit zu überwinden ist.

Schließlich ist auf die Streb- und Streckensignalanlagen zur Abwicklung eines reibungslosen Förderbetriebes hinzuweisen, die aus dem Grubenbetrieb nicht mehr fortzudenken sind.

150. — Fernsprechanlagen[1]**.** Man unterscheidet im Grubenbetrieb Fernsprechanlagen mit Ortsbatterien in den Fernsprechgeräten, kurz OB-Betriebe genannt, solche mit zentraler Speisung als ZB-Betriebe gekennzeichnete Anlagen und dynamische Fernsprechgeräte, die ohne Batterie arbeiten.

Bei der *OB-Anlage* enthält jedes Gerät eine kleine Trockenbatterie von etwa 3 V zur Speisung des Mikrophones und je einen Kurbelinduktor für den Anruf eines etwa parallel geschalteten Teilnehmers oder der Vermittlung. Im Gegensatz hierzu erfolgt beim *ZB-Betrieb* eine zentrale Speisung der Mikrophone durch eine Batterie. Die einzelnen Teilnehmer werden entweder durch einen Kurbelinduktor oder eine Rufmaschine von der Vermittlung angerufen. Ruft ein Teilnehmer die Vermittlung an, so hat er nur den Hörer abzuheben, in dem Augenblick erscheint in der Vermittlung eine optische Anzeige oder der Ruf ertönt.

Die OB-Anlage ist nach wie vor von Bedeutung für die Verständigung zwischen zwei beliebigen Punkten des Grubengebäudes und für den Schacht. Die Einfachheit des Aufbaues und die Unabhängigkeit von einer zentralen Stromquelle lassen

[1] Busch u. Gassmann: Elektrische Fernmeldeeinrichtungen im Grubenbetrieb, 2. Aufl. Essen: Glückauf-Verlag 1949; — ferner W. Milles: Elektrische Signaltechnik in Bergwerken. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 223; — ferner W. Wäller: Sprechverbindungen in Bergwerken unter Tage. ETZ 1954 S. 191.

die OB-Anlage für gewisse Zwecke unentbehrlich bleiben. Als Schachttelephon z. B. ist nach der Bergpolizeiverordnung für die Seilfahrt die OB-Anlage mit Rücksicht auf ihre Unabhängigkeit von äußeren Einflüssen und damit auf ihre dauernde Bereitschaft vorgeschrieben. Selbstverständlich kann jeder, der sich einschaltet, mithören und dazwischensprechen, was als Mangel empfunden werden kann. Besonders wird der Fördermaschinist durch das dauernde Ertönen des Weckers, wenn sich die Sohlenanschläger miteinander verständigen, gestört. Durch entsprechende Einrichtungen kann man, ohne die Anlagen wesentlich verwickelter zu gestalten, dafür sorgen, daß der Wecker des Fördermaschinisten nur bei einem besonders vereinbarten Rufzeichen mit ertönt. Oft wird noch eine zusätzliche Lautsprecheranlage zur unmittelbaren Verständigung zwischen Maschinist und Hängebankanschläger eingebaut, durch die sich beide Stellen mühelos miteinander unterhalten können.

Ob man die Fernsprechanlagen unter Tage als OB- oder ZB-Anlage ausführt, liegt im Ermessen des Betriebes. Zur Zeit überwiegen die OB-Anlagen, die trotz des höheren Preises der einzelnen Geräte infolge der zusätzlichen Batterie und des Kurbelinduktors wegen ihrer größeren Unempfindlichkeit gegenüber Isolationsfehlern vorgezogen werden. Bei den großen Fernsprechnetzen ist jeder Teilnehmer mit einer eigenen Doppelleitung mit der Vermittlung verbunden, um einen getrennten Anruf zu ermöglichen. Diese Doppelleitungen werden bei gleicher Streckenführung in vielpaarigen Fernsprechkabeln zusammengefaßt.

Zur Wahl der Teilnehmer kann man beim ZB-Betrieb auch Geräte mit einer Selbstwählerscheibe benutzen, wie sie über Tage ganz allgemein gebräuchlich sind. Im allgemeinen werden mit Rücksicht auf die Feuchtigkeitsempfindlichkeit dieser Geräte unter Tage nur selten Selbstwähler verwendet. Man zieht die zentrale Vermittlung vor, zumal es dabei möglich ist, in Eilfällen sich in bestehende Gespräche einzuschalten. Ob die bei jeder Betriebsart erforderliche Vermittlungsstelle über oder unter Tage in Füllortsnähe errichtet wird, bleibt dem Einzelfall überlasssen.

Bei den *dynamischen Fernsprechgeräten*[1] der Firma Fernsig, Essen-Kupferdreh, besitzen Mikrophone und Sprechkapsel starke Magneten besonderer Bauart. Beim Sprechen werden je nach der Lautstärke 30—100 mV erzeugt, die einer gleichartigen Hörkapsel auf der Gegenseite zugeführt werden. Man kann daher bei diesen Anlagen auf eine besondere Batterie zur Speisung des Mikrophons verzichten. Allerdings besitzen derartige Anlagen z. Z. keine Möglichkeit des Anrufs. Dieser muß z. B. im Streb entweder durch Lichtsignale mit der Abbaubeleuchtung oder durch Anschlagen an die Druckluftleitung erfolgen. Neben der Einfachheit dieser dynamischen Fernsprechanlagen besitzen sie den Vorteil, daß Schlagwetter wegen der geringen auftretenden Sprechströme nicht gezündet werden können.

Um Beschädigungen der im Streb verlegten Fernsprechleitung zu vermeiden, kann man sie in die Gummischlauchleitung für die Abbaubeleuchtung einlegen, die mit Rücksicht auf ihre mechanische Beanspruchung eine ganz erhebliche Festigkeit besitzen muß. Die Fernsprechadern liegen dann im Schutzleiter der Gummischlauchleitung und sind mit zusätzlichen Schutzdrähten umklöppelt. Die Umklöppelung umgibt die Fernsprechadern bis in die Einführung in die Abbauleuchten und die an der Leuchte befindliche Steckvorrichtung, so daß ein Übertritt der Beleuchtungsspannung auf die Fernsprechadern ausgeschlossen ist. Mit Hilfe von batterielosen Fernsprechgeräten kann sich jede Aufsichtsperson mit ihrem Gerät an jeder Lampe einschalten und sprechen.

Für Grubenrettungszwecke, bei Grubenbränden oder schweren Zerstörungen werden tragbare Grubenfernsprecher benutzt, die ebenfalls nach dem Prinzip der OB-Fernsprecher gebaut sind[2] oder dynamische Kapseln verwenden. Als Leitung wird eine ganz dünne Schlauchleitung benutzt, die auf eine tragbare Leitungstrommel aufgewickelt wird. Eine solche Trommel enthält etwa 200 m

[1] SCHUNKE, E.: Neue Sprecheinrichtung mit dynamischen Kapseln ohne Batterie für Abbaubetriebe. Glückauf 1950 S. 630.

[2] SCHEWE, A.: Fernsprechausrüstung für Grubenwehren. Glückauf 1952 S. 122.

Leitung. Die Leitungsenden besitzen Steckvorrichtungen, so daß die einzelnen Leitungslängen und die Geräte sofort miteinander gekuppelt werden können.

151. — Signalisierung im Streb. Eine durch ein Zugseil zu betätigende, mit Druckluft oder Elektrizität betriebene Signalhupe erfüllt infolge häufigen Versagens durch Klemmen des Zugseiles nicht immer ihren Zweck. Auch wird das Signal nur am Strebende wahrgenommen, so daß die übrigen im Streb befindlichen Bergleute nicht davon unterrichtet werden können, daß beispielsweise der Förderer nach einer Betriebspause wieder eingeschaltet wird. Sehr bewährt haben sich dagegen an den Leuchten oder Steckvorrichtungen der Abbaubeleuchtung angebrachte Schalter, mit denen man vereinbarte, im ganzen Streb sichtbare Lichtsignale geben kann. Die Abbaubeleuchtung wird normalerweise aus einem besonderen Transformator mit 220 V Wechselstrom gespeist. Der Anschluß an den Fahrdraht ist in Schlagwettergruben verboten. An Stelle des Transformators dient in Streben, in deren Nähe kein Leitungsnetz vorhanden ist, ein Druckluftgenerator als Stromquelle. In einigen Fällen wird in Flözen von sehr geringer Mächtigkeit mit Rücksicht auf die erhöhte Berührungsgefahr nur mit Spannungen von 42 V gearbeitet. Zur Beherrschung des Spannungsabfalles sind allerdings Leuchten geringerer Lichtstärke (etwa 15 W) notwendig. Die Beleuchtung ist hier weniger wichtig als die einwandfreie Signalisierung. Auch bei Verwendung kleiner Spannungen bedeutet die Abbaubeleuchtung bei Beschädigung eine Schlagwettergefahr. Da mit einer Beschädigung bei Strebbrüchen oder durch vorbeifahrende Schrämmaschinen immer wieder gerechnet werden muß, ist man bestrebt, auch die Signalisierung nach dem Prinzip der Eigensicherheit durchzuführen. d. h. mit Strömen bis zu 10 mA zu arbeiten, wodurch Schlagwetter nicht gezündet werden können[1].

Es ist auch möglich, Mannschaftslampen zur Signalgebung heranzuziehen. Die Leuchten erhalten zu diesem Zweck einen besonderen Untersatz mit hoch empfindlichen Relais, die durch eine Miniaturbatterie von 1,4 V und 3 mA, die sich in einem kleinen Schalter befinden, gesteuert werden können. An den Leuchten befinden sich Steckvorrichtungen, über die mit entsprechenden Steckern und einfachen Leitungen die einzelnen, im Streb an wenigen Stellen verteilten Leuchten miteinander verbunden werden können. Durch Betätigen eines der Schalter zwischen den Leuchten können, genau wie bei der Abbaubeleuchtung, sämtliche Leuchten im Takt des Schaltens aufleuchten und verlöschen, so daß ebenfalls Lichtsignale gegeben werden können. Die Steuerstromkreise arbeiten mit so geringen Stromstärken, daß Schlagwetter damit nicht gezündet werden können. Die Signalisieranlage erfüllt demnach das Prinzip der Eigensicherheit.

152. — Streckensignalanlagen[2]. Bei der Zugförderung unter Tage sind Streckensignalanlagen in den Lokomotivstrecken dann unentbehrlich, wenn Strecken teilweise nur eingleisig sind und in beiden Richtungen von Zügen befahren werden, oder wenn, wie z. B. in Füllörtern, viele Gleiskreuzungen vorliegen. Im erstgenannten Fall handelt es sich um ganz einfache Signalanlagen, die die Strecke blockieren, wenn ein Zug in die eingleisige Strecke hineinfährt. Bei Fahrdrahtbetrieb läuft neben dem Fahrdraht ein blanker Draht, der durch den Bügel der Lokomotive mit überbrückt wird, so daß der Beidraht unter Spannung gesetzt wird. Am Ende der eingleisigen Strecke leuchtet dadurch eine rote Lampe auf, die dem Gegenzug die Einfahrt sperrt. Bei andersartigem Lokomotivbetrieb kann der Lokomotivführer seine Signale mit einem entsprechenden Kontakt, der durch Handschlag des Lokomotivführers betätigt wird, selbst geben.

Entschieden verwickelter werden die Anlagen dann, wenn man dazu übergeht, in großen untertägigen Bahnhöfen sowohl die Weichen von einem Stellwerk aus zu steuern als auch den gesamten Zugverkehr in der Nähe des Bahnhofes zu überwachen. Zu diesem Zweck hat der Stellwerksleiter des Bahnhofs, ähnlich wie bei der Bundesbahn, eine vollständige Darstellung der Gleisanlage mit Weichen und Signalen. Die Weichen selbst werden elektromagnetisch gesteuert, die Stellung der Weichen wird durch Aufleuchten der entsprechenden Gleisabschnitte angezeigt. Kann eine Weiche infolge einer mechanischen Störung nicht umgelegt werden, so

[1] Wilke, R.: Eigensicherheit, ETZ 1954 S. 128.

[2] Schachtsignalanlagen werden im Abschnitt Förderung (S. 507 ff.) behandelt.

wird dieses sowohl an den Streckensignalleuchten als auch im Leuchtschaltbild durch unterbrochenes Leuchten angezeigt. Sie zeigt dem Lokomotivführer an, daß beabsichtigt ist, seine Weiche umzulegen, daß aber eine mechanische Störung vorliegt. Er kann diese Störung selbst beseitigen und die entsprechende Meldung gelangt zum Stellwerk. Vom Stellwerk werden die einzelnen Strecken durch rote und grüne Lampen gesperrt oder freigegeben.

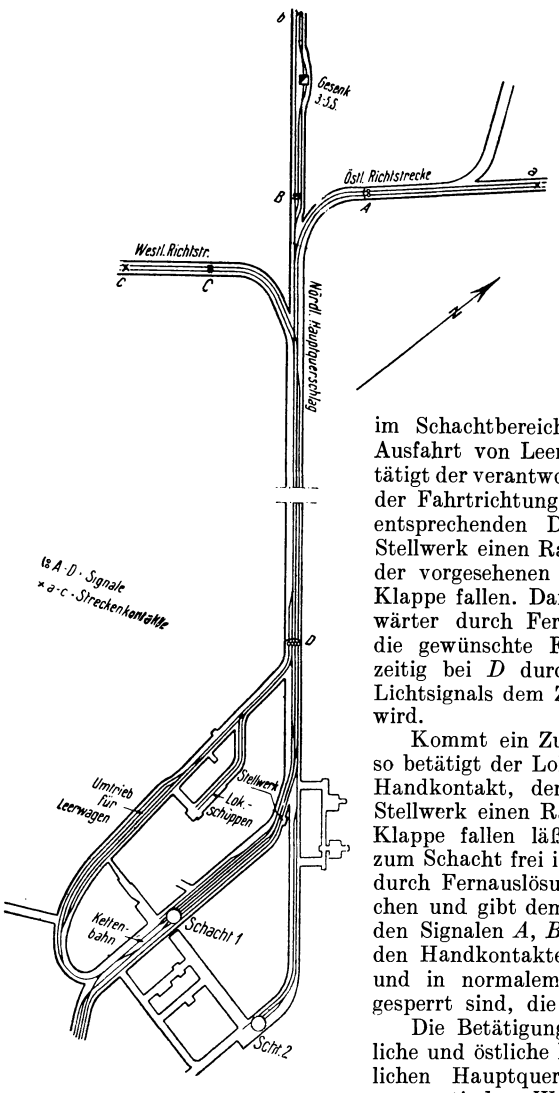


Abb. 338. Signal- und Weichenanlagen der Schachtanlage Auguste Viktoria I/II.

Eine Signalanlage für eine größere Schachtanlage[1] zeigt Abb. 338. Der mit Doppelförderung ausgerüstete Schacht 1 erhält den Hauptteil der Förderung aus dem Ost- und Westfeld, einen kleinen Teil auch aus dem Nordfeld. Der Lokomotivfahrdienst wird in der Nähe des Schachtes durch das Stellwerk geregelt, von dem aus man die Vorgänge im Schachtbereich übersehen kann. Bei der Ausfahrt von Leerzügen aus dem Umtrieb betätigt der verantwortliche Wagenanknebler einen der Fahrtrichtung Norden, Osten oder Westen entsprechenden Druckknopf. Dieser löst im Stellwerk einen Rasselwecker aus und läßt eine der vorgesehenen Fahrtrichtung entsprechende Klappe fallen. Daraufhin stellt der Stellwerkswärter durch Fernauslösung die Weichen für die gewünschte Fahrtrichtung, wobei gleichzeitig bei *D* durch Aufleuchten eines grünen Lichtsignals dem Zug freie Durchfahrt gegeben wird.

Kommt ein Zug in Fahrtrichtung Schacht, so betätigt der Lokführer bei *a*, *b* oder *c* einen Handkontakt, der wie bei der Leerfahrt im Stellwerk einen Rasselwecker auslöst und eine Klappe fallen läßt. Sobald die Zufahrtsbahn zum Schacht frei ist, stellt der Stellwerkswärter durch Fernauslösung die entsprechenden Weichen und gibt dem Zuge durch grünes Licht an den Signalen *A*, *B* oder *C*, die etwa 60 m von den Handkontakten *a*, *b* oder *c* entfernt liegen und in normalem Zustand durch rotes Licht gesperrt sind, die Einfahrt zum Schacht frei.

Die Betätigung der Weichen für die westliche und östliche Richtstrecke sowie den nördlichen Hauptquerschlag erfolgt auf elektropneumatischem Wege durch die in der Abb. 339 dargestellte Einrichtung. Die Weichenstellvorrichtung besteht aus dem Luftzylinder, dessen verlängerte Kolbenstange *Z* unmittelbar mit der Weiche in Verbindung steht, aus einem Druckluftmagnetschieber, der dem Luftzylinder die für die Weichenbetätigung erforderliche Druckluft zuteilt, sowie einem Druckknopfschalter, der die erfolgte Weichenstellung im Stellwerk durch einen

[1] WIMMELMANN, A.: Neuzeitliche Stellwerks- und Signalanlagen im Grubenbetriebe der Zeche Auguste Viktoria. Glückauf 1926 S. 593.

Rasselwecker anzeigt. Ist der Magnet M des Druckluftmagnetschiebers stromlos, so hat der Kolben desselben die nicht gestrichelt gezeichnete Stellung, d.h., die bei a einströmende Druckluft vermag durch den Kanal b_1 dem Luftzylinder zuzuströmen und den Kolben in Pfeilrichtung c zu bewegen. Mit der Bewegung der Kolbenstange Z nach links wird gleichzeitig der Kontakt des Druckknopfschalters in die der gestrichelten Kolbenlage entsprechende Stellung gebracht, worauf im Stellwerk durch Rasselwecker die ausgeführte Weichenstellung angezeigt wird. Wird der Magnet M unter Strom gesetzt, so geht der Kolben des Druckluftmagnetschiebers in die gestrichelt gezeichnete Stellung, die Druckluft vermag nunmehr durch den Kanal b_2 in den Luftzylinder zu gelangen und bewegt den Kolben und damit Zugstange Z und Weiche entgegen der Pfeilrichtung, wobei der Kontakt im Druckknopfschalter in seine Ausgangsstellung zurückgeht. Hierauf ertönt im Stellwerk wiederum der Rasselwecker, womit die ausgeführte Weichenstellung bekanntgegeben wird.

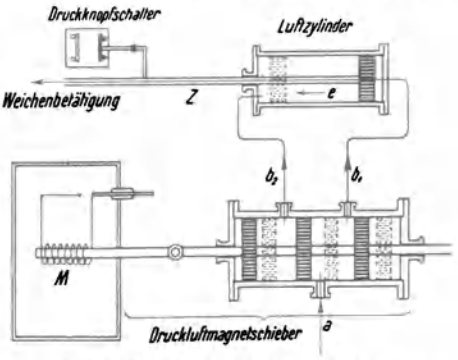


Abb. 339. Elektropneumatische Weichenstellvorrichtung.

Im folgenden soll noch eine andere Anlage kurz beschrieben werden[1]. Der Schienenweg am Füllort ist aus dem im Steuerraum (Abb. 340) angebrachten Plan ersichtlich. Sämtliche Weichen werden elektromotorisch von einem Schaltpult aus gesteuert, auf dem der Schienenweg in verhältnisgleichem Maßstab eingraviert ist. Die innerhalb dieses Schienenweges liegenden Weichen werden fernbetätigt. Ihre Stellung kann der Bedienende auf seinem Schaltpult erkennen und durch Betätigen einer Drucktaste die entgegengesetzte Weichenstellung einstellen. Das geschieht durch Einschalten der Umsteuermotoren unter Zwischenschalten von Relais und Schützen, die gleichzeitig die Rückmeldung der vollzogenen Umstellung zum Schaltpult veranlassen. Zusammen mit dem Stellen der Weichen werden vom Schaltpult aus die entsprechenden Signale rot oder grün gestellt, die für den Lokomotivführer die Strecke sperren oder freigeben. Da die Warte nachts nicht besetzt ist, wird die Fernsteuerung dann ausgeschaltet, und jede Weiche kann mit Hilfe eines Schwenktasters an Ort und Stelle umgeschaltet werden.

Abb. 340. Zentraler Steuerraum mit Schaltpult.

Wichtig ist, daß der Bedienungsmann im Schaltraum den Zugverlauf erkennen kann. Zu diesem Zweck sind in die Schienen Kontakte eingebaut, die durch das Gewicht der Wagen betätigt werden. Durch den Druck der Räder wird ein Luftspalt zwischen einer Drossel und einem Anker verringert, so daß durch die veränderte Induktivität der Drossel ein Relais im Steuerraum anspricht. Erscheint ein Zug in der Nähe des Füllortes, so wird er durch ein akusti-

[1] Milles, W.: Elektrische Signaltechnik in Bergwerken. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 223 und 279.

sches und ein optisches Signal gemeldet, und zwar leuchtet beim Überfahren eines Schienenschalters im Leuchtschaltbild die Richtungslampe auf. Sie leuchtet so lange, bis in etwa 200 m Abstand ein zweiter Schienenschalter überfahren wird, der die Meldung wieder löscht. Gleichzeitig wird eine Zählvorrichtung eingeschaltet, die im Rhythmus der Kontaktgabe die Zahl der Wagen zählt. Der in der Warte sitzende Bedienungsmann erkennt also, woher der Zug kommt und auch wie lang er ist. Durch Anbringung einer großen Zahl von Schienenschaltern kann der Fahrtverlauf eines Zuges abschnittsweise verfolgt werden, so daß eine Übersicht über den gesamten Zugverkehr vorhanden ist.

Die Anlage ist so ausgeführt, daß ein einziger Mann den Zugverkehr im Füllort überschen und steuern kann, was bei der starken Förderung an diesem Schacht sonst nur durch Einsatz einer großen Zahl von Personen möglich wäre. Dadurch wird der große finanzielle Aufwand für den Bau dieser Anlage durch Einsparen von Aufsichtspersonen nach kurzer Zeit ausgeglichen.

153. — Drahtlose Fernsprechverbindung. Es lag nahe, die schon über Tage erprobte drahtlose Fernsprechverständigung auch unter Tage anzuwenden. Durch die Erfordernisse des Bergbaus — Schlagwetterschutz, leichte Transportier-

Abb. 341. Montavox-Gerät im Streb während der Blasversatzschicht.

Abb. 342. Montavox-Gerät an der Blasversatzmaschine.

barkeit, einwandfreies Arbeiten trotz der starken Ableitung durch die Eisenteile des Grubenausbaus, durch Feuchtigkeitseinflüsse u. dgl. m. — ergeben sich besondere Bauarten. Die Geräte arbeiten mit einer Frequenz von etwa 200 kHz (1500 m Wellenlänge) nach dem Gesichtspunkt der leitungsgerichteten Hochfrequenztelephonie, d. h., mittels besonderer Antennen werden die Geräte an Rohrleitungen, Schienen, Kabel u. dgl. angekoppelt.

Die Sendeleistung der tragbaren Grubenfunkgeräte (z. B. das in der Abb. 341 und 342 gezeigte Gerät Montavox der Firma Funke & Huster in Kettwig) beträgt 0,1 W. Je zwei Geräte arbeiten im Gegensprechverkehr. Eine Anruftaste läßt bei der Gegenstation eine Anruflampe aufleuchten. Nach Beendigung der Durchsage läßt der Anrufende seine Taste los und ist nun zum seinerseitigen Empfang der Nachrichten bereit. Die Reichweite dieser Geräte ist z. Z. auf etwa 300—500 m beschränkt.

Neuerdings sind auf einigen Gruben Fahrdrahtlokomotiven mit Gegensprechanlagen ausgerüstet, die eine Verständigung zwischen den fahrenden Lokomotiven untereinander sowie mit dem Bedienungsmann des Stellwerkes ermöglichen[1]. Infolge der starken Ableitung in Fahrdrahtstrecken und des starken Störpegels durch die Funkenbildung an den Kollektoren der Gleichstrommaschinen ist die

[1] Rauer: Die neue Fördersohle. Aus dem Leben einer großen niederrheinischen Zeche. Glückauf 1952 S. 1256; — ferner H. Jordan: Lokomotiv-Sprechfunk im Untertagebetrieb. ETZ 1954 S. 198.

Telephonie mit kleinen Sendeleistungen kaum möglich, so daß schon Leistungen bis zu 15 W notwendig sind. Die Reichweite richtet sich nach dem Zustand der Fahrdrahtstrecke, nach der Grubenfeuchtigkeit, nach dem Isolationswert des Fahrdrahtes und nach der Zahl der zwischen Fahrdraht und Schiene geschalteten Lampen.

Der drahtlose Sprechverkehr unter Tage ist z. Z. noch in der Entwicklung begriffen.

154. — Fernmessung. Das Bedürfnis, Meßwerte von unter Tage nach irgendeiner zentralen Befehlsstelle oder gar nach über Tage zu übertragen, stellt sich mehr und mehr heraus. Es interessieren dabei vielleicht weniger rein elektrische Meßwerte als die Übertragung von Fördervorgängen, von Einschaltvorgängen, die Übertragung von Meßwerten der Druckluft, der Bewetterung, des CH_4-Gehaltes und anderer Größen. Zu diesem Zweck müssen die Meßwerte in elektrische Größen umgewandelt werden, um sie dann entweder auf eigenen Leitungen oder auf freien Fernsprechadern zur gewünschten Beobachtungsstelle zu übermitteln. Die dabei angewandten Verfahren sind je nach dem Zweck verschieden. Man kann beispielsweise an einem Drehwiderstand (Potentiometer) die abgegriffene Spannung durch den zu übermittelnden Meßwert verändern und die Widerstandsänderung zu einem Anzeigeinstrument übertragen und dort registrieren lassen.

Will man auf einer Leitung mehrere Meßwerte gleichzeitig übertragen, so muß man über einen Meßwertschalter, der beispielsweise durch einen Synchronmotor angetrieben wird, die einzelnen Meßwerte nacheinander abtasten und auf einen Mehrfachschreiber geben, der die Werte nacheinander punktförmig aufschreibt. Auf diese Weise erhält man eine größere Zahl von verschiedenen Meßwerten nebeneinander.

IV. Die abwärts und aufwärts gehende Zwischensohlenförderung.

A. Die nichtmaschinelle Förderung (abwärts gehende Förderung).

155. — Vorbemerkung. Die Zwischensohlenförderung ohne Maschinen bedient sich der Schwerkraft und ist naturgemäß abwärts gerichtet, und zwar meist von einer oberen Wetter- oder Teilsohle zu einer unteren Teil- oder Fördersohle. Es ist dieses bei der alten Bremsberg- und Bremsschachtförderung der Fall, die heute nur noch selten anzutreffen ist, ferner bei der im Erzbergbau so verbreiteten Rollochförderung sowie bei der Wendelrutsche und bei den Bergefalleitungen verschiedener Ausbildung.

156. — Die Bremsberg- und Bremsschachtförderung. Je nachdem die Wagen unmittelbar an das Seil angeschlagen oder auf besondere Fördergestelle, die am Seil hängen, aufgeschoben werden, unterscheidet man *Wagen- und Gestellbremsberge*. Letztere empfehlen sich bei Einfallen über 25°. Bremsschächte sind naturgemäß nur mit Gestell möglich. Bremsberge, die mehrere hundert Meter Länge erreichen, und Bremsschächte können *eintrümmig mit Gegengewicht* oder *zweitrümmig* betrieben werden. Bei zweitrümmiger Förderung kann durch das Übergewicht eines mit Kohle oder Erz gefüllten Wagens ein leerer Wagen hochgefördert werden oder durch das Übergewicht von zwei vollen Wagen ein leerer und ein mit Bergen oder Material gefüllter Wagen.

Das *Bremswerk* besteht aus einer Scheibenbremse, die bei Bremsbergen meist liegend angeordnet ist. Bei ihr wird das Seil über eine Scheibe geführt, die durch Reibung die Bremskraft überträgt und deren Rille mit einem brandsicheren Reibungsfutter versehen ist. Die Scheibe ist mit einem Bremskranz verbunden, auf den eine Backen- oder Scheibenbandbremse wirkt (Abb. 343). Diese legt sich durch ein Gewicht auf, das mittels Fußtritt oder von Hand gelüftet wird. Bei flacher Lagerung können für geringe Förderleistungen auch fliegende Bremsen Verwendung finden. Sie werden mittels Haken oder Kette an einen Stempel gehängt. Das Bremsband oder die Bremsbacken besitzen einen Bremsbelag, der entweder aus einem Asbestgurt oder aus Asbestklötzen besteht[1].

157. — Die Rollochförderung. Die gewöhnliche Rollochförderung hat ihre Hauptverbreitung im Erzbergbau und im Bergbau auf Steine und

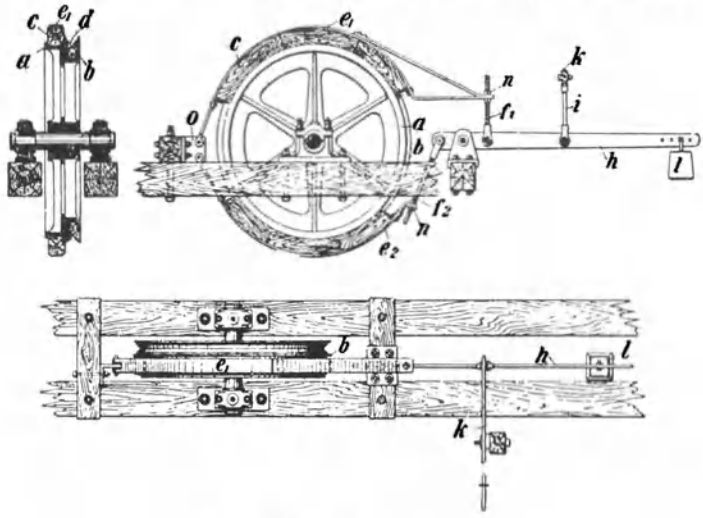


Abb. 343. Scheibenbandbremse.

Erden. Sie ist einfach, billig und weist den Vorteil der Speicherfähigkeit auf. Nachteilig sind die Verstopfungsgefahr, die erschwerte Lohnberechnung, wenn die Hauer nach Wagen bezahlt werden, sowie die Zerkleinerung des Fördergutes, die im Erzbergbau in der Regel keine Rolle spielt, im Kohlenbergbau ihre Anwendung auch aus Gründen der Staubentwicklung meist verbietet.

Es gibt Rollöcher, die in der Lagerstätte aufgefahren und solche, die im Bergeversatz ausgespart werden. Erstere werden in Holz oder gar nicht ausgebaut. Sie dienen z. B. beim Firstenstoßbau der Zufuhr des Bergeversatzes, beim Blockbruchbau z. B. dagegen der Erzförderung. Ihre Neigung muß mindestens 45° betragen, eine Forderung, die im Gangerzbergbau ohne weiteres erfüllbar ist, da die meisten Gänge steiles Einfallen haben, die aber beim Blockbruchbau mit seinen verzweigten, unabhängig vom Einfallen der Lagerstätte aufgefahrenen Rollen beachtet werden muß. Ihr Querschnitt ist rechteckig oder kreisförmig und 2—6 m² groß.

[1] Siegmund, E.: Luftgekühlte Bremsscheiben. Glückauf 1933 S. 996.

Die im Bergeversatz ausgesparten Rollen müssen stets ausgebaut werden, was in Naturstein (Basalt, Granit, Nebengestein usw.) oder in Holz geschieht. Im ersteren Fall sind die Rollöcher rund, seltener rechteckig, und haben unten 1—1,5 m, nach oben einen sich bis etwa 0,5—1 m verjüngenden Durchmesser. In Holz ausgebaute Rollen sind stets rechteckig. Auch Stahlblechauskleidung ist möglich. Sie drückt die Reibung und damit die Verstopfungsgefahr herab. Wegen der mäßigen Lebensdauer der jeweiligen Auskleidung sind die Rollen auf 40—70 m Höhe begrenzt. Eine Basaltrolle von 1 m Durchmesser kostet etwa 100 DM/lfd. m.

Die Beschickung bietet keine Besonderheiten. Nur muß, wenn mit größerer Stückgröße zu rechnen ist, für Abkleidung durch einen Gitterrost gesorgt werden, der die Stücke zurückhält und nach Bedarf ihre Zerkleinerung gestattet. Beim Blockbruchbau dient hierzu eine besondere Zwischensohle.

Zu den Rollöchern können auch die aus Stahlblechröhren von 1 m Durchmesser und mehr bestehenden „Bunkerröhren" gerechnet werden, die in Blindschächten für die Zufuhr und Bunkerung von Bergeversatz verwandt werden.

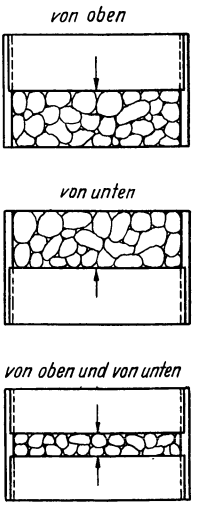


Abb. 344. Grundformen der Rollochverschlüsse.

158. — Rollochverschlüsse. Besondere Sorgfalt ist auf die zweckmäßige Ausbildung des Auslaufs am unteren Ende zu verwenden. Sog. offene Rollen werden z. B. durch Verschieben von Rundhölzern, die den Abschluß bilden, entleert. Auch können sie offen bleiben und das aus ihnen auf die Sohle fallende Haufwerk durch Lademaschinen wiederaufgenommen werden. Geschlossene Rollen müssen zur Entlastung des Bodenverschlusses einen schrägen Auslauf (Füllschnauze) erhalten. Bei geringen Förderhöhen kann ein einfacher Verschluß durch einen Schieber gebildet werden, der an beiden Seiten durch steilgeneigte Schlitze geführt wird. Größere Förderhöhen und Fördermengen machen jedoch eine Verschlußeinrichtung erforderlich, die nicht nur leicht, schnell und gefahrlos zu öffnen ist, sondern auch beim Schließen den Strom des Fördergutes rasch und sicher abzuschneiden gestattet.

Die Rollenverschlüsse können auf drei Grundformen zurückgeführt werden[1]. Sie können, wie Abb. 344 zeigt, von oben, von unten sowie von oben und unten schließbar sein. Außerdem muß man unterscheiden zwischen Verschlüssen, die als Schieber wirken, und Klappen, die um eine feste Achse drehbar angeordnet sind. Am sichersten wirken die Rollochverschlüsse, die von unten sowie von unten und oben geschlossen werden. Die Wahl des Rollochverschlusses richtet sich in der Regel nach der Stückigkeit des Haufwerks und dem Feinerzanteil. Bei sehr grobstückigem Fördergut ist ein von oben schließender Rollochverschluß nicht angebracht, da große Stücke leicht klemmen und das Feinerz ausläuft. Bei feinkörnigem und gleichmäßigem

[1] Hahn, O.: Förderrollen unter besonderer Berücksichtigung der Förderrollenverschlüsse im Erzbergbau. Erzmetall 1954 S. 425.

Gut ist diese Verschlußart jedoch am billigsten. Am teuersten ist der von oben und von unten schließende Rollochverschluß.

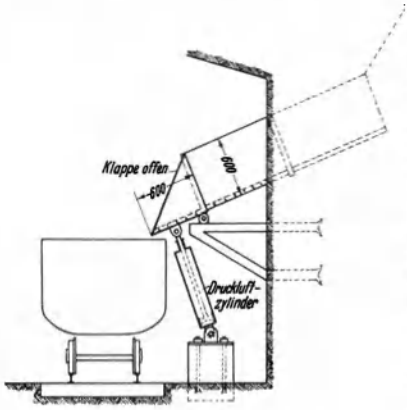


Abb .345. Von unten schließender Rollochverschluß mit Druckluftbetätigung.

Abb. 345 zeigt einen von unten schließenden Klappenverschluß mit Druckluftbetätigung. Der Verschluß erlaubt eine sichere Beherrschung des Ladevorganges. Er eignet sich besonders für mittelkörniges Material bei einem hohen Feinerzanteil.

Ein druckluftbetätigter Förderrollenverschluß mit von oben wirkender Pendelklappe und handbetätigter von unten wirkender, vorgesetzter Ladeklappe ist in Abb. 346 dargestellt. Der Verschluß eignet sich für mittel- bis grobkörniges Fördergut und hohem Feinerzanteil.

Einen Kettenverschluß, der vorwiegend für Verladebunker, in besonderen Fällen auch für Rollöcher, in Frage kommt, zeigt Abb. 347. Die umlaufende Kette wird durch einen Elektromotor angetrieben. Der Verschluß bietet eine hohe Sicherheit bei großer Ladeleistung.

159. — Die Wendelrutsche. Die Wendelrutsche oder Schachtwendel ist eine schraubenlinienförmig verlaufende schiefe Ebene, auf der das Fördergut durch die Schwerkraft abgleitet. Aus Gründen der Staubentwicklung ist sie von einem Blechmantel allseitig umschlossen.

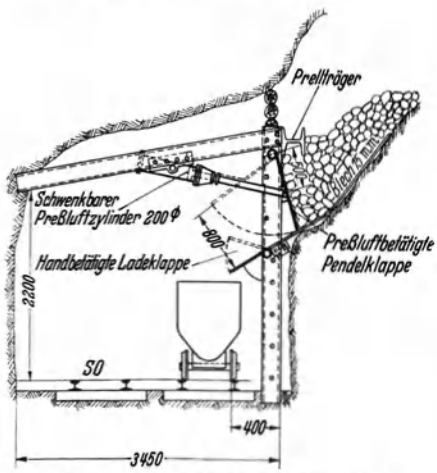


Abb. 346. Von oben schließender Rollochverschluß mit Druckluftbetätigung.

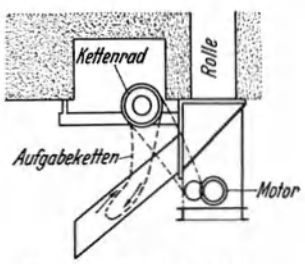


Abb. 347. Kettenverschluß.

Die Wendelbleche werden an Nocken befestigt, die im Innern des Zylindermantels angeschweißt sind. Außerdem sind die Wendelbleche unter sich verschraubt. An der Zylinderwandung haben sie eine Neigung von 23°, während sie nach der frei tragenden Mitte zu eine Neigung von 70° auf-

weisen. Auf diese Weise wird erreicht, daß sich ein aufgegebener Kohlenstrom mit gleichmäßiger Geschwindigkeit abwärts bewegt, die je nach Beschaffenheit der Kohle 1,2—1,5 m/sek beträgt. Da die Wendelbleche nach der Mitte zu frei tragen, geht ein freier zylinderförmiger Raum von 250 mm ∅ von oben bis unten durch die Wendel. Während des gewöhnlichen Betriebes hat dieser freie Raum keine Bedeutung. Bei der Speicherung füllt er sich jedoch mit Feinkohle. Diese läuft beim Wiederbeginn des Ladens aus und setzt auch die auf den Wendelblechen lagernde Kohle in Bewegung.

Die Widerstandsfähigkeit gegen Verschleiß wird durch Hartguß- oder Schmelzbasalteinlagen bewirkt. Die Hartgußeinlagen haben 15 mm Dicke. Nur jede fünfte wird mit dem Wendelblech verschraubt; die dazwischenliegenden halten durch gegenseitige Verkrallung. Die noch dreimal verschleißfesteren Schmelzbasalteinlagen von 25 mm Dicke müssen dagegen einzementiert und können daher nicht ausgebaut werden. Sie eignen sich daher in erster Linie für langlebige „Standwendeln", weniger für „Wanderwendeln". Dem Nachteil ihrer etwas größeren Sprödigkeit, der sich besonders beim Aufprall schwerer Stücke im Einlauf bemerkbar macht, kann durch Auslegen des Einlaufs und des ersten Wendelschusses mit Hartgußeinlagen begegnet werden. Durch Verwendung der genannten Einlagen hat die Durchsatzmenge von 0,2 auf 1—2 Millionen t Kohle gesteigert werden können.

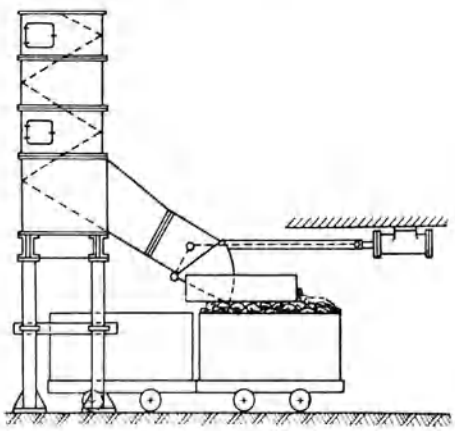


Abb. 348. Auslauf einer Wendelrutsche.

Zum Ein- und Ausbauen der Wendelbleche sowie der Einlagen und auch zur schnellen Beseitigung etwaiger Verstopfungen sind an jedem Schuß Mannlöcher vorhanden, wobei ein Schuß einem Wendelumlauf von 360° entspricht. Die Höhe eines Schusses richtet sich nach dem Wendeldurchmesser und liegt zwischen 1,3 und 1,8 m. Jeder Schuß ist zweiteilig und mit Flanschen versehen, die miteinander verschraubt werden. Die Mannlöcher haben Verschlüsse, die leicht zu öffnen sind und wegen der Staubbildung dicht schließen müssen.

Von besonderer Bedeutung ist die Verlagerung der Wendelrutsche. Gewöhnlich dient hierzu ein Mauersockel oder ein Profileisenrahmen, auf dem auch der Auslaufrutschenschuß verlagert wird (Abb. 348). Bei Wendelrutschen von mehr als 50 m Höhe werden außerdem am Mantel in Abständen von 30—50 m Konsolen angeschraubt oder angeschweißt, die auf im Gebirge verlagerten Profilen ruhen. Zur Aufnahme seitlicher Schwankungen findet in Abständen von 5 m noch eine Verspannung mittels Seilen oder Ketten in den Einstrichen statt. Bei starkem Quellen der Sohle oder bei einer

Verkürzung der Schachtsäule ist außerdem noch der Einbau von Dehnungsschüssen alle 30—50 m erforderlich.

Der Austrag der Wendelrutsche kann auf mehrfache Weise vor sich gehen. Bei unmittelbarer Verladung werden mit Druckluft gesteuerte Verschlußklappen benutzt (s. Abb. 348). Meist liegt die Ladestelle 5—10 m entfernt. Bei kurzem Abstand hat sich ein Schütteltisch, bei etwas größerem ein Band zwischen Austrag und Ladestelle bewährt. Sobald Schütteltisch oder Band stillstehen, staut sich das Fördergut an und bildet von selbst einen Abschluß.

Wendelrutschen werden mit Durchmessern von 1050 mm, 1250 mm und 1450 mm geliefert. Am verbreitetsten ist der mittlere Durchmesser. Bei einer Durchsatzleistung von 500 t/h reicht er aus, um noch Stücke von 600 × 600 × 400 mm Kantenlänge zu befördern. Eine wichtige Eigenschaft der Wendelrutsche ist ihr Bunkervermögen. Es beträgt bei der 1250er Bauart etwa 0,85 t/m. Als größte Förderhöhe kann bei durchgehendem Mantel etwa 275 m angenommen werden. Darüber hinaus, zuweilen schon eher, ist die Schachtwendel zu unterteilen.

160. — Vor- und Nachteile. Die Wendelrutsche gestattet infolge Fehlens bewegter Teile eine besonders einfache, billige, sichere und fließende Abwärtsförderung des Fördergutes und auch von Bergen. Sie hat sich daher besonders in der flachen Lagerung durchgesetzt. Sie gestattet eine Fließförderung vom Kohlenstoß über die Abbaustrecke bis zur Hauptfördersohle, so daß Großladestellen erst im Querschlag eingerichtet zu werden brauchen und der Förderwagenpark besser ausgenutzt wird und weniger Wagen notwendig sind.

Der Nachteil liegt in einer Zerkleinerung des Fördergutes, die besonders die Stückkohle über 80 mm erfaßt und zu einer Anreicherung des Kornes unter 80 mm führt, was bei Gas- und Fettkohle kaum, bei Eß- und Magerkohle und Anthrazit zu einer Wertverminderung von 1 bis 2% führen kann, d. h. von 0,60 DM bis 1,20 DM/t. Der Anteil des Abriebs hängt außer von der Beschaffenheit der Kohle von der Förderhöhe, dem Wendeldurchmesser und der Wendelbelastung ab. Er nimmt mit wachsender Höhe und Durchmesser und mit abnehmender Belastung zu[1].

Auch können Schwierigkeiten durch Staubentwicklung entstehen, wenn die Verschlußklappen nicht schließen oder die Schüsse nicht dicht miteinander verbunden sind und ein starker Wetterstrom durch den Blindschacht zieht.

161. — Die Bergefalleitung. Die Bergefalleitung besteht aus verschleißfesten Rohren von 8—10 mm Wandstärke. Es werden Rëuß-Rohre oder andere Rohre mit einer 5—6 mm starken Innenschicht hoher Festigkeit gewählt. Ihre Länge beträgt 2,5 m und ihre lichte Weite meist 250 mm (Abb. 349). Die Förderkapazität einer solchen Leitung liegt bei 100 m³/h.

Die Rohre können auf Schellenbändern ruhen, die eingemauert werden oder auf Einstriche oder Ausbau gelegt sind. Ihre Verlagerung kann auch etwa alle 50 m auf Konsolen in Kugellagern geschehen, so daß ein Dre-

[1] Fricke, H., u. W. Kampmann: Abrieb der Förderkohle in Wendelrutschen. Ein Beitrag zur Sortenfrage. Glückauf 1950 S. 77.

hen der Rohrleitung möglich ist (s. Abb. 349). Dieses empfiehlt sich zur gleichmäßigen Verteilung des Verschleißes insbesondere dann, wenn in etwas schief gewordenen Schächten die Falleitung nicht genau im Lot verlegt werden kann.

Ob der Gefahr von Schlägen in der Rohrleitung durch mitgerissene verdichtete Luft durch eine Entlüftung begegnet werden muß, ist noch nicht geklärt. Eine Entlüftung der Leitung ist z. B. möglich durch sogenannte Trichter, die in Abständen von etwa 50 m eingebaut werden. Ein Trichter besteht aus einem Paßstück, auf das ein Rohrstück aufgesetzt wird und das den untersten Teil der nach oben anschließenden Falleitung derart umfaßt, daß ein ringförmiger Spalt von rd. 20 mm verbleibt, durch den die Luft entweichen kann. Wegen der starken Beanspruchung sind die Paßstücke mit einer besonders verschleißfesten Hartgußeinlage versehen.

Die Rohrlänge, die viele hundert Meter Länge erreichen kann, endet in einer Aufschlagtasse, die z. B. aus eng aneinandergelegten Profilstählen oder aus einem Basaltsteinbett besteht. Sie lenkt die Berge aus ihrer senkrechten Fallrichtung in eine Schräge ab. Sie besteht aus einer mit Schmelzbasalt ausgekleideten Rinne, aus der die Berge in einen Bunker rutschen, dessen Fassungsvermögen den örtlichen Bedingungen angepaßt sein muß und 300—500 m³ und mehr beträgt. Aus ihm werden die Berge nach Bedarf abgezogen.

Um Verstopfungen der Rohrleitung zu vermeiden, empfiehlt sich ein Absieben sogenannter „Fische", da lange Stücke sich leicht querlegen. Auch ist stark lettiges oder lehmiges Material ungünstig.

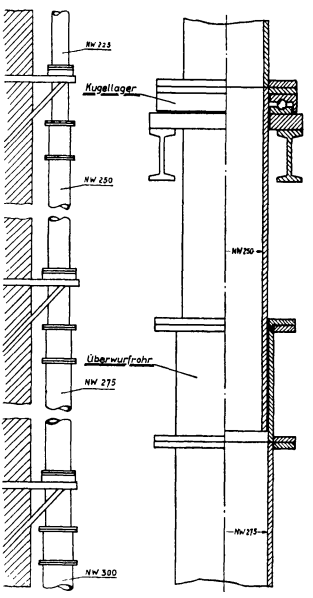


Abb. 349. Bergefalleitung.

Die Lebensdauer der Rohrleitungen kann auf einen Durchsatz von 100—150 000 m³ Berge geschätzt werden. Ein 2,5 m langes Rohr kostet rd. 300 DM, eine Trichtereinrichtung und ein Kugellager rd. 200 DM. Die Gesamtanlagekosten der Leitung je m betragen etwa 150 DM.

162. — Die Bergefalltreppe. Die einfachste Ausführung der Bergefalltreppe kommt dadurch zustande, daß ein Blindschachttrum abgekleidet und darin in Abständen von 1,5—2,5 m wechselseitig Bühnen eingebaut werden, auf denen sich beim Herabfallen der Berge Böschungen bilden, die den Bergestrom mit nur geringem Verschleiß abwärts gleiten lassen. Die Bühnen bestehen aus Eichenbohlen, die an den Treppengleitseiten mit 5 mm starkem Stahlblech beschlagen werden. — Die Gesamtanlagekosten je m betragen etwa 160 DM und 210 DM bei Treppenabständen von 2,5 m und 1,25 m.

Eine Weiterentwicklung stellt die Bergefalltreppe der Firma Riester, Bochum-Linden, dar. Sie besteht aus einer mit Stufen versehenen Stahl-

röhre, runden, ovalen, am besten aber rechteckigen Querschnitts, wobei im letzten Fall die lange Seite des Rechtecks von der Durchflußgeschwindigkeit und damit von der Ausbildung der Wurfparabel sowie durch die Dicke des Bergestroms bestimmt wird (Abb. 350). Die kurze Seite des Rechtecks ist für die Durchsatzleistung maßgebend. Als günstigste mittlere Bergestromgeschwindigkeit ist 1,6 m/sek festgestellt worden. Sie bestimmt die Ausbildung der Wurfparabel, die insofern für die Längsausdehnung der Treppe maßgebend ist, als erreicht werden muß, daß die Masse des Bergestroms in der Mitte der Stufen auftrifft, damit der Verschleiß am geringsten wird und nur Berge auf Berge aufprallen. Diese Bedingungen treten bei einer Längsausdehnung von 1 m auf. Da zwischen Bergestromgeschwindigkeit und Stufenabstand a die Beziehung $v = 1{,}35\ a$ bestehen soll, erhält man für obige Bergestromgeschwindigkeit den günstigsten Stufenabstand zu $1{,}6 : 1{,}35 = \sim 1{,}2$ m. Da weiterhin die Bergemenge b (m³/sek) $= v$ (m/sek) $\cdot F$ (m²) ist und wenn von dem Rechteck F die Längsausdehnug, die meist 1 m beträgt, festgelegt ist, ergibt sich, daß die Durchsatzleistung von der Stufenbreite abhängt. Diese beläuft sich bei 300 mm Stufenbreite auf 85 m³/h, bei 500 mm auf 140 m³/h und bei 700 mm auf 200 m³/h. Die Anlagekosten je m dieser Bergefalltreppe belaufen sich auf rd. 250 DM, von denen 225 DM auf die Materialkosten und 25 DM auf Einbaukosten entfallen.

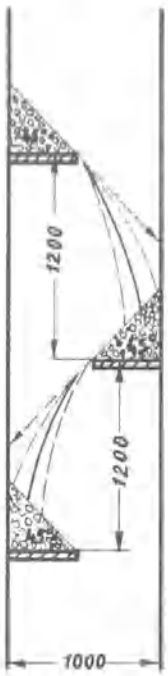


Abb. 350. Schnitt durch eine Bergefalltreppe.

163. — Vergleich der verschiedenen Stromfördermittel für die senkrechte Abwärtsförderung von Bergeversatz. Von den verschiedenen Stromfördermitteln kommen die Wendelrutsche, die Bunkerröhre, die Bergefalltreppe und die Bergefalleitung in Betracht. In dieser Aufzählung sind die verschiedenen Fördermittel nach der Höhe ihrer Anlagekosten aufgeführt. Die höchsten Anlagekosten mit rd. 700 DM/m hat die Wendelrutsche, während die Bergefalleitung mit rd. 150 DM/m die geringsten aufweist. Anderseits hat die Bergefalleitung den höchsten Verschleiß. Die günstigsten Verschleißwerte sind von der Bergefalltreppe zu erwarten, von der weitere Erfahrungen abgewartet werden müssen. Auch die Bunkerröhre erleidet einen verhältnismäßig geringen Verschleiß unter der Voraussetzung, daß sie weitgehend gefüllt gehalten werden kann, so daß der Bergestrom nur langsam herunter zu rutschen braucht. Sie kommt jedoch nur für Höhen bis etwa 50 m in Frage. Auch die aus einem abgekleideten Blindschachttrum bestehende Falltreppe dürfte bei 50—100 m ihre Grenze finden. Für größere Höhen, sei es in Blindschächten oder Hauptschächten, ist praktisch nur die Bergefalleitung und die Bergefalltreppe geeignet. Von beiden besitzt die Bergefalltreppe die größte Lebensdauer. Anderseits hat die Falleitung den Vorteil geringsten Querschnittbedarfs.

In Hauptschächten wird man von diesen Mitteln im allgemeinen nur dann Gebrauch machen, wenn die Schachtfördereinrichtungen durch die Bergeförderung überlastet sind und außerdem der Vorteil auszunützen ist, die

Berge auf der Wettersohle abziehen und auf ihr verteilen zu können. Es kann dann auf eine erneute Aufwärtsförderung der Berge in Blindschächten von der Fördersohle aus verzichtet werden. Der Einfluß auf die Wagenumlaufzahl und damit auf die Größe des Förderwagenparks wird in jedem Einzelfall zu prüfen sein.

B. Die maschinelle Förderung (aufwärts und abwärts gehende Förderung).

164. — Allgemeines. Bei der maschinellen Zwischensohlenförderung ist sowohl eine aufwärts als abwärts gerichtete Förderung möglich, von denen im einzelnen Fall entweder die eine oder die andere überwiegt. In Steinkohlengruben mit flacher Lagerung überwiegt die Aufwärtsförderung, da die Abwärtsförderung vielfach der Wendelrutsche zufällt. In der steilen Lagerung haben meist beide Fördereinrichtungen etwa gleich große Bedeutung, und zwar die nach unten gerichtete für die Kohlen und die nach oben gerichtete für die Berge und Material. Auf Kaligruben mit steil einfallenden Lagern liegen ähnliche Verhältnisse vor. Beim Unterwerks- und beim Oberwerksbau steht die aufwärts gehende Förderung im Vordergrund, und zwar bei dem ersteren für das Mineral und beim letzteren für Bergeversatz und Material.

Die maschinelle Zwischensohlenförderung kann eine *Schräg-* oder eine *Seigerförderung* sein, d. h. eine Förderung in geneigten Strecken („Flache", „Einfallende" oder „Berge") oder in Blindschächten. Im deutschen, holländischen, belgischen und französischen Steinkohlenbergbau sowie im Erz- und auch Kalibergbau herrscht die Seigerförderung durchaus vor. Die Gründe hierfür sind mehrfacher Art. Einmal sind Blindschächte kürzer als einfallende Strecken und leichter aufrechtzuerhalten. Außerdem ist deren Förderleistung wesentlich höher, wenn man von der in einfallenden Strecken möglichen Bandförderung absieht. Im britischen Steinkohlenbergbau, in dem auf den meisten Gruben alle Strecken im Flöz aufgefahren werden, spielt in flach geneigten Flözen die Schrägförderung jedoch eine große Rolle. Auch im japanischen Steinkohlenbergbau ist die Förderung in einfallenden, hier meist im Gestein aufgefahrenen Strecken noch fast ausschließlich verbreitet.

a) Schrägförderung.

165. — Die Förderverfahren. Die Förderung kann mit einzelnen Wagen oder auch mit mehreren aneinandergekuppelten Wagen vor sich gehen, die am Seil von einem Haspel gezogen werden. Ist nur ein Gleis vorhanden, muß er für die bei Aufwärtsförderung auftretenden Kräfte bemessen werden. Für die Abwärtsförderung des Leerwagens genügt der Bremsbetrieb. Eine lösbare Kupplung von Haspeltrommel oder Scheibe dient dazu, den Haspel als Bremse laufen zu lassen. Besondere Maßnahmen sind für die Überführung der schrägen in die söhlige Förderung sowie zum Schutz des unteren Anschlages gegen seillos werdende Wagen erforderlich. Zum Schutz gegen abgehende Wagen können z. B. zwei gegen die Firste sich abstützende schrägliegende T-Träger dienen, welche das Gleis sperren

und vor Durchfahrt des Wagens mittels Seils vom Anschlag aus hochgezogen werden können. Außerdem muß die Strecke gegen den Berg am unteren Anschlag durch eine Mauer oder durch eine aus Stahlträgern bestehende und mit Bergen gefüllte Palisade geschützt werden. Die Abschlußmauer kann auch in die verbreiterte Grundstrecke selbst gelegt werden. Sie wird dann zwischen den beiden Gleisen aufgeführt, die beiderseitig des Anschlags durch Weichen untereinander verbunden sind.

Statt eines Gleises können auch zwei Gleise vorhanden sein, von denen das zweite für ein Gegengewicht zur Erleichterung der Haspelarbeit dient oder als zweites Fördertrum verwendet wird.

Auf der Eisenerzgrube Wohlverwahrt in Kleinenbremen an der Weser ist in den Bremsbergen auch bei zweitrümmiger Förderung nur ein Gestänge vorhanden. Die Förderwagen begegnen sich in einer Ausweiche, wobei sie auf einer Seite durch einen doppelten Spurkranz in der Ausweichrichtung zwangsgeführt werden.

Bei einem Einfallen von mehr als 25° ist die Überführung des Wagens aus dem horizontalen Stand in die Schrägförderung schwierig. Das Seil wird dann nicht mehr unmittelbar an den Wagen, sondern an ein Gestell angeschlagen, auf das der Wagen aufgeschoben wird. In einem solchen Fall dient eine Umbruchstrecke im Hangenden oder Liegenden zum Schutz des unteren Anschlags. Wenn der Betrieb mit Vorder- und Hinterseil zweitrümmig (Ziff. 88) durchgeführt und mit Zügen von 10—30 Wagen gefahren wird, ist eine verhältnismäßig große Leistung auch bei Schrägförderung erreichbar. Diese Möglichkeit besteht etwa bis zu einem Einfallen von 25°. Eine Schrägförderung von vielen hundert Meter Länge, sei es von über Tage aus, sei es als Zwischensohlenförderung, kann auf diese Weise beherrscht werden, allerdings mit erheblichem Bedienungsaufwand an den oberen und unteren Anschlägen.

Eine besondere Form der Schrägförderung ist diejenige mit ganzen Zügen. Sie hat für die Fälle Bedeutung gewonnen, in denen infolge einer Zusammenfassung benachbarter Gruben zu einer einheitlichen Großförderanlage Höhenunterschiede zwischen den in verschiedenen Höhen aufgefahrenen Sohlen der einzelnen Betriebsabteilungen überwunden werden müssen. Ein Gesenk würde in solchen Fällen, da es sich um eine Förderung von 100 t/h und mehr handelt, teuer werden und größeren Lohnaufwand erfordern, da oben und unten Anschläger erforderlich würden und die Lokomotivzüge jedesmal oben aufgelöst und unten wieder zusammengestellt werden müßten. Solche Förderanlagen sind neuerdings im Ruhrbezirk verschiedentlich von der Maschinenfabrik Hasenclever ausgeführt worden; das Ansteigen der Bahn beträgt etwa 1 : 15 bis 1 : 12.

Die Förderung mit Gummi- und Stahlgliederbändern in Schrägstrecken bietet gegenüber derjenigen in söhligen Strecken keine Besonderheiten; nur muß der Antrieb entsprechend stärker gewählt werden. Auch die Förderung mit endlosem Seil ist bis 10° und mit endloser Kette bis 20° Einfallen möglich.

b) Seigerförderung.

166. — Förderverfahren. Die maschinelle Blindschachtförderung ist meist eine Gestellförderung. Die Gefäßförderung wird selten angewandt.

Sie kommt im Steinkohlenbergbau für Bergeversatz und für im Unterwerksbau gewonnene Kohle in Frage. Als Antrieb dienen *Häspel*, deren Leistung in Einzelfällen bis 350 kW und darüber beträgt. Die von einem Blindschacht täglich zu bewältigenden Fördermengen schwanken innerhalb weiter Grenzen. Es gibt Blindschächte, in denen nur 100 Wagen, und andere, in denen 1000 Wagen und mehr täglich gefördert werden. Die Förderaufgaben großer Blindschächte erreichen damit den Umfang kleiner Hauptschächte.

Die Haspelförderung wird für kleine und mittlere Leistungen in der Regel *eintrümmig mit Gegengewicht* betrieben, weil hierfür ein geringer Schachtquerschnitt genügt und der wegen seiner mannigfachen Vorteile gern angewendete *Treibscheibenantrieb* hierbei die Förderung von Zwischenanschlägen erlaubt. Man benutzt dabei Fördergestelle für 1 bis 4 Wagen, die entweder einzeln oder zu zweien auf einen Tragboden aufgeschoben werden. In letzterem Falle spart man an Zeit für das Umsetzen, hat dafür aber die Mehrkosten für einen größeren Schachtquerschnitt in Kauf zu nehmen. Er kommt deshalb hauptsächlich für kleine Förderwege in Frage, bei denen die Förderpausen von großem Einfluß auf die Leistung sind, aber die Schachtkosten weniger ins Gewicht fallen.

Vielfach dient die eintrümmige Förderung auch zur Ergänzung von Wendelrutschen, indem sie für Seilfahrt, Berge- und Materialförderung verwendet wird.

Für große Förderleistungen richtet man *zweitrümmige Gestellförderungen* ein. Sofern dabei auch von Zwischenanschlägen gefördert werden soll, werden statt Treibscheiben-*Trommelhäspel* verwendet, bei denen eine auf der Welle drehbare Trommel, die „Lostrommel", in beliebigen Stellungen mit der auf der Welle fest verkeilten Trommel, der „Festtrommel", gekuppelt werden kann. Man bezeichnet das Versetzen der Lostrommel gegen die Festtrommel als „Umstecken".

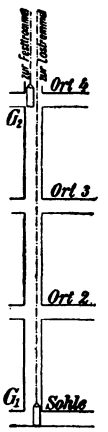


Abb. 351. Anwendung des Umsteckhaspels.

Ein Beispiel für die Anwendung eines Umsteckhaspels gibt Abb. 351. Hat man mit den beiden Gestellen zwischen der Sohle und Ort 4 gefördert und will darauf zwischen der Sohle und Ort 2 fördern, so wird die Lostrommel, an der das an der Sohle stehende Gestell G_1 hängt, mit einer besonderen Feststellbremse gehalten und von der Festtrommel abgekuppelt. Das an dieser hängende Gestell G_2 wird mit dem Haspel nach Ort 2 eingehängt, worauf die Lostrommel wieder mit der Festtrommel gekuppelt wird.

Trommelhäspel erfordern eine große Haspelkammer und auch, zumal bei breiten Trommeln, einen erheblichen Abstand vom Schacht, um ein ordnungsgemäßes Aufwickeln der Seile auf die breiten Trommeln zu sichern (vgl. Ziff. 274). Um die Gesteinsarbeiten für die Haspelkammer, ihren Zugang und die Seilkanäle zu verringern, hat man nach dem Vorschlage von Tralls[1] auch Häspel mit zwei Treibscheiben, von denen eine umsteck-

[1] Tralls, W.: Ein versteckbarer Haspel mit zwei Treibscheiben für den Gruppenbau. Glückauf 1952 S. 579.

bar ist, ausgeführt. Zu jeder Treibscheibe gehört ein Fördergestell mit Gegengewicht und Unterseil. Außer an Gesteinsarbeiten ergeben sich Ersparnisse an Maschinen- und Antriebskosten, da mit ausgeglichenem Förderseilgewicht gefahren wird. Dieser Kostenverringerung steht ein Mehraufwand für die Seilscheiben, Unterseile und Gegengewichte mit deren Führungen gegenüber.

Wo eine überwiegende Bergeförderung zu bewältigen ist, benutzt man für diese ein Gefäß und richtet eine zweitrümmige Förderung mit einem Gefäß und einem Gestell ein. Dieses dient dann zur Förderung von Material, gegebenenfalls auch von Kohle und zur Seilfahrt. Mit einem Bergewagen beladen kann es auch nur als Gegengewicht für das Gefäß dienen.

167. — Aufstellung der Förderhäspel. Die Häspel können oberhalb des Blindschachtes, am obersten Anschlag oder auch auf der unte-

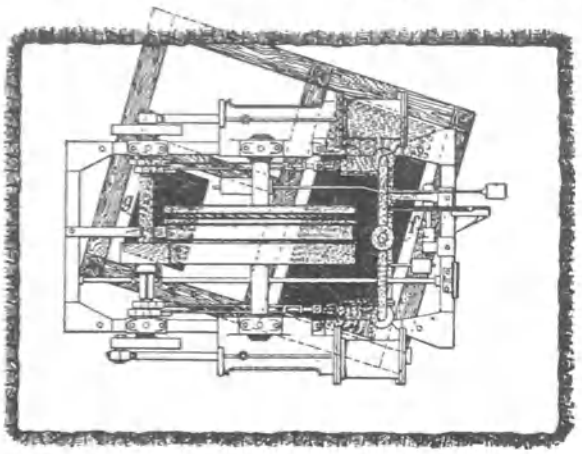


Abb. 352. Aufstellung eines Treibscheibenhaspels über einem Blindschacht für eintrümmige Förderung.

ren Sohle aufgestellt werden. Die Aufstellung in der Achse des Schachtes bietet den Vorteil, daß man mit wenig Raum auskommt und über den an den Anschlägen vorhandenen Raum für die Wagenbewegung frei verfügen kann. Andererseits wird dann eine besondere Bewetterung der Haspelkammer erforderlich; auch ist bei nicht genügender Vorsicht hier mit Brandgefahr zu rechnen. Treibscheibenhäspel muß man in diesem Falle gemäß Abb. 352 schräg zum Schachtquerschnitt verlagern, wenn, wie das meist der Fall ist, bei eintrümmiger Förderung das Gegengewichtstrumm g in einer Ecke des Schachtes untergebracht ist. Man bringt auf diese Weise die beiden Seiltrume in die Mittelachsen des Fördertrums f und des Gegengewichtstrums g.

Große Häspel werden in der Regel neben dem oberen Anschlag aufgestellt. Abb. 353 zeigt eine solche Aufstellung für ein zweigeschossiges Fördergestell mit Gegengewicht. Das Seil läuft vom Haspel ohne seitliche Ablenkung durch den Seilkanal zu den schräg übereinanderliegenden Seilscheiben. Wegen der einseitigen Lage des Gegengewichtes neben dem Fahrschacht a in der Schachtscheibe muß deshalb die Mittellinie des Haspels im Grundriß geneigt zur Strecke liegen. Das Gestell hat Briartsche Schienen-

führung (vgl. Ziff. 261), die an den Anschlägen nicht unterbrochen zu werden braucht und daher das Fördern von verschiedenen Örtern erleichtert. Über dem obersten Anschlag sind die Schienen bei *b* nach bergbehördlicher Vorschrift zusammengezogen. Das Gegengewicht führt sich in hölzernen Spurlatten, die bei *c* verdickt sind. Die Führungen stützen sich oben gegen Prellträger *d*.

Neben den größeren Gesteinsarbeiten bedingen die zusätzlichen Biegungen des Seiles einen etwas größeren Seilverbrauch[1]. Die Haspelkammer

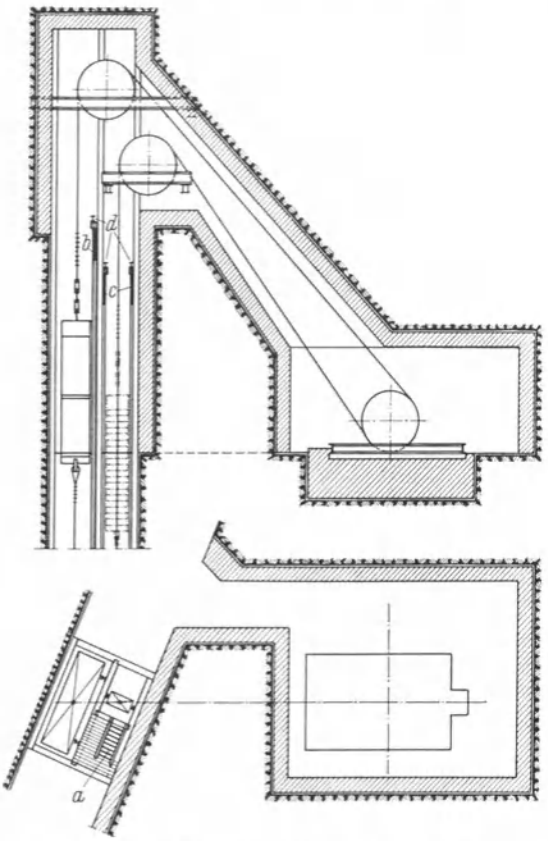


Abb. 353. Haspelaufstellung neben dem oberen Anschlag für eintrümmige Förderung.

ist aber gut zugänglich, so daß die Aufstellung des Haspels und Instandhaltungsarbeiten an ihm erleichtert werden. Elektrisch angetriebene Häspel werden wegen der Bewetterung nahezu immer neben dem obersten Anschlag aufgestellt. Hier lassen sich auch die Widerstände leicht neben der Haspelkammer unterbringen.

Treibscheibenhäspel bis zu mittlerer Größe für Aufbrüche werden nach Berghoff[2] gern unmittelbar neben dem unteren Anschlag auf der

[1] Herbst, H.: Über die Anordnung von Förderhäspeln für Blindschächte. Glückauf 1948 S. 194.

[2] Mannherz, O.: Fördereinrichtung für Blindschächte. Bergbau 1940 S. 121

Sohle so aufgestellt, daß die Treibscheibe im unteren Ende des Fahrtrummes liegt. Die beiden Förderseilstränge werden im Fahrtrum entsprechend eingeschalt zu den Seilscheiben fortgeführt, die verschieden groß und gemäß Abb. 354 im Grundriß so angeordnet sind, daß jeweils eine Seite senkrecht über der zugehörigen Ablaufseite der Haspeltreibscheibe und die andere über der Förderkorbmitte liegt. Das Förderseil muß zwar mehr als doppelt so lang sein als bei Aufstellung des Haspels oben, aber da es an jeder Stelle nur über eine Scheibe gebogen wird, ist seine Lebensdauer auch mehr als doppelt so groß. Hierbei wirkt sich noch der ruhigere Lauf des Seils günstig aus, da in den von der Treibscheibe ablaufenden langen Seilstrecken nicht so leicht Schwingungen erregt werden wie in kurzen Strecken. Die Seilkosten sind infolgedessen nicht größer, sondern etwas kleiner. Der Seilkanal vom Haspel zu den Seilscheiben wird gespart. Das Haspelfundament kann leichter gehalten werden und erfordert zur Instandhaltung geringeren Aufwand, da die Wirkungen des Gebirgsdruckes geringer sind. Soll der Schacht weiter hochgebrochen werden, so brauchen nur die Seilscheiben verlegt zu werden.

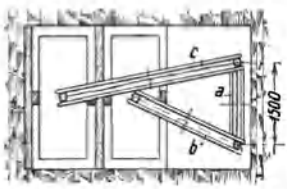


Abb. 354. Anordnung der Treibscheibe (*a*) und der Seilscheiben (*b* und *c*) nach BERGHOFF.

Nachteilig ist die schwierigere Überwachung des Seiles und seine größere Dehnung, die besondere Hilfsmittel zum Aufschieben der Wagen notwendig macht. Auch das erstmalige Auflegen des Seiles ist umständlicher. Insgesamt sind aber die Vorteile besonders in sicherheitlicher Hinsicht größer als die Nachteile. Die Aufstellung ist in der Regel allerdings nur für kleinere Häspel möglich, da für größere der Raum nicht ausreicht.

Die Häspel wurden früher oft mit Seil- oder Kettenzügen und Gegengewichten vom Anschlag aus gesteuert, um den Haspelführer einzusparen. Dieses sogenannte Fernsteuern ist heute bei Förderungen mit Seilfahrt verboten, da es aus Sicherheitsgründen mit Rücksicht auf Störungen an der Bremse und wegen Brandgefahr geboten ist, den Haspel dauernd zu beaufsichtigen.

168. — Antrieb der Förderhäspel[1]. Man unterscheidet nach dem Treibmittel Druckluft- und elektrisch angetriebene Häspel. Alle besitzen Vorgelege.

Die *Druckluft häspel* haben im Steinkohlenbergbau wegen ihrer Vorteile für die Bewetterung bei der Schlagwettergefahr die größte Verbreitung. Sie arbeiten mit Schubkolben- oder Zahnradmotoren. Drehkolbenmotoren haben sich wegen ihres hohen Verschleißes keinen Eingang verschaffen können. Für kleinere und mittlere Leistungen bis zu etwa 150 PS hat der *Zweizylinder-Schubkolbenmotor* mit um 90° versetzten Kurbeln und Kulissenschiebersteuerung zum Umsteuern die weitaus größte Verbreitung behalten.

[1] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950; — ferner H. ANTHES: Wirtschaftlicher und betrieblicher Vergleich elektrisch und durch Druckluft angetriebener Blindschachthäspel. Glückauf 1948 S. 89; T. GROSSKRAUMBACH: Zur Wirtschaftlichkeit elektrisch und durch Druckluft angetriebener Grubenhäspel. Glückauf 1948 S. 403.

Er hat zwar den erheblichen Luftverbrauch von 60—70 m³ je PSh und ein schwankendes Anzugsmoment, ist aber auch bei mangelhafter Wartung dauerhaft und betriebssicher.

Für kleine Häspel bis zu etwa 80 PS Leistung werden auch vielfach Zahnradmotoren, und zwar *Gerad- oder Schrägzahnmotoren* verwendet. Pfeilradmotoren haben sich nicht eingeführt, da sie sich nicht für eine unmittelbare Umsteuerung eignen, die wegen ihrer größeren Zuverlässigkeit einer Umsteuerung durch das Getriebe vorgezogen wird. Ihr Luftverbrauch beträgt in neuem Zustand etwa 40—50 m³ je PSh. Bei verschlissenen Zähnen können sie aber leicht denjenigen von Schubkolbenmotoren erreichen. Bei den hohen Umlaufzahlen zwischen 1000 und 2000 minutlich bedürfen sie einer guten Wartung. In diesen Umlaufzahlen, in ihrem gleichmäßigen Anzugsmoment und in ihrem Raumbedarf kommen sie Elektro-

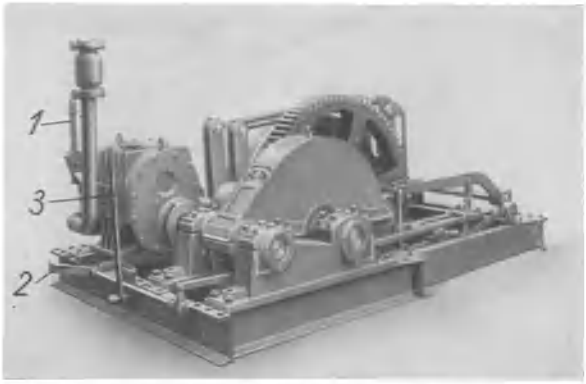


Abb. 355. Haspel mit Zahnradmotor der Kema.
1 Umsteuerung; — *2* Fußtritt mit Bremse; — *3* Hebel zum Ein- und Ausrücken des Vorgelegeritzels.

motoren gleich und können in der Regel ohne große Schwierigkeiten gegen solche ausgewechselt werden. Abb. 355 zeigt die Ausführung eines Haspels mit Zahnradmotor.

Für größere Leistungen als die für den Schubkolbenmotor genannten kommt ausschließlich der elektrische *Drehstrom-Asynchronmotor mit Schleifringen* und Regelwiderständen im Läuferstromkreis zur Verwendung. Die Spannung ist meist 5000 V. Der Anschaffungspreis beträgt das Mehrfache des Druckluftantriebes. Diese Kosten machen sich aber durch den wesentlich geringeren Aufwand für die Unterhaltung und den Strombedarf rasch bezahlt. Dieser letztere Vorteil, zu dem noch ein starkes und gleichmäßiges Anzugsmoment und eine gute Betriebssicherheit kommen, führt auch zu einer zunehmenden Verbreitung des elektrischen Antriebes bei kleineren Leistungen, wobei bis zu etwa 70 kVA-Motoren mit Kurzschlußläufern Verwendung finden. Die Spannung beträgt hier 500 V.

Der Asynchronmotor arbeitet allerdings nur bei einer bestimmten Umlaufzahl wirtschaftlich. Man legt sich deshalb auf eine für Seilfahrt und Förderung gleiche Geschwindigkeit, meist 4 m/sek, fest. Beim Regeln werden erhebliche Wärmemengen in den Widerständen frei, die deshalb außerhalb der Haspelkammer aufgestellt werden. In neuerer Zeit sind auch

verschiedene Vorschläge ausgeführt worden, die Regelfähigkeit dadurch zu verbessern, daß man den Motor dauernd mit gleicher Umlaufzahl laufen läßt und die Regelung durch Getriebe bewirkt. Voraussetzung für einen wirtschaftlichen Betrieb ist dabei allerdings eine ununterbrochene Förderung, da sich Förderpausen durch Leerlaufverluste nachteilig auswirken. Die Getriebe haben aber einen großen Raumbedarf und entwickeln die Regelwärme unmittelbar in der Haspelkammer. Außerdem ist ihr starkes und andauerndes Geräusch störend. Auch reicht ihre Betriebssicherheit nicht an die der elektrischen Regelung heran.

169. — Der Seilantrieb durch den Haspel. Der Antrieb des Seiles erfolgt in gleicher Weise wie in Hauptschächten durch Trommeln oder Treibscheiben, beim Abteufen auch durch Bobinen. Es sei deshalb im allgemeinen auf die Ausführungen in diesem Abschnitt verwiesen (vgl. insbesondere Ziff. 274 und 277).

Bei *Trommelhäspeln* für Blindschächte wirkt insbesondere ihr Raumbedarf nachteilig. Damit die Seile sich ordnungsgemäß auf den Trommeln aufwickeln, sollten sie auch für die äußersten Umschläge keine stärkere Neigung gegen die zur Trommelachse senkrechte Mittellinie der Trommel als einen Ablenkungswinkel von 1° 30′ annehmen. Je breiter die Trommeln sind, um so weiter muß deshalb der Haspel vom Schacht entfernt sein. Damit werden der Zugang zur Haspelkammer und die Seilkanäle länger. Auch die Haspelkammer wird größer als für einen Treibscheibenhaspel. Will man den Raumbedarf dadurch verringern, daß man schmale Trommeln anwendet, so läßt man das Seil sich in mehreren Lagen übereinander aufwickeln. Am Ende einer Lage klemmt sich dabei aber das Seil zwischen dem letzten Umschlag und der Trommelstirnwand ein und wird rasch schadhaft. Man verwendet Trommeln deshalb in der Regel nur noch dort, wo man die Möglichkeit des Umsteckens der Trommeln ausnutzen kann, um zweitrümmig von verschiedenen Anschlägen zu fördern.

Die *Treibscheibe* ergibt eine gedrängte, billige Bauart und eine größere Freiheit in der Aufstellung des Haspels. Da die Blindschächte oft unter Gebirgsdruck stehen, der die Korbführungen zusammendrückt, so kann in solchen Fällen bei einem Festklemmen des Korbes das Förderseil auf der Treibscheibe rutschen, wodurch dynamische Beanspruchungen des Seiles stark gemildert werden. Andererseits kommt aber auch gerade in Blindschächten die Rutschmöglichkeit des Seiles auf der Treibscheibe in besonderem Maße nachteilig zur Geltung. Wegen der geringen Teufen ist in der Regel die Leerlast gering und die Überlast des einen Seilstranges ist daher im Verhältnis zur Gesamtbelastung der beiden Seilstränge groß, so daß an die Reibkraft der Treibscheibe in Blindschächten höhere Ansprüche gestellt werden als in Hauptschächten (vgl. Ziff. 278). Da die Treibscheibe zudem bei mehreren Anschlägen nur einen eintrümmigen Betrieb erlaubt, so sind die Gründe für ihre weitaus überwiegende Verbreitung auch in Blindschächten hauptsächlich in den geringen Kosten für die Anschaffung und die Aufstellung sowie in der guten Manövrierfähigkeit der Häspel zu erblicken[1].

[1] Vgl. K. Düwell: Bremsen an Förderhäspeln und Fördermaschinen. Glückauf 1949 S. 585.

Zur Steigerung der Reibkraft der Treibscheibe und damit der Sicherheit gegen Seilrutsch sind verschiedene Vorschläge zur Ausführung gekommen. Bei der Karlik- und der Parabolscheibe (vgl. Ziff. 91) erwies sich der Seilverschleiß als zu hoch. Die Schuhkettenscheibe von Ohnesorge (Ziff. 91), die von der Firma Hasenclever, Düsseldorf, vereinfacht und verbessert wurde, ist immer noch so teuer, daß sie wohl nur in besonders schwierigen Fällen angewendet werden dürfte.

Andererseits hat sich gezeigt, daß man im allgemeinen gut mit der gewöhnlichen *Koepescheibe* auskommen kann, wenn man auf eine sachgemäße Schmierung des Seiles mit zähklebrigen Schmiermitteln (Klebschmieren) achtet oder einen Überzug mit einem Koepelack verwendet. Gleichzeitig wählt man Rillenfutter, die eine hohe Reibung bieten. Sie müssen nach den behördlichen Vorschriften auch brandsicher sein. Weiteste Verbreitung haben deshalb nach dem Vorschlag von KLEIN[1] Aluminium und dessen Legierungen gefunden. Auch Kunststoffe (Polyvinylchlorid, Kautex u. ä.) kommen neuerdings zur Verwendung. Sie zeichnen sich außer durch eine hohe Reibung auch durch eine gute Verschleißfestigkeit aus. Die bisher bekanntgewordenen Kunststoffe werden allerdings schon bei mäßigen Temperaturen weich und verschleißen dann schnell. Sie sind daher nur brauchbar, wenn eine stärkere Erwärmung von der Bremsscheibe her nicht zu befürchten ist. Bei starkem Bremsbetrieb muß daher für eine ausreichende Wärmeisolierung zwischen Bremskranz und Treibrille gesorgt werden. Das Erweichen schon bei mäßigen Temperaturen ergibt andererseits den Vorteil der Brandsicherheit. Es ist aber zu erwarten, daß man die kritischen Temperaturen noch erhöhen kann, ohne den Vorteil der Brandsicherheit zu verlieren.

170. — Das Auflegen der Förderseile in Blindschächten. Die Ausführungen über Förderseile in Ziff. 243 ff. gelten sowohl für die Seile in zu Tage ausgehenden als auch für die in Blindschächten. Bemerkungen darüber erübrigen sich hier daher und es sei nur auf das Auflegen der Seile[2] eingegangen.

Bei einem *Trommelhaspel* wird der am oberen Anschlag stehende Korb auf hindurchgeschobene Träger gesetzt. Der Seileinband über ihm wird gelöst, und das alte Seil wird durch Ingangsetzen des Haspels von der Trommel abgewickelt, wobei der Gegenkorb im Schacht hochkommt. Ist dieser auch am oberen Anschlag angekommen, so wird der Trommeleinband des Seiles gelöst, und die noch auf der Trommel befindlichen Reserveumschläge werden von Hand abgewickelt. Hierauf wird das Ende des neuen Seiles an der Trommel befestigt, indem es durch eine Öffnung im Umfang gesteckt, im Innern der Trommel um die Trommelachse geschlungen und mit vier Klemmen entweder an einen Trommelarm oder an den Hauptseilstrang angeklemmt wird. Alsdann wird das Seil mit dem Haspel aufgewickelt, wobei der Gegenkorb im Schacht abwärts geht. Ist er am unteren Anschlag angekommen, so werden zunächst noch die erforderlichen Reserveumschläge von Hand auf die Trommel gewickelt. Dann wird das Endstück, erforderlichenfalls mit einem Hilfsseil, über die Seilscheibe gezogen, der Einband wird hergestellt und am Korb befestigt. Mit der anderen Trommel wird in der gleichen Weise verfahren und zum Schluß werden die beiden Körbe durch entsprechendes Kuppeln der beiden Trommeln in ihre richtige gegenseitige Stellung gebracht.

[1] KLEIN, L.: Treibscheiben mit erhöhter Reibkraft. Glückauf 1937 S. 913.

[2] ALTPETER, H.: Der Einbau von Förder- und Unterseilen in Schachtförderanlagen. Essen; Girardet 1948.

Bei einem *Treibscheibenhaspel* kann das Seil sowohl vom oberen als auch vom unteren Anschlag aus aufgelegt werden. Am einfachsten gestaltet sich die Arbeit mit Hilfe einer Lokomotive. Die beiden Körbe oder Korb und Gegengewicht werden an den Anschlägen auf durch den Schacht gelegte Träger abgestützt oder mit Ketten an Schachthölzern angehängt. Soll das Seil vom oberen Anschlag aus aufgelegt werden, so wird es zunächst gemäß Abb. 356 mit einem Ende an der Lokomotive *L* befestigt. Die Befestigung muß mit mindestens vier Seilklemmen hergestellt werden, da sie später das Gewicht des im Schacht hängenden Seiles zu tragen hat. Das Seil wird zunächst mit der Lokomotive in der Strecke ausgefahren, und sein anderes Ende wird mit vier Seilklemmen oberhalb des Einbandes über dem oberen Korb an dem alten Seil angeklemmt. Dann werden die beiden Befestigungen und Einbände des alten Seiles gelöst. Das alte Seil wird am neuen mit dem Haspel *H* und der Lokomotive *L* im Schacht heruntergelassen und am unteren Anschlag auf eine Trommel *T* aufgewickelt. Ist das Ende angekommen, so wird das neue Seil im Trum des unteren Korbes am oberen Anschlag sowie auf der Treibscheibe festgeklemmt. Die Verbindung mit der Lokomotive wird gelöst, die Einbände werden gemacht und an den Körben befestigt. Hierbei kann das Seil mit dem Haspel nach Bedarf noch etwas verfahren werden, nachdem die Befestigung am oberen Anschlag entfernt wurde. Der Abb. 356 ist ein über dem Schacht stehender Haspel zugrunde gelegt. Das Verfahren ist jedoch für einen neben dem Schacht stehenden dasselbe; nur laufen dann die Seile noch über die Seilscheiben.

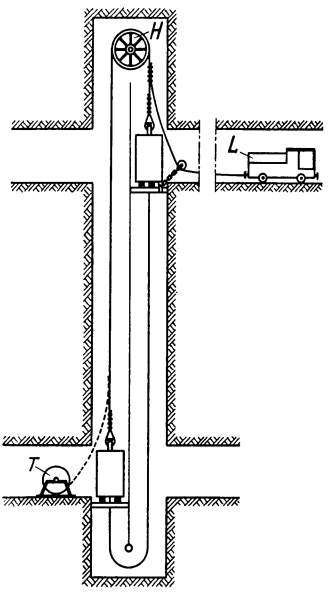


Abb. 356. Auflegen eines Förderseils bei einem Treibscheibenhaspel.

Soll das neue Seil vom unteren Anschlag aus aufgelegt werden, so wird nach Abstützen der Körbe an das Ende des alten Seiles oberhalb des am oberen Anschlag stehenden Korbes ein Hilfsseil angeklemmt, das an der Lokomotive befestigt wird. Über dem am unteren Anschlag stehenden Korb wird das neue Seil an dem alten festgeklemmt. Die Einbände des alten Seiles werden geöffnet und das neue Seil wird am alten durch Haspel und Lokomotive im Schacht hoch- und über die Treibscheibe hinweggezogen. Nach dem Abfangen des Seiles, wie oben geschildert, wird die Verbindung zwischen altem und neuem Seil gelöst. Die Einbände werden hergestellt und an den Körben befestigt.

Sind die Verfahren nicht mit Lokomotiven auszuführen, etwa weil die Strecke keinen genügend langen Auslauf bietet, so kann an Stelle der Lokomotive auch ein kräftiger Handhaspel verwendet werden, von dem das neue Seil abgewickelt oder auf den das alte aufgewickelt wird. Auf eine feste Verlagerung des Haspels, im Bedarfsfalle auch durch Abstützen gegen die Firste, ist besondere Sorgfalt zu verwenden.

171. — Die Führung der Gefäße und Gestelle im Schacht muß den durch den Abbaudruck verursachten Bewegungen des Schachtes Rechnung tragen. Aber selbst bei günstigen Verhältnissen wird man den Ausbau weit genug wählen, um einen ausreichenden Spurlattenabstand aufrechterhalten zu können, auch wenn der Ausbau zusammengedrückt wird. Man befestigt die Spurlatten mit Zwischenlagen an den Einstrichen, die nach dem Einsetzen von Druck herausgenommen werden können. Als gutes Hilfsmittel, die Lage der Spurlatten bei einer Veränderung der Schachtzimmerung zu berichtigen, hat sich der Spurlattenhalter von Wiemann bewährt. Gemäß Abb. 357 wird die Spurlatte an einem Blechwinkel befestigt, der sie an den Flanken schwach umfaßt und in Schlitzen senkrecht zum Schachtholz verschoben werden kann, so daß der Spurlattenabstand damit ver-

ändert wird. Gleichzeitig ist eine Verschiebung auch in Richtung des Schachtholzes möglich, und endlich kann auch die Spurlatte in ihrer Längsrichtung gegen das Schachtholz verschoben werden. Bei stählernen Einbauten sind ähnliche Spurlattenhalter gebräuchlich.

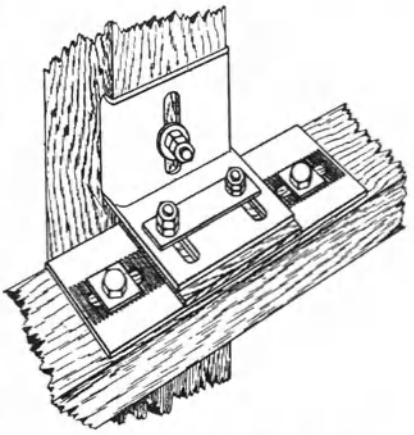


Abb. 357. Spurlattenhalter der Fa. Wiemann.

172. — Einrichtungen an den Anschlägen. Im Verhältnis zur Hauptschachtförderung sind die Umtriebe und Abstellgleise an den oberen Anschlägen der Blindschächte nur kurz, da die Zubringerförderung im Abbau nur mit kleinen Zügen arbeitet und außerdem auch große Aufwendungen sich wegen der verhältnismäßig kurzen Betriebszeit der Blindschächte nicht lohnen. Andererseits erfordern die ständig zunehmenden Ansprüche an die Leistungsfähigkeit doch entsprechende Einrichtungen, besonders solche maschineller Art. Hierzu gehören ein glatter übersichtlicher Wagenlauf mit Vorziehhäspeln, Schwingbühnen, Aufschiebevorrichtungen und selbsttätigen Wagensperren für Gestellför-

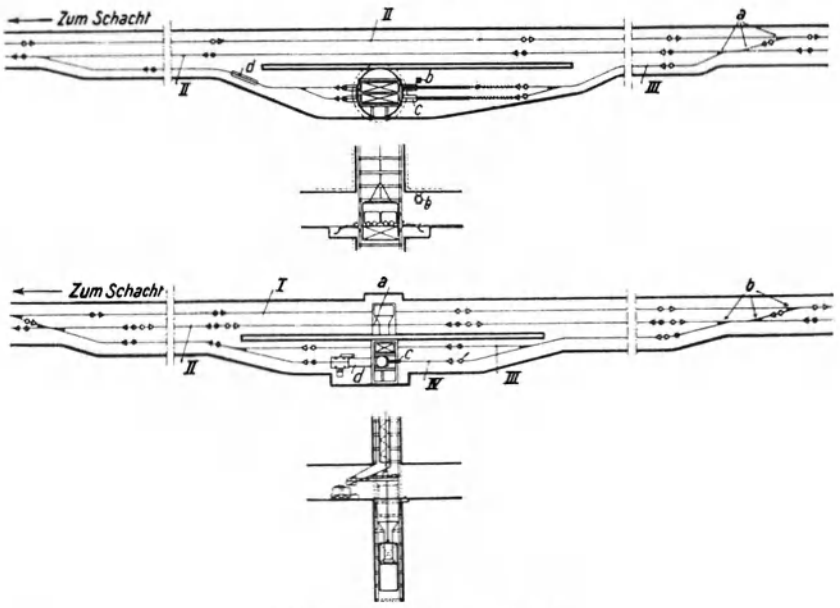


Abb. 358. Blindschachtbahnhöfe.

derungen wie bei Hauptschächten (vgl. Ziff. 220 ff.), Be- und Entladeeinrichtungen bei Gefäßförderungen oder Seigerfördermitteln.

Abb. 358 zeigt in Grund- und Aufrissen zwei Beispiele für Blindschachtbahnhöfe, und zwar oben für eine Gestellförderung mittlerer Leistung, wie

sie hauptsächlich bei steiler Lagerung vorliegt. Der vom Hauptschacht kommende Zug mit leeren und Bergewagen wird im Gleis *I* bis über die Weichen *a* hinaus vorgezogen und dann durch diese zurück in das Gleis *III* gesetzt, wo die Wagen, nachdem sie mittels des Haspels *b* vorgezogen wurden, den Aufschiebern *c* mit Gefälle zulaufen. Die vom Gestell ablaufenden Kohlenwagen gelangen auf eine Kettenbahn *d*, von der sie dem Gleis *II* zugeschoben werden.

Abb. 358 zeigt unten eine Einrichtung für eine große Leistung bei flacher Lagerung mit gleichzeitig großem Bergebedarf. Für die Berge dient eine eintrümmige Gefäßförderung, deren Gegengewicht neben dem Fahrschacht läuft, während die Kohlen in einer Wendelrutsche abgefördert werden. Die auf Gleis *I* ankommenden Bergewagen werden mit dem Wipper *a* in die Fülltasche der Gefäßförderung entleert. Die leeren Wagen gelangen mit den vom Hauptschacht über Gleis *II* kommenden durch die Weichen *b* in Gleis *IV*, in dem sie mit Hilfe einer Kettenbahn durch den Blindschacht unter der Wendelrutsche hergeschoben und mittels des Schütteltisches *d* gefüllt werden. In dem Gleis *III* können Wagen mit Holz, Gezähe oder Maschinenteilen auf das mit einem hierfür bestimmten Tragboden versehene Gefäß gebracht werden (vgl. Ziff. 196).

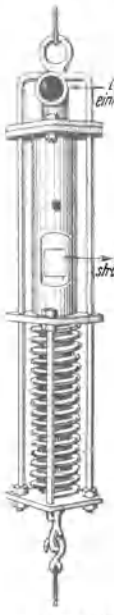


Abb. 359.
Druckluftthupe.

Für das Festhalten der Wagen auf dem Fördergestell kommen die gleichen Hilfsmittel wie bei der Hauptschachtförderung (s. Ziff. 187) in Betracht. Die dort erwähnten Rollenhemmvorrichtungen haben sich in großem Umfange eingeführt. In Fällen, in denen am oberen und unteren Anschlag die gleiche Aufschieberichtung innegehalten werden muß, ist bei maschinenmäßigem Aufschieben für ein Festhalten der Wagen auf dem Korb nach Ablauf der von diesem gebrachten Wagen zu sorgen, was durch Zusammenwirken einer Hebelanordnung am Anschlag mit einer Sperrvorrichtung auf dem Korb geschehen kann[1].

178. — Signalvorrichtungen. Das Signalwesen erfordert in Blindschächten mit mehreren Zwischenanschlägen, von denen abwechselnd gefördert wird, große Sorgfalt, um Unfälle durch eine unzeitige Inbetriebsetzung des Förderhaspels zu vermeiden. Sie entstehen am leichtesten durch Fahrsignale, die entweder von einem Ort gegeben werden, von dem gerade nicht gefördert wird, oder durch solche, die von einem Ort gegeben werden, während Schachthauer im Schacht arbeiten.

Die am weitesten verbreitete Signalvorrichtung ist der einfache Signalhammer, der durch einen Draht oder eine Drahtlitze gezogen wird und gegen eine Blechplatte schlägt. Außer dem Hammer, der bei der Förderung und der Seilfahrt verwendet wird, ist noch ein Rückfragehammer für Signale in entgegengesetzter Richtung erforderlich. Auch findet man häufig einen besonderen Hammer nur für den Gebrauch der Schachthauer. Dessen Zuglitze wird an den Anschlägen in Rohren geführt, damit sie hier nicht zugänglich ist. Statt des Hammers und der Blechplatte wird häufig eine Druckluftthupe angewendet, die leichter zu handhaben ist (Abb. 359). Der obere Teil, der die Pfeife und den Luftzutritt enthält

[1] Eisenmenger, K.: Wagenhaltevorrichtung für Förderkörbe. Glückauf 1928 S. 54.

und von einer Feder getragen wird, wird durch Zug an dem Seil mittels eines Umführungsgestänges gegen den Widerstand der Feder herabgezogen, dabei öffnet sich in ihm ein Ventil, das einen Luftstrom durch den Pfeifenspalt treten läßt. Bei Seilfahrtschächten unterliegt die Benutzung der Hupe in der Regel behördlichen Vorschriften.

In großen Blindschächten findet man immer häufiger elektrische Signalvorrichtungen wie in Hauptschächten (vgl. Ziff. 272). Sie haben neben einer leichten und zuverlässigen Handhabung den Vorteil, daß nicht zur Signalgebung berechtigte Anschläge zeitlich abgeschaltet werden können, so daß sich irreführende Signale von diesen sicher vermeiden lassen.

Außer durch die eigentliche Signalvorrichtung müssen die verschiedenen Anschläger durch ein Sprachrohr oder einen Fernsprecher mit dem Hauptanschlag oder dem Haspelführer verbunden sein, durch die sie den Korb anfordern oder sonstige Mitteilungen machen können.

174. — Seilfahrt in Blindschächten. Die großen Fördermengen, die infolge der Betriebszusammenfassung unter Tage in den Blindschächten bewältigt werden müssen, machen größte Sicherheit des Förderbetriebes zu einer unbedingten Notwendigkeit. Dadurch lag es auch nahe, sie in weitgehendem Maße für die Seilfahrt einzurichten. Die Bergbehörde kommt diesen Bestrebungen insofern entgegen, als sie gegenüber der Seilfahrt in Hauptschächten erleichterte Bestimmungen erläßt, was sachlich durch die kleineren Fahrgeschwindigkeiten bei der Seilfahrt in Blindschächten von 2—4 m/sek begründet ist.

Im Schacht müssen unterhalb der tiefsten und oberhalb der höchsten Förderkorbstellung freie Übertreibstrecken für den Korb von 2 m vorhanden sein, „freie Teufe" und „freie Höhe" genannt, in denen der Korb kein festes Hindernis findet. Innerhalb dieser Strecken sind die Spurlatten zum Zwecke des Abbremsens des Korbes seitlich zu verdicken oder zusammenzuziehen. Der Schachtsumpf ist so weit von Wasser frei zu halten, daß bei einem Zutiefgehen des Korbes die Fahrenden nicht ertrinken können. Die freie Höhe ist oben durch Prellträger zu begrenzen. Der Haspel muß einen zuverlässigen Teufenzeiger mit Warnglocke und eine unmittelbar auf die Treibscheibe oder Trommel wirkende selbstschließende Backenbremse haben, die das größte bei der Seilfahrt vorkommende Übergewicht mit wenigstens zweifacher Sicherheit zu halten vermag. Drucklufthäspel müssen Selbstschlußventile haben. Sinkt der Druck der Luft unter einen festgesetzten Mindestwert, so muß der Haspel selbsttätig durch die Bremse stillgesetzt werden. Elektrisch angetriebene Häspel müssen beim Überschreiten der Geschwindigkeit durch Fliehkraftschalter sowie beim Ausbleiben der Netzspannung selbsttätig mittels der Bremse stillgesetzt werden. Eine Fernsteuerung der Häspel vom Anschlag aus ist verboten. Die Seilscheiben sollen als Durchmesser mindestens das 40fache des Seildurchmessers haben. Für die Bemessung der Förderseile und Zwischengeschirre gelten die Vorschriften für Hauptschächte. Die offenen Seiten der Korbgeschosse müssen durch Querstangen in Brusthöhe oder Türen verschließbar sein. Es müssen Vorrichtungen für Hörsignale sowie Sprachrohre oder Fernsprecher vorhanden sein. Sind mehrere Anschläge im Schacht, so muß bei elektrischen Signalanlagen eine Sohlenblockiereinrichtung vorhanden sein, die gleichzeitige Signale von verschiedenen Anschlägen verhindert. Die Einrichtungen müssen täglich nachgesehen werden. Die Förder-

seile müssen außerdem alle drei Wochen zusammen mit den Unterseilen gründlich untersucht werden. Gleichzeitig dürfen nicht mehr als 10 Personen und nur mit einer Höchstgeschwindigkeit von 2 m/sek fahren. In Gestellen mit zwei Tragböden darf nur der obere zur Seilfahrt benutzt werden.

Blindschächte, in denen die Seilfahrtgeschwindigkeit mehr als 2 m/sek beträgt oder in denen mehr als 10 Personen gleichzeitig auf einem Förderkorb fahren oder zwei Tragböden eines Korbes zum Fahren benutzt werden oder in denen endlich Abbaulokomotiven unter gleichzeitigem Mitfahren des Lokomotivführers befördert werden, gelten im Oberbergamtsbezirk Dortmund als *Großblindschächte*. Für sie sind etwas weitergehende Vorschriften erlassen. U. a. müssen die freie Teufe und die freie Höhe 3 m statt 2 m betragen. Der Haspel muß einen Geschwindigkeitsanzeiger haben und die Bremse muß einen Bremsdruckregler haben und das größte Übergewicht bei der Seilfahrt mit 3facher Sicherheit halten.

Fangvorrichtungen und Fahrtregler werden nicht gefordert.

175. — Leistungen und Kosten der Haspelförderung. Bei den Leistungen sind die rechnerisch möglichen Leistungen des Haspels und diejenigen der Förderanlage im ganzen zu unterscheiden. Die Haspelleistungen berechnen sich nach den in Ziff. 3 gegebenen Gleichungen für die ein- und zweitrümmige Förderung, wobei die Größen N und v von der Stärke des Motors abhängen. Die folgende Tabelle gibt einen Überblick über die mit verschiedenen Haspelstärken in *einer* Richtung rechnerisch möglichen Stundenleistungen. Wird in beiden Richtungen gefördert (z. B. Berge aufwärts, Kohlen abwärts), so erhöhen sich die Leistungen entsprechend. Dabei ist ein Verhältnis von Totlast : Nutzlast = 1,5 bei der Gestellförderung und 1,0 bei der Gefäßförderung und eine Förderhöhe von 100 m zugrunde gelegt.

Dauerleistung am Seil in PSe	30			60			80			120		
höchste Seilgeschwindigkeit in m/sek	1,5	2,5	3,0	2,0	3,0	4,0	2,0	3,0	4,0	2,5	4,0	5,0
unausgeglichene Zugkraft am Seil in kg	1500	900	750	2250	1500	1125	3000[1]	2000	1500	3600[1]	3000	1800
mögliche Nutzlast[2]												
eintrümmig kg .	1460	870	730	2180	1460	1090	3160[1]	1940	1460	3800[1]	2920[1]	1750
zweitrümmig kg	1010	610	510	1520	1010	740	2140	1350	1010	2570	2030	1220
Wagenzahl												
eintrümmig . . .	2	1	1	2	2	1	—	2	2	—	—	2
zweitrümmig . .	1	1	1	2	1	1	—	2	1	—	2	2
Pausen												
eintrümmig sek .	12	10	10	12	12	10	7	12	12	8	12	12
zweitrümmig sek	10	10	10	12	10	10	5	10	12	6	12	12
Mögliche Förderleistung in *einer* Richtung etwa[3]												
eintrümmig t/h .	35—30			45—60			55—90			75—130		
zweitrümmig t/h	35—45			60—80			85—130			105—180		

[1] Gefäßförderung (Bergeförderung). [2] Schachtreibung mit 10% angenommen.
[3] Von der Beschleunigung und Überlastbarkeit des Motors abhängig.

Für die Pausen ist bei der Förderung mit zwei Wagen mit ihrer Aufstellung auf *einer* Gestellbühne gerechnet worden; bei zwei Wagen übereinander können 18 sek angenommen werden. Es ergeben sich *bei jeweilig gleicher Haspelstärke* die größeren Leistungen für größere Nutzlasten und kleinere Geschwindigkeiten, weil die Bedeutung der Nutzlast in der Leistungsgleichung größer ist. Die eintrümmige Förderung leistet *bei jeweils gleicher Haspelstärke* mehr als die Hälfte der zweitrümmigen, weil der Ausgleich durch das Gegengewicht eine größere Nutzlast ermöglicht.

Die Schichtleistungen hängen von der zeitlichen Ausnutzung der Förderanlage ab und werden durch mangelhafte Wagenzu- und -abfuhr, durch Luftmangel, Störungen in der Haspelförderung oder an den Anschlägen u. a. herabgedrückt, so daß man in vielen Fällen nur mit etwa 2—3 Stunden reiner Förderzeit je Schicht rechnen kann.

Die Kosten der Blindschachtförderung betragen für den Ruhrbezirk durchschnittlich 0,75 DM/t, wobei die Gesamtförderleistung in Kohlen, Bergen und Werkstoffen in Rechnung gestellt ist.

Im einzelnen ergeben sich erhebliche Unterschiede je nach der Ausnutzung der Förderanlage, nach dem Förderverfahren (ein- oder zweitrümmig, Gestell oder Gefäß), der Teufe und der Ausstattung der Einrichtung.

Im einzelnen kosten Drucklufthäspel mit Leistungen von 15—150 PS etwa 5000—35000 DM, elektrische Häspel mit Schaltanlagen von 150 bis 300 kW etwa 80000—150000 DM. Fördergestelle je nach Größe etwa 3000—5000 DM und Gegengewichte etwa 2000—3500 DM.

Der elektrische Förderbetrieb wird bei kleinen Leistungen und schlechter Ausnutzung teurer, bei großen Leistungen und guter Ausnutzung billiger als der Druckluftbetrieb.

C. Sicherheitsvorrichtungen bei der Brems- und Haspelförderung[1].

176. — Überblick. In Blindschächten und Bremsbergen entstehen Unfälle und Betriebsstörungen hauptsächlich durch den Absturz von Personen, Wagen oder Fördergestellen und durch vorzeitigen Beginn eines Treibens. Auch Brände in der Haspelkammer, die vom Haspel verursacht werden und auf den Schacht übergreifen, kommen vor. Sicherheitseinrichtungen hiergegen sind daher in der Hauptsache zuverlässige Verschlüsse an den Anschlagpunkten, Fangvorrichtungen, einwandfreie Signaleinrichtungen und Sicherungen gegen ein vorzeitiges Bewegen des Fördergestells, endlich auch solche gegen Brand. Die Vorrichtungen müssen in besonderem Maße den allgemein an Sicherheitsvorrichtungen zu stellenden Anforderungen genügen.

177. — Einfache Tor- und Stangenverschlüsse. An der Aufschiebeseite von Blindschächten und Bremsbergen mit steilem Einfallen (über 30°) sind Schiebetore in Gitterbauart nach Abb. 360 am weitesten verbreitet. Sie hängen an Rollen, die auf einer Schiene laufen und haben

[1] Heidorn, W.: Die Unfallgefahren im Förderbetriebe des Ruhrbergbaus und Vorschläge zu ihrer Bekämpfung. Glückauf 1938 S. 29.

unten eine waagerechte Schiene, die sich in geschlossenem Zustand des Tores gegen Pfosten des Schachtstuhles legt. Sie verleiht dem Tor einen ausreichenden Widerstand, um einen dagegen laufenden Wagen aufzuhalten. Bei doppeltrümmigen Förderungen hat jedes Tor eine besondere Laufschiene für seine Tragrollen. Die Laufschienen liegen hintereinander, so daß sich ein Tor beim Öffnen vor oder hinter das andere verschiebt. Die Tore werden von Hand bewegt, bei größeren Anlagen mit Hilfe von Druckluft (vgl. Ziff. 227) oder hydraulisch.

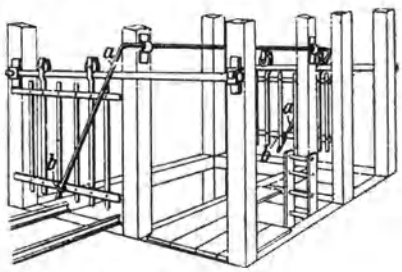


Abb. 360. Gittertüren mit Kupplungsbügel.

In der Regel wird die Ablaufseite durch einen Pendelstabverschluß nach Abb. 361 verschlossen. Drehbar aufgehängte Stäbe *a* legen sich nach dem Durchfahren des Wagens gegen eine Schiene *b* und halten einen etwa zurücklaufenden Wagen auf. Ihr Abstand wird durch Rohrzwischenstücke *c* auf der Aufhängestange gewahrt.

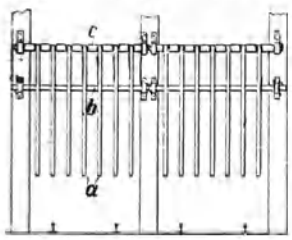


Abb. 361. Pendelstabverschluß.

In einfacherer, allerdings auch unvollkommenerer Weise kann die Absperrung auch durch schwenkbare Stangen erfolgen.

Als zusätzliches Hilfsmittel gegen ein Abgleiten vom Anschlag in den Schacht ist eine Fußleiste vor dem Fördertrum vorgeschrieben.

178. — Sicherheitsverschlüsse. Zur Verbesserung der Sicherheit des Schachtverschlusses bieten sich zwei Möglichkeiten. Am oberen und unteren Anschlag können in senkrechter Richtung verschiebbare Tore vorgesehen werden, die beim Annähern des Korbes an den Anschlag von ihm selbsttätig geöffnet und beim Verlassen des Anschlages ebenso wieder geschlossen werden. Am oberen Anschlag greift dabei der Korb einfach unter einen an dem Tor vorspringenden Nocken und hebt es damit an. Beim Verlassen schließt es sich durch sein Eigengewicht. An die Stelle des Tores kann hierbei auch ein Schachtdeckel treten. Am unteren Anschlag ist nach Abb. 362 ein über eine Rolle geführtes Seil zwischenzuschalten.

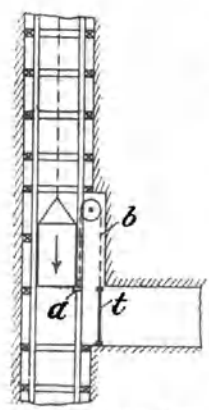


Abb. 362. Selbsttätiger Gittertürverschluß am unteren Anschlag eines Bremsberges.

Werden die Tore durch Druckluft bewegt, so braucht der Korb nur das Steuerventil über eine Gleitschiene zu betätigen. Die Stöße, die beim direkten Bewegen der Tore auftreten, werden dabei vermieden.

Diese Art selbsttätiger Schachtverschlüsse ist jedoch nur an den Endanschlägen verwendbar, nicht aber an Zwischenanschlägen. Bei mit Druckluft bewegten Toren bietet sich eine gute Möglichkeit zur Sicherung des

Verschlusses auch an Zwischenanschlägen, indem man den Zutritt der Druckluft sperrt, solange sich der Korb im Schacht befindet und ihn erst freigibt, wenn der Korb am Anschlag steht. Man verwendet dafür Absperrventile, die mit Tasthebeln arbeiten und die Luft nur durchlassen, wenn der Tasthebel einen Widerstand an dem am Anschlag stehenden Korb findet (vgl. Ziff. 229).

179. — Wagensperren. Sie dienen als zusätzliche Sicherungen gegen den Absturz von Wagen und sind für seigere Schächte und Bremsberge mit mehr als 30° Neigung vorgeschrieben. Sehr weitverbreitet ist der ebenso einfache wie sichere von MOLL eingeführte Kippriegel nach Abb. 363 a.

Der Riegel *a* hängt infolge des Übergewichtes seines vorderen Endes dauernd in der Verschlußstellung. Da er in einer um den Bolzen *c* schwenkbaren Doppelachse *b* aufgehängt ist, kann der Anschläger ihn nach Ankunft des Bremsgestells am Anschlage hochziehen (Stellung III) und dann auf den Gestellboden (Stellung I)

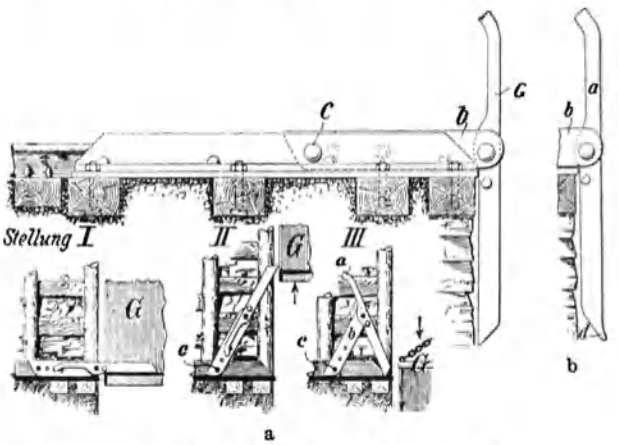


Abb. 363. Kippriegelverschluß von MOLL.

legen. Die freie Beweglichkeit des Hebels ermöglicht sein selbsttätiges Anheben gemäß Stellung II, so daß der Verschluß die Abwärts- sowohl wie die Aufwärtsförderung im Bremsberg oder Stapelschacht gestattet und sich selbsttätig schließt, wenn der Korb den Anschlag verläßt. Man hat den Riegel nach Abb. 363 b auch wohl unten nach dem Schacht hin umgebogen, so daß er durch das hochkommende Fördergestell selbst mitgenommen wird. Zweckmäßig wird der Riegel aus der Mitte heraus nach der Seite gerückt, um ein Hängenbleiben der Wagenkupplung an ihm zu verhindern.

Die Maschinenfabrik Mönninghoff hat den Riegel als Doppelriegel nach Abb. 364 ausgebildet, wobei er gleichzeitig eine Gleisbrücke zum Gestell bildet.

180. — Fangvorrichtungen für seillos abgehende Wagen in tonnlägigen Schächten. Die einfachste solcher Vorrichtungen, die allerdings nur bei aufwärts fahrenden Wagen anwendbar ist, ist der sogenannte „Faulenzer" oder „Schleppsäbel", eine hinten an den Wagen gehängte, um ein Gelenk pendelnde Gabel, die auf der Sohle nachgeschleppt wird und sich im Falle eines Seilbruches gegen die nächste Schwelle stützt. Statt ihrer hat man auch einen Doppelfanghaken mit Gelenk vorgeschlagen, der an der Vorderwand des Wagens aufgehängt wird und gewöhnlich an einem Kettenstück hängt, das man zwischen Zugseil und Wagen eingeschaltet

hat, um einen Verschleiß des Zugseiles durch den Haken zu vermeiden. Bei einem Bruch wird das Zugmittel spannungslos, der Haken senkt sich und faßt hinter eine Schwelle. Er ist auch bei abwärts gehendem Wagen brauchbar.

Die beiden genannten Vorrichtungen haben den Nachteil, daß sie vor jedem Zug neu angebracht werden müssen, was außerdem bei gefüllten Wagen nicht leicht ist.

Grundsätzlich besser sind Vorrichtungen, die in gewissen Abständen im Gleis selber angebracht werden. Sie müssen so eingerichtet sein, daß sie in beiden Richtungen mit gewöhnlicher Betriebsgeschwindigkeit laufende Wagen ungehindert durchlassen, wogegen mit großer Geschwindigkeit abwärts rollende Wagen aufgefangen werden.

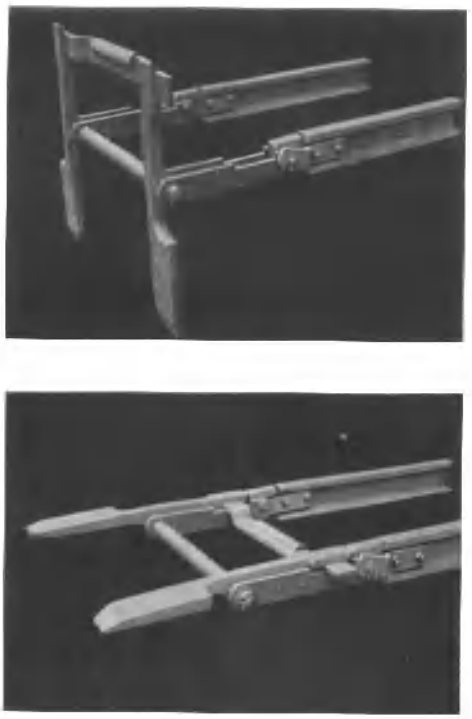


Abb. 364. Doppelkippriegel als Schwingbühne.

Eine solche von der Firma Heckel, Saarbrücken, gebaute Fangvorrichtung zeigt Abb. 365. An dem Steg einer zwischen den Fahrschienen an den Schwellen befestigten Fangschiene ist ein Reibkörper mäßig fest angeklemmt, der auf einer Achse einen Fühlhebel *a* und zwei aufgekeilte Fänger *b* trägt. An den Fühlhebel ist ein Gewicht mit kreisförmigem Schlitz so angeklemmt, daß er durch die Schwerkraft in seiner Lage senkrecht zum Gleis gehalten wird. Der aufwärts gehende Wagen schlägt mit seiner Achse den Fühlhebel leicht zur Seite, wobei er infolge einer an seiner Nabe befindlichen Aussparung den am Fanghaken sitzenden Mitnehmer *c* nicht bewegt. Ein mit gewöhnlicher Geschwindigkeit abwärts laufender Wagen verursacht denselben geringen Anschlag des Fühlhebels, der ebenfalls ohne Wirkung auf die Fänger bleibt. Dagegen versetzt die erste Achse eines mit großer Geschwindigkeit abgehenden Wagens dem Fühlhebel einen so kräftigen Stoß, daß dieser durch den Mitnehmer die Fanghaken hochreißt, so daß diese sich gegen die zweite Achse legen, wobei sie sich andererseits gegen Anschläge am Reibkörper legen. Dieser gleitet nunmehr unter einer durch Druckschrauben eingestellten Reibung eines Bremshebels an der Fangschiene und vernichtet hierbei das Arbeitsvermögen des Wagens, so daß dieser allmählich zur Ruhe kommt.

181. — Sicherungen gegen vorzeitiges Bewegen des Fördergestells. Eine wichtige Unfallursache ist bei Haspelschächten ein unzeitiges Ingangsetzen des Haspels, während auf dem Fördergestell besondere Arbeiten vorgenommen werden, wie es beim Fördern von Langholz, Schienen und Maschinenteilen oder bei Ausbesserungen vorkommt. Hiergegen sichert zunächst eine gute Signaleinrichtung, die eine Signalgebung von einem

anderen Ort ausschließt oder sie nur so geschehen läßt, daß der Haspelführer sie deutlich unterscheiden kann.

Außerdem verriegelt man das Fördergestell so, daß es nicht bewegt werden kann, indem man Bolzen oder Stangen durch Pfosten am Schacht

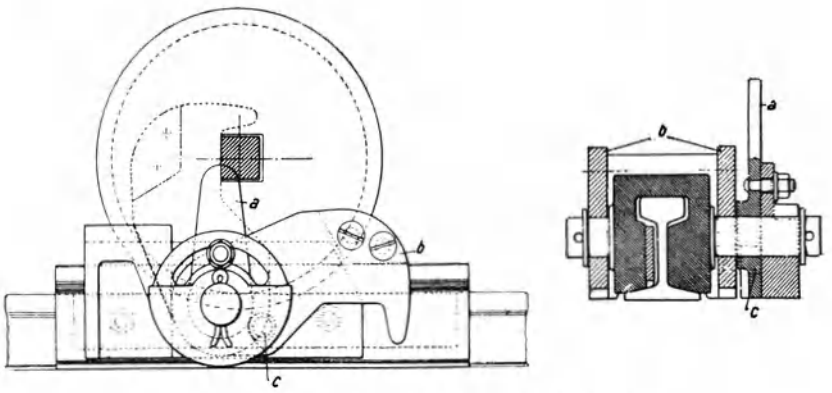


Abb. 365. Fangvorrichtung für tonnlägige Förderung.

über das Gestell oder durch eine Seitenwand hindurchsteckt. Eine zweckmäßige Verriegelung ist die in Abb. 366 wiedergegebene von Korfmann. Am Gestell ist die Rundstahlstange a drehbar verlagert. Sie ist mit einem festen Ansatz b_1, der eine Bewegung nach unten durch Anschlagen gegen den Einstrich E_1 verhindert, und einem mittels eines Schellenbandes c verschiebbaren Anschlag b_2 versehen, der unter den oberen Einstrich faßt und so gegen Hochziehen sichert. Der Handgriff d dient zum Drehen, der Zapfen e, der unter eine Hülse auf dem Gestellboden faßt, zum Feststellen der Stange während der Förderung.

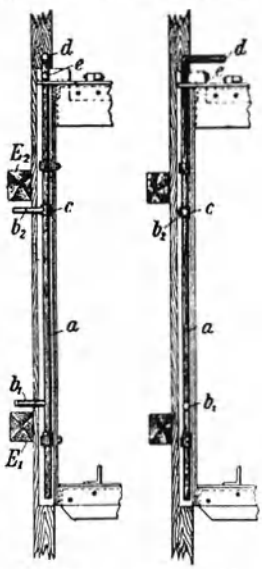


Abb. 366. Festhaltevorrichtung für Stapelkörbe.

182. Sicherungen gegen ein Laufen des Haspels in Abwesenheit des Haspelführers. Haspelkammerbrände, die auch auf den Blindschacht übergriffen, entstanden gelegentlich dadurch, daß der Haspel ohne eine Überwachung in Gang gesetzt wurde. Wenn beispielsweise der Haspelführer am Ende der Schicht rasch nach unten kommen wollte, so setzte er ihn vom Anschlag aus mit der Fernsteuerung bei leicht angezogener Bremse langsam in Gang, um ihn später durch Schließen eines Luft-Absperrventiles am unteren Anschlag stillzusetzen. War das Ventil nicht in Ordnung oder vergaß er es zu schließen, so lief der Haspel weiter, und durch die Wärmeentwicklung der Bremse und des Seiles in der Treibscheibe wurde ein Brand verursacht. Durch das Verbot der Fernsteuerung für Fördereinrichtungen mit genehmigter Seilfahrt ist dieser Gefahr zwar weitgehend begegnet. Sie besteht aber noch für einzelne Anlagen. Bei elektrisch angetriebenen Häspeln findet sich kaum eine Fernsteuerung. Sie werden überdies beim Übertreiben selbsttätig abgeschaltet. Bei Drucklufthäspeln werden Selbstschluß-

Fahrventile[1] für die Druckluft vorgesehen, die durch eine Feder geschlossen gehalten werden und sich nur so lange öffnen, wie der Haspelführer mit dem Ventilhebel den Federdruck überwindet. Auch hat man Absperrventile angewendet, die beim Übertreiben vom Teufenzeiger aus geschlossen werden. Weiter kommen selbsttätige Löschverfahren durch Wasser oder Gesteinsstaub zur Anwendung. Wichtig ist es vor allem, die Haspelkammer sauberzuhalten, insbesondere Putzwollreste, Kohlenstaub und den Abrieb von Bremsklötzen und Treibscheibenfuttern zu beseitigen.

V. Die Schachtförderung.

A. Einleitung.

183. — Bedeutung der Schachtförderung für die verschiedenen Bergbaugebiete. Die Schachtförderung umfaßt die Förderung der unterirdisch gewonnenen Massen vom Füllort zur Erdoberfläche. Außerdem obliegt ihr die Förderung von Materialien aller Art, von Maschinen und Maschinenteilen von über Tage in die Grube sowie die Seilfahrt. Die Förderteufen und die mit einem Förderzug zu hebenden Lasten haben mehr und mehr zugenommen. Die durch diese beiden Größen verursachten Schwierigkeiten steigern sich gegenseitig; denn größere Teufen nötigen zur Aufrechterhaltung einer gewissen Förderleistung nicht nur dazu, die gleichzeitig zu fördernden Lasten ebenfalls zu steigern, sondern zwingen darüber hinaus zu einer erheblichen Erhöhung der Förderleistung selbst, um die für tiefere Gruben erheblich vermehrten Kapitalaufwendungen auf größere Fördermengen verteilen zu können.

Diese Entwicklung zeigt sich insbesondere im Steinkohlenbergbau. So ist im Ruhrbezirk schon eine größte Förderteufe von 1035 m erreicht. Die mittlere Förderteufe wächst hier jährlich um rd. 6 m. Sie betrug im Jahre 1954 rd. 700 m. Einen Überblick über die Entwicklung der Förderung nach der Teufe in dem Zeitraum von 1900—1947 gibt Abb. 367. Sie läßt erkennen, mit welchen Anteilen an der Gesamtförderung die verschiedenen Teufenstufen jeweils beteiligt waren. Der Linienzug, der die senkrecht über den Teufen aufgetragenen Werte der Förderanteile verbindet, verschiebt sich dauernd nach der Seite der größeren Teufen, wobei sich die Hauptmenge der Förderung über einen größeren Teufenbereich ausdehnt. Gleichzeitig ist auch die Leistung der einzelnen Fördereinrichtungen gesteigert worden. Während 1900 nur 22% der Förderung auf Fördereinrichtungen mit Tagesleistungen über 1500 t gefördert wurde, waren es 1947 88%. — Die größte mit einer Fördermaschine bewältigte Leistung beträgt 6000 t täglich, und zwar aus einer Teufe von 625 m.

Sehr ähnlich liegen die Verhältnisse im Kalibergbau, wo auch die Zusammenlegung von Betrieben zu sehr großen Förderleistungen von in Einzelfällen bis zu 9000 t täglich mit einer Gefäßfördermaschine geführt hat. Die durchschnittlichen Schachtfördermengen und Leistungen haben seit 1945 erheblich zugenommen. Die Teufen sind ähnlich wie im Steinkohlenbergbau. Die größte Teufe beträgt 1013 m.

[1] Forstmann, R.: Bekämpfung und Verhütung von Haspelkammerbränden. Glückauf 1924 S. 891 u. 1925 S. 254.

Der Erzbergbau kommt in Deutschland — mit Ausnahme des Eisenerzbergbaus von Salzgitter — wegen seiner verhältnismäßig geringen Fördermengen und vielfach mäßigen Förderteufen mit bedeutend kleineren Förderleistungen aus, stellt jedoch in manchen ausländischen Bergbaugebieten (z. B. am Oberen See in Nordamerika, in Australien und in Transvaal) ebenfalls sehr hohe Anforderungen, in erster Linie wegen der großen Teufen. Zum Beispiel wird in Transvaal aus über 2000 m Teufe in ungebrochener Förderung mit Nutzlasten bis zu 8 t gefördert.

Der Siegerländer Eisenerzbergbau hat eine mittlere Förderteufe von etwa 900 m erreicht.

Der Braunkohlentiefbau endlich hat mehr oder weniger bedeutende Fördermengen aus meist geringfügigen Teufen zu bewältigen.

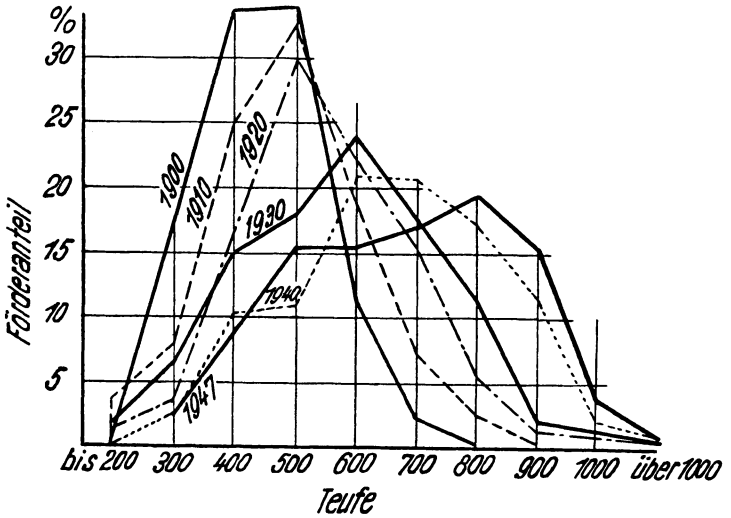


Abb. 367. Entwicklung der Förderung des Ruhrgebietes aus verschiedenen Teufen.

184. — Allgemeine Möglichkeiten der Schachtförderung. Die Ausführung der Schachtförderung ist verschieden. Man kann

1. das Haufwerk in besondere Schachtfördergefäße stürzen und es ohne die tote Last der Förderwagen zutage heben (Gefäßförderung, vgl. Ziff. 194 u. f.), oder

2. die Förderwagen auf besondere Gestelle aufschieben und mit diesen zutage heben (Gestellförderung, vgl. Ziff. 186 u. f.).

Im Steinkohlenbergbau herrscht die Gestellförderung durchaus vor[1]. Sie verdankt diese Stellung in erster Linie dem Umstand, daß die meisten Zechen mehr als eine Kohlenart fördern, von denen jede einem getrennten Wäschesystem zugeführt werden muß, was durch Wagen leicht geschehen kann. Auch vermeidet sie die bei Gefäßförderung unvermeidliche zusätzliche Zerkleinerung und Staubbildung. Schließlich ist sie nicht nur zur Förderung des Minerals, sondern für alle sonstigen Aufgaben verwendbar.

[1] Herbst, H.: Neuere Entwicklung und Aussichten der Schachtförderung im Steinkohlenbergbau. Techn. Mitt. 1939 S. 180.

Im Salz- und Erzbergbau haben insbesondere die beiden erstgenannten Gesichtspunkte nur untergeordnete Bedeutung. Es ist deshalb verständlich, daß die Gefäßförderung wegen ihrer großen Leistungsfähigkeit hier schneller Eingang gefunden hat als im Steinkohlenbergbau. Aber auch bei diesem hat die Frage der Kohlezerkleinerung heute an Bedeutung verloren, da sich bei Fett-, Gas- und Gasflammkohle der Preisunterschied zwischen Feinkohle und gröberen Sorten verringert hat. Es kommt hinzu, daß beim Füllen wie beim Leeren der Gefäße Einrichtungen entwickelt wurden, die eine größere Schonung des Fördergutes ermöglichen als früher. Infolgedessen findet die Gefäßförderung neuerdings auch im Steinkohlenbergbau stärkere Berücksichtigung[1].

B. Die Arten der Schachtförderung.

185. — Grundsätzliche Unterschiede zwischen der Gefäß- und der Gestellförderung. Die Gefäße können unbeschadet ihres Fassungsvermögens mit kleinem Querschnitt in großer Länge ausgeführt werden. Auch in einem engen Schacht kann daher bei jedem Treiben eine große Nutzlast gefördert und hierdurch bei mäßiger Geschwindigkeit eine große Förderleistung erzielt werden. Dagegen ist der Raumbedarf eines Gestelles im Schacht bei gleicher Nutzlast naturgemäß größer als der eines Gefäßes. Zwar ist auch eine Steigerung der Nutzlast durch eine Vergrößerung der Tragbodenzahl möglich, jedoch nur in beschränktem Maße, da mit der Zahl der Tragböden auch die Dauer der Bedienungspausen wächst, so daß der Vorteil einer größeren Nutzlast hierdurch wieder aufgehoben wird.

Die Leerlast eines Gefäßes ist geringer als die eines Gestelles mit Förderwagen. Damit können auch Förderseil, Unterseil und Zwischengeschirr schwächer gewählt werden. Der Unterschied ist zwar bei dem Gefäß mit Bodenentleerung gegenüber dem Gestell nur gering, jedoch kommt er bei großen Teufen immerhin zur Geltung.

Das Füllen und Entleeren der Gefäße erfordert nur wenig Zeit im Verhältnis zum Bedienen der Tragböden eines Gestelles. In dieser Verkürzung der Bedienungszeit ist der hauptsächliche Vorteil der Gefäßförderung gegeben.

Alle diese Umstände begründen eine größere Leistungsfähigkeit der Gefäßförderung gegenüber der Gestellförderung. Wo eine Leistung gefordert wird, die auch mit einer Gestellförderung ohne Schwierigkeit erzielt werden kann, erlaubt die Gefäßförderung eine schwächere und entsprechend billigere Fördereinrichtung.

Die Förderwagen brauchen bei der Gefäßförderung nicht wie bei der Gestellförderung den Schacht zu durchfahren. Ihre Größe und Form kann daher ganz nach den Verhältnissen des Grubenbetriebes ohne Rücksicht auf den Schachtquerschnitt gewählt werden. Dies wirkt sich besonders günstig aus, wenn Umstellungen im Grubenbetrieb die Einführung anderer

[1] Vgl. H. Herbst: Schachtfördereinrichtungen und Förderseile im Oberbergamtsbezirk Dortmund in den Jahren 1936—1947. Glückauf 1949 S. 215; — ferner G. Winkhaus: Probleme und Entwicklungsaussichten der Strecken- und Schachtförderung. Glückauf 1948 S. 707.

Wagen wünschenswert machen. Da die Wagen nur in der Grube umlaufen, also schon nach kurzer Zeit für einen neuen Förderweg zur Verfügung stehen, genügt ein kleinerer Wagenpark. Den Wagen werden ferner die recht hohen Beanspruchungen erspart, denen sie beim Aufschieben auf die Gestelle ausgesetzt sind. Sowohl die Beschaffungs- als auch die Unterhaltungskosten der Förderwagen sind deshalb bei der Gefäßförderung beträchtlich niedriger als bei der Gestellförderung. Weitere Ersparnisse ergeben sich bei der Gefäßförderung noch aus den einfacheren Einrichtungen zum Füllen und Entleeren der Gefäße, wobei jedoch zu beachten ist, daß die Staubabsaugung einen größeren Aufwand erfordert. In den meisten Fällen dürften sich auch noch die Lohnkosten durch Einsparen an Anschlägermannschaften geringer stellen.

Als weitere Annehmlichkeiten der Gefäßförderung sei noch erwähnt, daß bei ihr ein Sturz von Wagen in den Schacht ausscheidet, der bei der Gestellförderung trotz weitgehender Sicherungsmaßnahmen nicht selten beträchtlichen Schaden anrichtet. Die Störungen, die sich vereinzelt bei nicht ordnungsgemäßem Zustand des Bodenverschlusses ergaben, stehen in keinem Verhältnis zu denjenigen, die bei Gestellen durch nicht richtig aufgeschobene oder gesicherte Wagen entstehen können.

Endlich sei noch erwähnt, daß die Füllung und Entleerung der Gefäße am leichtesten im Anschluß an Förderbänder bewerkstelligt werden kann, so daß sich die Gefäßförderung günstig in die neuzeitliche Fließförderung einfügt.

Der hauptsächliche Vorteil der Gestellförderung liegt dagegen in ihrer guten Eignung für die besonderen Aufgaben, die sich für die Schachtförderung neben der Förderung des eigentlichen Fördergutes ergeben. Es handelt sich in erster Linie um die Seilfahrt, ferner um die Förderung von Gezähe, Holz und anderen Baustoffen sowie von Maschinen, die von der Gestellförderung ohne weiteres bewerkstelligt werden kann, während sie bei Gefäßförderung Schwierigkeiten bereitet. Auch erlaubt die Gestellförderung ohne weiteres das gleichzeitige Einhängen von Bergen, wodurch der Energieverbrauch der Fördermaschine verringert wird. Endlich wird bei der Gestellförderung ein Umladen des Fördergutes erspart und damit eine Schonung erzielt, die besonders bei der Kohleförderung zeitweise als sehr wertvoll betrachtet wurde. Das Fördergerüst wird niedriger, da das Gestell nicht so hoch gezogen zu werden braucht, wie es für ein Gefäß mit Rücksicht auf die Entladung notwendig ist.

Der Übersichtlichkeit halber seien die wichtigsten Vorteile der beiden Förderarten im folgenden noch kurz zusammengestellt:

Vorteile der Gestellförderung. 1. Gute Eignung auch für besondere Förderzwecke, wie z. B. Seilfahrt, Förderung von Gezähe, Holz und anderen, insbesondere langen Baustoffen, Maschinen u. dgl. 2. Möglichkeit gleichzeitigen Einhängens von Bergen. 3. Schonung des Fördergutes. 4. Geringere Höhe des Fördergerüstes.

Vorteile der Gefäßförderung. 1. Möglichkeit der Anwendung von Gefäßen großen Fassungsvermögens bei kleinem Querschnitt im Schacht. 2. Geringe Totlasten. 3. Abkürzung der Bedienungspausen zwischen den Förderzügen. 4. Unabhängigkeit der Wagengröße und Wagenform vom Schachtquer-

schnitt. 5. Verringerung und Schonung des Wagenparks. 6. Sicherheit gegen Sturz von Wagen in den Schacht. 7. Guter Anschluß an Bandförderungen auf der Sohle und an der Hängebank.

a) Gestellförderung[1].

186. — Ausführung der Fördergestelle. Die Fördergestelle, die auch als „Förderkörbe" oder „Förderschalen" bezeichnet werden, können für einen oder mehrere Wagen eingerichtet sein. Im letzteren Falle sind noch ein- oder mehrbödige Gestelle zu unterscheiden. Gestelle für nur einen Wagen findet man in Deutschland nur noch für kleine Erzförderungen. Im allgemeinen hat das Bestreben, mit jedem Förderzug eine möglichst große Nutzlast zu heben, zu Gestellen für mehrere Wagen (bis zu 12) auf verschiedenen Tragböden geführt. Am meisten verbreitet sind viergeschossige Gestelle für 8 Wagen, die zu je zweien auf einem Tragboden stehen. Im Einzelfall hängt die Anordnung der Wagen auf dem Korbe sowie die Anzahl der Korbböden von dem verfügbaren Schachtquerschnitt und der geforderten Förderleistung ab[2]. In älteren engen Schächten, die nur eine Förderung enthalten, stehen die Wagen meist nebeneinander, da sie bei dieser Anordnung ohne mechanische Aufschiebevorrichtung von Hand am schnellsten aufgeschoben werden können. Die Gestelle haben einen annähernd quadratischen Querschnitt und erlauben die Seitenführung (Näheres s. Ziff. 261).

Nach Einführung mechanischer Aufschiebevorrichtungen für die Förderwagen konnten auch zwei Wagen hintereinander schnell aufgeschoben werden. Man konnte Gestelle ausführen, die im Querschnitt die Form langer und schmaler Rechtecke hatten und die es unter günstiger Ausnutzung der Schachtscheibe erlaubten, in einem Schacht zwei Förderungen von großer Leistungsfähigkeit zu betreiben. Der Schachtausbau gestaltet sich einfach, da die Körbe am besten an ihren Schmalseiten mittels Kopfführung (vgl. Ziff. 261) geführt werden. Gleichzeitig bieten die Spurlatten eine gute Sicherung gegen ein Ablaufen der Wagen vom Korb. Auch gestattet die rechteckige Querschnittsform eine widerstandsfähigere Ausführung des Gestelles als die quadratische, da der Kopfrahmen steifer gehalten werden kann. Die größte mit einem Gestell geförderte Nutzlast beträgt 14 t.

Die Gestelle bestehen im wesentlichen aus einem Kopf- und einem Grundrahmen, die durch Streben verbunden sind. An diesen Streben sind auch die Tragböden befestigt. Die Seitenwände werden in der Regel durch gelochte Bleche gebildet, während die Stirnseiten offen sind. Wo mehrbödige Gestelle zu ihrer Beschickung auf Aufsetzvorrichtungen (vgl. Ziff. 190) gesetzt werden sollen, müssen die Streben knicksicher ausgeführt werden. Bei Körben, die am Seil frei hängend mit Hilfe von Schwingbühnen be-

[1] HERBST, H.: Neuere Gestellförderung in Hauptschächten des Ruhrbergbaues. Glückauf 1937 S. 487.

[2] SCHÄFER, H.: Beitrag zur Frage nach der zweckmäßigsten Bemessung von Gestell- und Gefäßförderanlagen in Hauptförderschächten in Abhängigkeit von der Aufteilung der Schachtscheibe. Forsch.-Hefte der GHH, Oberhausen AG, Reihe Bergbau, H. 1, 1944.

schickt werden, werden die Streben auf Zug beansprucht und können deshalb schwächer und biegsamer, am besten aus Flachstahl, ausgeführt werden. Hierdurch wird nicht nur an Gewicht gespart, sondern auch eine bessere Haltbarkeit der Streben erzielt, da diese sich etwaigen Krümmungen in den Führungsstrecken besser anpassen und daher geringere Biegespannungen erleiden, wenn das Gestell solche Strecken durchläuft. Die Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A.-G. wendet, entsprechend der geringen Belastung im unteren Teil des Gestells, gemäß Abb. 368 nach unten verjüngte Streben an. Um die Enden der Tragböden noch besonders zu stützen, sieht man Schrägen vor (vgl. auch DIN 21371), die die Belastungskräfte der Aufhängung in der Mitte des Gestelles zuleiten.

Das Gestell wird in der Regel an einer „Königstange" aufgehängt. Der Name soll die Wichtigkeit der Stange andeuten, die in einem Querschnitt die ganze Korblast aufnehmen muß. Bei niedrigen Gestellen mit einem Tragboden kann eine mehrfache Aufhängung an Ketten Vorteile bieten, um ein Kippen des Gestelles beim Aufschieben der Wagen zu verhindern (vgl. Ziff. 259).

Um eine leichte Ausführung zu ermöglichen, werden die Gestelle aus hochwertigem Baustahl ($\sigma_b = 50$ kg/mm^2) ausgeführt. Versuche mit Gestellen aus Leichtmetall führen sich nur langsam ein, da man vereinzelt infolge Korrosion schlechte Erfahrungen gemacht hat[1]. Außerdem sind diese Gestelle sehr teuer.

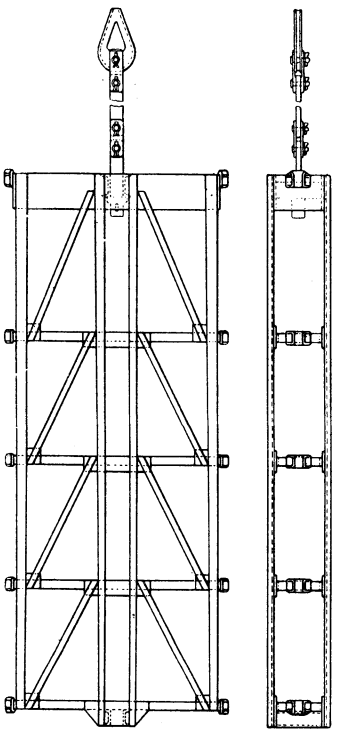


Abb. 368. Fördergestell mit nach unten verjüngten Hängestreben.

187. — Die Sicherung und das Festhalten der Wagen auf dem Gestell[2]. Werden die Wagen von Hand auf das Gestell geschoben, ist es möglich, sie in der richtigen Stellung zur Ruhe kommen zu lassen. Sie können dann während des Treibens in dieser Stellung durch *Drehklinken* gesichert werden, die entweder in halber Höhe jeder Abteilung oder unmittelbar über den Auflaufschienen oder -winkelstählen verlagert sind und vom Anschläger entweder mit der Hand oder mit dem Fuß umgelegt werden. Trotz der Drehklinken sind jedoch häufig Wagen vom Korbe abgelaufen. Man bringt daher vorwiegend *Knaggen* auf den Fahrschienen zwischen den Radstellungen an, die eine Bewegung der Wagen verhindern (Abb. 369). Sie haben sich allerdings auch nicht in allen Fällen als ausreichend erwiesen. Die Knaggen bieten den Wagen beim Aufschieben naturgemäß einigen Widerstand, der aber von den mechanischen Aufschiebevorrichtungen leicht überwunden wird, wenn die Knaggenhöhe 25 mm nicht übersteigt.

---

[1] Hömssen, T.: Leichte Förderkörbe und Fördergefäße. Glückauf 1948 S. 392.

[2] Zimmermann, H.: Neuzeitliche Sicherheitseinrichtungen für die Förderkorbbeschickung. Glückauf 1950 S. 625.

Beim mechanischen Aufschieben müssen die Wagen zur rechten Zeit angehalten werden. Hierfür haben sich *Rollenhemmungen* bewährt. In ihrer einfachsten Form bestehen sie aus einem Rollensatz auf einer Achse, der von den Wagenrädern vor sich hergeschoben wird, bis er sich an einem Anschlag fängt. Den hierbei auftretenden Stoß mildert man bei größeren Wagen durch Federn entweder in den Anschlägen oder in der Hemmvorrichtung selbst.

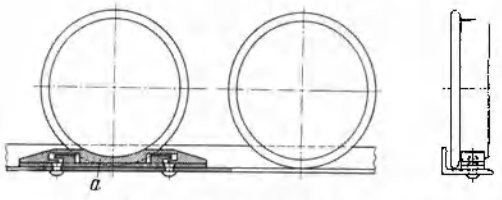


Abb. 369. Festhaltevorrichtung durch Knaggen.

Die gespannten Federn geben bei ihrer Entspannung dem Wagen eine rückläufige Bewegung, die bei der nachstehend beschriebenen Hemmvorrichtung durch Reibung vermieden wird. Die in Abb. 370 dargestellte Vorrichtung gleitet, vom Wagen geschoben, auf den senkrechten Schenkeln der Winkelstähle, bis die mit Keilflächen versehenen Gehäuse *a* von den Anschlägen *b* aufgehalten werden. Dann verschieben sich die auf der Achse sitzenden Keilstücke *c* gegen die Federn *d* und drücken sie zusammen. Damit die Federn einen zentrischen Druck erhalten, sind die Keilflächen in den Gehäusen *a* unter und über der Achse entgegengesetzt gestellt. Im unteren Teil der Abbildung sind die Keilflächen unter, im oberen Teil über der Achse angedeutet. Die bei der angenommenen Bewegungsrichtung des Wagens arbeitenden Flächen sind durch größere Strichstärke hervorgehoben.

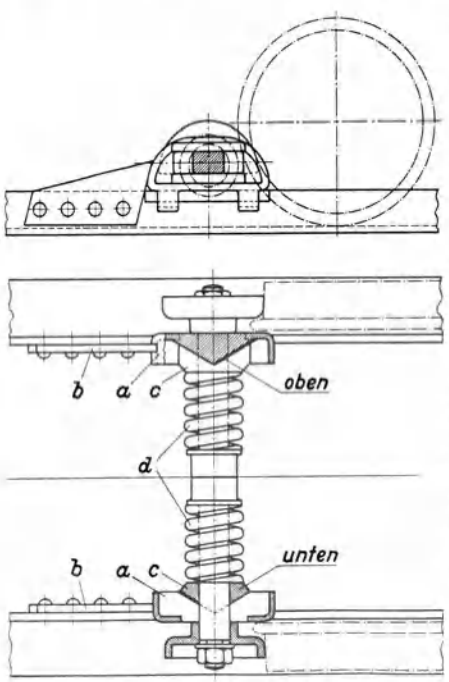


Abb. 370. Wagenhemmvorrichtung.

Die genannten Hemmvorrichtungen haben den Nachteil, daß die Bewegungsrichtung der Wagen am Füllort und an der Hängebank entgegengesetzt sein muß. Ein weiterer Nachteil sind besonders für ungefederte Hemmrollen die starken Stöße, mit denen sie die Fördergestelle beanspruchen.

Die Firma Hemscheidt, Wuppertal, hält deshalb die ablaufenden Wagen hinter dem Gestell durch einen abgefederten Riegel auf, wodurch auch die auflaufenden Wagen angehalten werden. Die Firma Hauhinco, Essen, ordnet hinter dem Gestell eine von den ablaufenden Wagen gesteuerte Druckluftsperre an, die die aufgeschobenen Wagen auffängt.

188. — Die Bedeutung eines raschen Wagenwechsels auf den Gestellen. Je größer der Anteil der Bedienungspausen an der gesamten

Förderzeit ist, um so wichtiger ist eine Abkürzung dieser Pausen für die Steigerung der Förderleistung. Mit wachsender Schachttiefe erscheint nach der Leistungsgleichung (vgl. S. 239) rechnerisch zwar eine Steigerung der Nutzlast und der Fördergeschwindigkeit bedeutsamer für die Förderleistung als eine Abkürzung der Bedienungspausen. Es ist aber zu beachten, daß gerade bei großen Teufen einerseits die Steigerung der Nutzlast mit Rücksicht auf die notwendigen Förderseilquerschnitte große Schwierigkeit bereitet. Andererseits sind aber auch große Fördergeschwindigkeiten in tiefen Schächten schwer zu erreichen, da die Schächte mehr unter Gebirgsbewegungen leiden und auch die Schachtführungen schon wegen ihrer großen Länge in der hierfür verfügbaren knappen Zeit nur schwer in einem derart guten Zustande erhalten werden können, wie er für große Fördergeschwindigkeiten unbedingt im Interesse der Betriebssicherheit geboten ist. So bleibt zu einer Steigerung der Leistung doch nur übrig, die Zeit für den Wagenwechsel auf den Gestellen nach Möglichkeit abzukürzen. Kurze Bedienungspausen sind daher auch bei großen Teufen nachdrücklichst zu fordern[1].

189. — Durchführung des Wagenwechsels. Die Bedienung einbödiger Fördergestelle bietet keine Besonderheiten, zumal sie nur für geringe Förderleistungen in Betracht kommen. Bei mehrbödigen Gestellen ist zunächst zu beachten, ob sich die beiden Gestelle bei einem bestimmten Drehwinkel der Fördermaschine um ein gleiches Maß bewegen. Dies ist nämlich nur der Fall, wenn die Maschine mit einer Treibscheibe oder mit zylindrischen Trommeln ausgestattet ist. Bei konischen Trommeln oder Bobinen sind die Wege der beiden Gestelle wegen der ungleichen Aufwickeldurchmesser der Seile verschieden. Im ersteren Fall kann man „umsetzen", d. h. einen Tragboden nach dem anderen vorziehen, wobei jedesmal am Füllort wie an der Hängebank gleichzeitig ein Tragboden in die richtige Höhenlage kommt. Im letzteren Falle arbeitet man am besten mit zweibödigen Gestellen, die außer von der Hauptbühne auch von einer Nebenbühne aus auf beiden Tragböden gleichzeitig bedient werden, so daß die Pausen zwischen den Förderzügen denkbar kurz ausfallen. Richtet man jeden Boden für 4 Wagen ein, was allerdings einen großen Gestellquerschnitt und Raumbedarf im Schacht ergibt, so kann die Förderung sehr leistungsfähig gestaltet werden. Die Beförderung der Wagen von und zu den Nebenbühnen geschieht am besten mit Anhebekettenbahnen.

Nebenbühnen werden auch in neuzeitlichen Anlagen, bei denen umgesetzt werden kann, zur Beschleunigung des Wagenwechsels bei Gestellen mit 4 Tragböden zuweilen angewendet. Es können dann jeweils der 1. und 3. sowie der 2. und 4. Tragboden gleichzeitig bedient werden. Statt dreimal wird dann nur einmal umgesetzt, wodurch die Bedienungspause erheblich abgekürzt wird.

Beim Umsetzen von Gestellen mit mehreren Tragböden wird in der Aufwärtsförderung der obere beladene Korb zunächst bis in seine höchste Stellung gehoben und dann geschoßweise abgesenkt, wie es aus Abb. 371 hervorgeht, in der *I* die Anfangs- und *IV* die Endstellung vierbödiger

[1] Remmen, K.: Höchstleistungen von Kohlenförderanlagen in Schächten von verschiedenen Teufen und Durchmessern. Glückauf 1930 S. 1226.

Gestelle am oberen und unteren Anschlag darstellen. Andernfalls müßte die Maschine das schwere Gestell gegen das leichte von Tragboden zu Tragboden heben, was wenigstens bei Dampfbetrieb die Steuerung der Maschine sehr erschweren würde. Bei Abwärtsförderung, etwa zwischen zwei Sohlen, wird dagegen das schwere Gestell am unteren Anschlag zunächst in seiner höchsten Stellung angehalten und alsdann allmählich abgesenkt, am oberen Anschlag das Gestell entsprechend gehoben (Abb. 371 b).

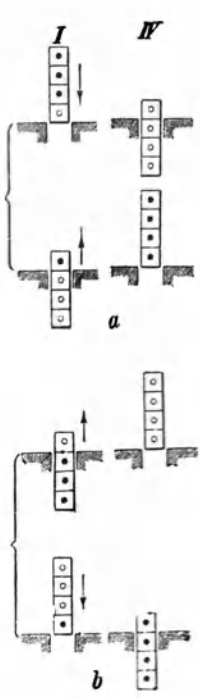


Abb. 371 a u. b. Verschiedene Reihenfolge des Wagenwechsels an der Hängebank und am Füllort.

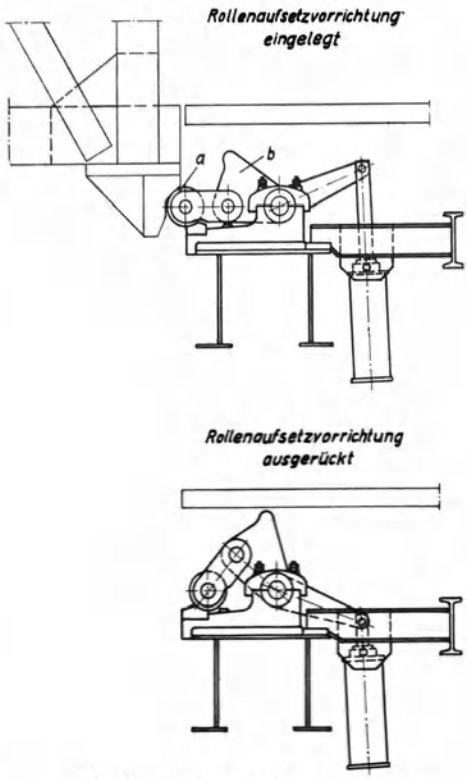


Abb. 372. Aufsetzvorrichtung der Demag.

190. — Aufsetzvorrichtungen. Bei Trommelförderung ist es im Ausland und bei älteren Anlagen vielfach üblich, das Fördergestell sowohl an der Hängebank als auch am Füllort auf Aufsetzvorrichtungen zu setzen, damit die Korbbeschickung ohne Schwingbühnen (Ziff. 226) vor sich gehen kann. Die Vorrichtungen können von Hand oder mechanisch betätigt werden. Bei Handbetätigung werden die Riegel mit einer Zugstange gekuppelt. Bei Druckluft erübrigt sich die mechanische Kupplung. Abb. 372 zeigt für eine Seite eine solche Ausführung der *Demag*, die oben in Sperrstellung und unten zurückgezogen ist. Wurde versäumt, die Stützrollen *a* zurückzuziehen, so kann das hochkommende Gestell sie wegen ihrer gelenkigen Verlagerung mit dem Hebel *b* zurückwerfen.

Um beide Gestelle zuverlässig aufzusetzen, muß über dem unteren etwas Hängeseil verbleiben. Infolgedessen wird das Gestell beim Anfahren stoßartig angehoben, wodurch Seil und Zwischengeschirr stark beansprucht werden. Außerdem werden die Gestelle stets mit einem Stoß aufgesetzt, durch den auf ihm fahrende Personen gefährdet werden können. Die Benutzung von Aufsetzvorrichtungen bei der Seilfahrt ist deshalb in Deutschland verboten.

191. — Wagenwechsel am freien Seil. Heute wird der Wagenwechsel fast ausschließlich am „freien Seil" vorgenommen, so daß Hängseil völlig vermieden wird. Das obere Gestell wird an der Hängebank so genau vorgesetzt, daß die Wagen ohne weiteres aufgeschoben werden können. Am Füllort werden die Höhenunterschiede durch Förderkorbanschlußbühnen ausgeglichen, die mit der Spitze auf den Tragboden gelegt werden (s. Ziff. 226). Die Bühne bewegt sich dann mit dem in der Regel am Seil schwingenden Gestell auf und nieder und hält die Verbindung mit dem Anschlag aufrecht, so daß die Wagen aufgeschoben werden können, ohne eine Beruhigung der Seilschwingungen abwarten zu müssen.

Bei großen Teufen führt das Aufschieben der beladenen Wagen auf den am langen Seil an der Sohle hängenden Korb zu beträchtlichen Längungen des Seiles, die zur Folge haben, daß der letzte Tragboden erheblich unter der Füllortsohle steht. Es ist zwar möglich, auch diesen Höhenunterschied durch entsprechend große Schwingbühnen zu überbrücken, doch rollen die Wagen mit großer Geschwindigkeit auf den Tragboden und treffen mit starkem Stoß auf die leeren Wagen. Die Wagen leiden hierdurch, und es entsteht gleichzeitig die Gefahr, daß die vom Gestell aus aufwärts laufenden leeren Wagen zurückrollen. Es empfiehlt sich daher, die Länge des Seiles nur so zu bemessen, daß das mit leeren Wagen beladene Gestell am Füllort über der Sohle steht und die vollen Wagen zunächst aufwärts geschoben werden müssen. Kommt dann der letzte Tragboden zur Bedienung, so hat sich das Seil mittlerweile so weit gelängt, daß dieser söhlig oder höchstens wenig tiefer steht. Eine weitergehende Anpassung ist noch möglich, wenn auch an der Hängebank Schwingbühnen vorgesehen werden. Durch ein Tieferlegen der Sohle an der Ablaufseite gegenüber der Auflaufseite am Füllort kann ferner noch die Sicherheit gegen ein Zurücklaufen der leeren Wagen vergrößert werden.

192. — Gestellförderung und Seilfahrt. Die Gestellförderung bietet die günstigste Möglichkeit für die Seilfahrt. Die Ordnung der Seilfahrt muß nach einem Plan geschehen, der neben einer kurzen Inanspruchnahme des Schachtes für diesen Zweck auch eine möglichst gute Ausnutzung der Arbeitszeit jedes Mannes gewährleistet. Als bester Weg einer straffen Organisation der Seilfahrt hat sich das „revierweise Anfahren" erwiesen, wobei man die Leute nach Steigerabteilungen zusammenfaßt.

Der Hauptvorteil der revierweisen Seilfahrt besteht darin, daß die Mannschaft eines Betriebspunktes geschlossen an der Arbeitsstelle anlangt und sie wieder verläßt. Bei der ungeordneten Fahrung ist immer wieder festgestellt worden, daß die Leute, die früher ankommen, mit der Arbeitsaufnahme warten, bis der letzte Mann eingetroffen ist; zum Schichtende gibt aber umgekehrt die gesamte Mannschaft zu dem Zeitpunkte die Arbeit auf, zu dem der erste Mann den Betriebspunkt verläßt. Durch das revierweise Anfahren wird also die reine Arbeitszeit verlängert. An weiteren Vorteilen wären zu nennen, daß die revierweise Zusammenfassung der einfahrenden Belegschaft auf der Hängebank eine Übersicht darüber gibt, welche Arbeitsplätze besetzt sind und für welche die Besetzung ganz oder teilweise fehlt, so daß über eine Umbelegung oder einen Austausch bereits entschieden werden kann, ehe die Mannschaft den Förderkorb betritt.

Da die Fahrung in ihren einzelnen Abschnitten mittels verschiedener Einrichtungen erfolgt, sind beim Übergang von der einen auf die andere Wartezeiten unvermeidbar. Der Grund hierfür ist in dem unterschiedlichen Fassungsvermögen der einzelnen Fördereinrichtungen zu sehen. Das geringste Fassungsvermögen haben die Körbe der Blindschächte, so daß die Blindschachtseilfahrt einen Engpaß darstellt. Die Planung muß sich daher bemühen, die einzelnen Fahrungs-Teilvorgänge möglichst genau aufeinander abzustimmen und Wartezeiten tunlichst zu vermeiden[1]. Die Wartezeiten am Blindschacht lassen sich beispielsweise dadurch einschränken, daß man die Mannschaften der Sohlenbetriebe ganz oder doch wenigstens zum Teil aus der Blindschachtseilfahrt herausnimmt und ihnen vorschreibt, ihren Weg durch die Streben zu nehmen. Auch kann die Heranziehung von Aufhauen oder Wetterüberhauen zur Fahrung die Seilfahrt im Blindschacht entlasten.

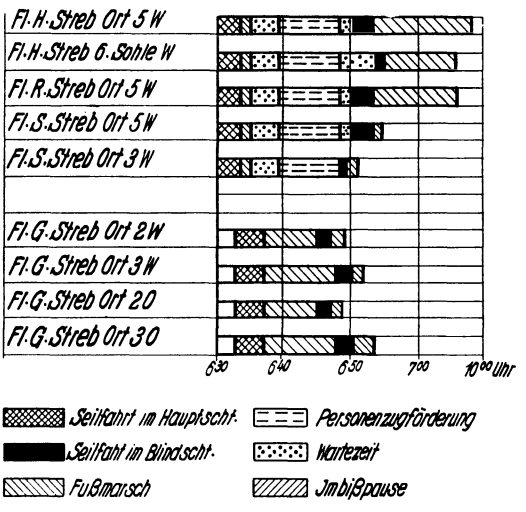


Abb. 373. Seilfahrtplan.

Abb. 373 gibt einen Ausschnitt aus einem Seilfahrtplan in Verbindung mit einem Plan für die anschließende Lokomotivförderung und die Seilfahrt in Blindschächten. Es empfiehlt sich, derartige Fahrungsschaubilder für jede einzelne Abteilung gesondert zu entwerfen und sie sodann zu einem Schachtelplan[2] der Gesamtfahrung zu vereinigen.

Für die Steigerung der Leistungsfähigkeit der Seilfahrt kommen dieselben Möglichkeiten in Betracht, wie sie gemäß der Gleichung für die Pendelförderung (Ziff. 3) auch für die Güterförderung gegeben sind: Erhöhung der Nutzlast, d. h. Vermehrung der Zahl der gleichzeitig fahrenden Leute, Vergrößerung der Fahrgeschwindigkeit und Abkürzung der Pausen. Die Höchstzahl der auf einem Gestell gleichzeitig fahrenden Leute soll bei Koepeförderung 70 nicht übersteigen. Im einzelnen richtet sich die zulässige Zahl nicht nur nach der Größe der Standfläche, sondern auch nach der Höhe der Geschosse. Bei 1,75 m Höhe soll für jeden Fahrenden eine Standfläche von 0,18 m², bei geringerer Höhe eine größere Standfläche gewahrt sein. Bei neuen Anlagen beträgt der

[1] Wolf, A.: Ermittlung der durch Veränderung einer Fahreinheit bedingten Wartezeiten bei maschinenmäßiger Beförderung der Mannschaft. Glückauf 1931 S. 14; — derselbe: Methoden zur planmäßigen Untersuchung und wirtschaftlichen Gestaltung des Fahrbetriebes bei der Mannschaftsfahrung im Steinkohlenbergbau. Diss., Freiburg 1930.

[2] Vgl. F. Dohmen: Bewegliche Aufschluß- und Abbauplanung durch Schachtelpläne. Glückauf 1952 S. 24.

Tragbodenabstand in der Regel 2 m. Für die Belastung des Förderseiles bei der Seilfahrt sind höhere Sicherheitszahlen festgesetzt als bei der Güterförderung (vgl. Ziff. 249), und ein Seil darf nicht mehr zur Seilfahrt benutzt werden, wenn festgestellt wird oder Anzeichen dafür bestehen, daß die festgesetzten Sicherheitszahlen infolge der Abnutzung um mehr als 15% unterschritten werden. Daneben soll die Seilfahrtbelastung 90% der Belastung bei der Güterförderung nicht überschreiten, eine Forderung, die sich bei den festgesetzten Sicherheitszahlen in der Regel von selbst erfüllt.

Die *Geschwindigkeit* kann nur bis zur bergpolizeilich zugelassenen Höchstgrenze gesteigert werden, die jetzt 10 m/sek für die Seilfahrt mit Dampfmaschine und 12 m/sek für die Seilfahrt mit elektrischer Fördermaschine beträgt. Die höhere Geschwindigkeit für die elektrische Förderung rechtfertigt sich durch den gleichmäßigen Gang der Förderkörbe und durch die weitgehende Beherrschung der Maschine durch Sicherheitsvorrichtungen. — Für die *Abkürzung der Pausen* steht hier das bei der Förderung im allgemeinen nicht gebräuchliche Hilfsmittel der gleichzeitigen Bedienung aller Gestellabteilungen zur Verfügung. Man verwendet heute für größere Förderanlagen allgemein an der Hängebank aufklappbare Treppen aus Stahlblech, die während der Förderung hochgehoben, während der Seilfahrt heruntergelassen werden und dann das gleichzeitige Aus- und Einsteigen aller Leute gestatten.

Während der Seilfahrt ist für einen Verschluß der offenen Seiten des Fördergestelles zu sorgen, der einerseits möglichst wenig wiegen darf und andererseits für möglichst rasche Betätigung eingerichtet werden muß sowie nicht nach außen aufgehen darf. Früher waren allgemein Angeltüren üblich, die vor Beginn der Seilfahrt eingehängt werden und sich nur nach innen öffnen lassen. Da diese Türen das Verlassen des Fördergestelles erschweren, außerdem auch die Standfläche des Gestelles nicht voll auszunutzen gestatten, werden neuerdings vielfach in einer Ebene bleibende Verschlüsse in verschiedener Form bevorzugt. Diese öffnen sich beispielsweise durch Zurückschieben nach den Seiten oder durch Hochziehen nach Art von Vorhängen mit Hilfe einer Rolle mit Sperrvorrichtung. Einfacher sind leichte Maschendrahttüren, die während der Förderung hochgeklappt oder herausgenommen werden können.

193. — Ersatzfördergestelle. Bei dem großen Wert, den Förderanlagen mit Massenförderung auf Vermeidung längerer Unterbrechungen legen müssen, sind an der Hängebank stets Ersatzfördergestelle für den Fall von Unfällen bei der Förderung bereitzuhalten. Für diese ist wegen des heutigen großen Gewichtes der Gestelle die Ausstattung des Fördergerüstes an der Hängebank mit besonderen Schienen für eine einfache Laufkatze üblich, an der der Förderkorb aufgehängt ist und durch die er rasch und leicht an den Schacht gefahren werden kann.

b) Gefäßförderung[1].

194. — Die Fördergefäße. Die Gefäße hängen in der Regel in einem Formstahlrahmen, der sich im Schacht an Spurlatten oder Seilen

[1] FELGER, G.: Die neuere technische Entwicklung der Gefäßförderung im europäischen Bergbau. Glückauf 1937 S. 1; — ferner: G. FELGER: Verwendung

führt und das Anhängen eines Unterseiles gestattet. Sie werden entleert durch Kippen oder Öffnen eines Bodenverschlusses, und man unterscheidet danach Kippkübel oder Bodenentleerer.

Die im ausländischen Erzbergbau seit langem gebräuchliche Ausbildung des Fördergefäßes ist diejenige als *Kippkübel*, der seinen Inhalt durch Auskippen über Kopf entleert. Abb. 374 zeigt eine Kippkübelanlage bei tonnlägiger Förderung. Der Kippwinkel muß so gewählt werden, daß das Fördergut auf der geneigten Auslauffläche gut und schnell ausfließt. In der Regel läßt man eine am Kübel angebrachte Rolle an der Hängebank in eine Kurvenführung einlaufen, während das von der Fördermaschine gezogene Rahmengestell seinen Weg gradlinig fortsetzt. Der Drehpunkt des Kübels ist meist unter dem Kübelboden angeordnet, so daß der Kübel in seiner ganzen Länge gedreht wird und aus dem Schachttrum herauskommt. An der Entladeseite dürfen sich daher keine Gerüststäbe befinden. Das Fördergerüst wird dadurch wegen der zur statischen

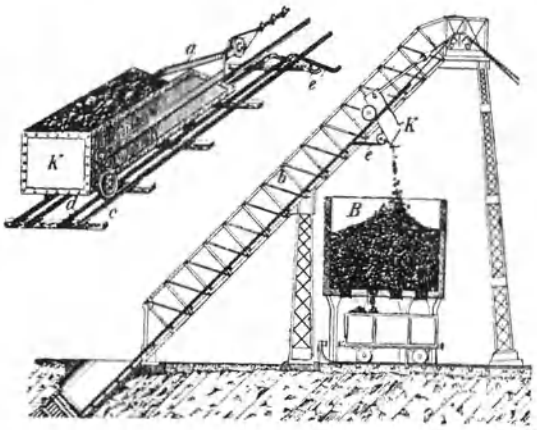


Abb. 374. Tonnlägige Kippkübelförderung.

Sicherheit notwendigen zusätzlichen Konstruktionen schwerer und teurer. Die Kurvenführungen dürfen mit Rücksicht auf die beim Kippen auftretenden Beschleunigungskräfte nur mit einer geringen Geschwindigkeit, die 2 m/sek möglichst nicht überschreiten soll, befahren werden. Die Zeit für das Durchfahren der Kurven wird dadurch verhältnismäßig lang und muß durch eine höhere Fördergeschwindigkeit wieder ausgeglichen werden. Gegen Übertreiben müssen besondere Sicherungen vorgesehen werden.

Der Kippkübel zeichnet sich durch einfache und kräftige Bauart aus. Nachteilig ist aber, daß er große Bewegungskräfte für den Kippvorgang verlangt, ein stärkeres Zerschlagen des Fördergutes infolge des Vorrollens der größeren Stücke beim Kippen herbeiführt und das Seil während des Kippvorganges so weitgehend entlastet, daß die Koepeförderung wegen des Seilrutschens nicht anwendbar ist. Auch ist die Höhe des Kippkübels im Verhältnis zu seinen Breitenmaßen mit Rücksicht auf die beim Kippen auftretenden Kräfte beschränkt.

Der *Bodenentleerer* vermeidet die erwähnten Nachteile des Kippkübels. Er ist insbesondere wegen der größeren Schonung des Fördergutes, die sich sowohl bei der Füllung als auch bei der Entleerung ergibt, das gegebene Fördergefäß für die Steinkohlenförderung. Der Kippkübel kommt dagegen höch-

und technische Entwicklung der Skipförderung im europäischen Bergbau. Schlägel u. Eisen 1953 S. 331 u. 388; — ferner H. Klages: Die Gefäßförderung. Halle: Knapp 1949.

stens für die Erz- oder Bergeförderung in Betracht. An den Bodenverschluß und seine Betätigungen werden eine Reihe von Anforderungen gestellt. Er darf sich nicht während der Fahrt öffnen, soll aber mit geringem Kraftaufwand geöffnet und geschlossen werden können. Auch muß der Auslaufquerschnitt genügend groß sein, damit das Fördergut in kürzester Zeit ausfließen kann. Bei Förderanlagen in Blindschächten wird häufig die Forderung gestellt, den Verschluß bei der Abwärtsfahrt zu öffnen und zu schließen.

Abb. 375. Gefäß mit Bodenentleerung und Seilfahrttragböden.

Abb. 375 zeigt einen Bodenentleerer. Das Gefäß ist mit einem Kurbelverschluß ausgerüstet, dessen Wirkungsweise aus Abb. 376 hervorgeht. An der Hängebank werden die zunächst seitlich am Gefäß liegenden Führungsrollen *a* durch Kurvenführungen *b* erfaßt und in der aus der Abbildung hervorgehenden Weise abgelenkt. Dadurch werden die beiderseits angeordneten Kurbeln *c* gedreht. Sie senken

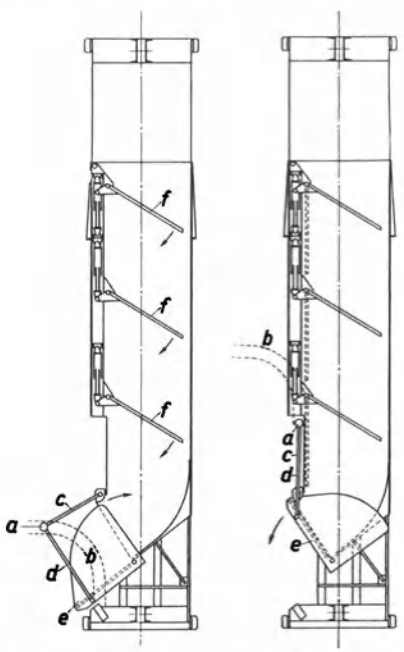


Abb. 376. Wirkungsweise des Kurbelverschlusses eines Bodenentleerers.

ihrerseits durch die Zugstangen *d* die Bodenklappe *e*, die darauf als Brücke zur Schurre dient. Die Entleerung beginnt bereits bei teilweiser Freigabe des Auslaufquerschnitts und setzt sich während des weiteren Hochganges des Kübels fort. Ein seitliches Herausfallen des Fördergutes wird durch kreisförmig begrenzte Seitenbleche verhindert. Für die äußerste Lage der Rollen *a* ist die Kurvenbahn nach oben geöffnet, damit im Falle eines geringen Übertreibens die Rollen sich mitheben können und eine Beschädigung des Kurbelverschlusses vermieden wird. In der Abbildung sind noch Klappen *f* angedeutet, die von dem einfallenden Fördergut nacheinander gegen einen Federdruck geöffnet werden, so daß zur Schonung des Fördergutes eine größere Sturzhöhe vermieden wird.

Der Bodenentleerer ist schwerer als der Kippkübel. Man kann etwa mit folgenden Eigengewichten rechnen.

Kippkübel für Erz	0,65—1,15 t je Tonne Nutzlast
Bodenentleerer	1,1 —1,4 t je Tonne Nutzlast

Die beim Bodenentleerer angegebenen höheren Werte sind durch Tragböden für die Seilfahrt sowie durch Einrichtungen zum schonenden Rutschen der Kohlen bedingt. Im allgemeinen erfordert auch der größere Rauminhalt für leichteres Fördergut ein größeres Eigengewicht. Während man bisher im ausländischen Erzbergbau in der Regel nicht über eine Nutzlast von 8 t für das Gefäß hinausgegangen ist, um bei den großen Teufen mit mäßigen Seilquerschnitten auszukommen, liefert die Skip-Co., Essen, Bodenentleerer für Erz mit 21 t Nutzlast. Für Kohleförderung beträgt die größte Nutzlast bisher 15 t.

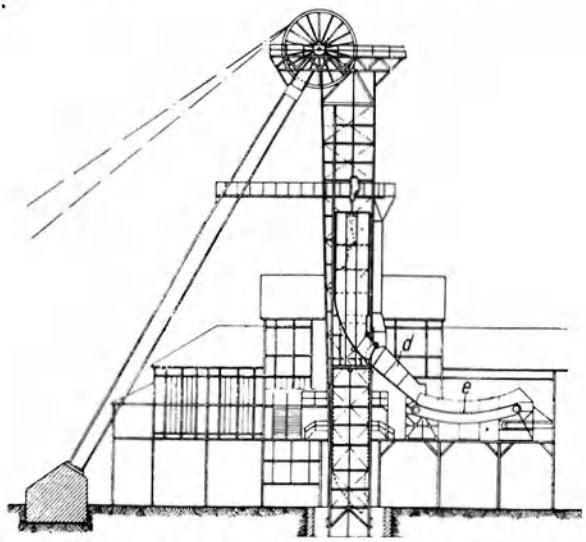


Abb. 377. Gefäßförderanlage mit Bodenentleerung.

195. — Einrichtungen an der Hängebank. Die Einrichtung am Füllort bei Gefäßförderanlagen sind in Ziff. 231 ff. beschrieben.

Die Einrichtungen an der Hängebank gestalten sich sehr einfach, da der bei Gestellförderung notwendige Wagenumlauf mit Bremsen, Wippern und Kettenbahnen fortfällt. Bei Gefäßförderanlagen sind nur die Entladekurven, eine Tasche am Fördergerüst, ein Abzugsband oder ein Verschluß und meist noch ein Transportband vorzusehen. Die Einrichtungen, die zur Errichtung einer großen Schachthalle führen, sind nicht erforderlich. Das Entleeren der Gefäße sowie das Öffnen und Schließen der Verschlüsse erfolgt selbsttätig, so daß ein Bedienungsmann an der Hängebank zur Wartung der Anlage ausreicht. Die Betriebskosten der Anlage liegen daher im allgemeinen niedriger als bei einer Gestellförderung.

Abb. 377 zeigt eine Gefäßförderanlage mit Bodenentleerung, wo das Fördergefäß durch Vermittlung einer Entladetasche *d* auf ein Förderband *e* entleert wird. Das Band bietet gleichzeitig die Möglichkeit, das Fördergut auf die für die Aufbereitung und Verladung erforderliche Höhe zu heben.

Die Führungsschienen zur Führung der Gefäße können zur Verringerung des Konstruktionsgewichtes als tragende Teile des Gerüstes ausgebildet werden. Eine derartige Anordnung kommt insbesondere bei Gefäßen mit Kopfführung in Betracht. Bei dieser Art der Führung ist man auch bestrebt, die Gefäße so breit wie möglich auszuführen, um einen großen Austrittsquerschnitt zu erhalten.

Die Staubabsaugung an der Hängebank wird meist durch Einkapselung der in Frage kommenden Stellen wirksamer gemacht.

196. — Das Einhängen von Bergen und Material bei Gefäßförderung. Die Gefäßförderung eignet sich nicht für eine gleichzeitige Förderung verschiedener Güter in entgegengesetzter Richtung, wie es beispielsweise die Förderung von Versatzbergen während der Kohlenförderung bedingt, da jedesmal eine verschiedene Höheneinstellung zwischen Gefäß und Anschlag erforderlich ist. Diese Schwierigkeiten werden am einfachsten dadurch überwunden, daß man das Versatzgut überhaupt nicht mit der Schachtförderung, sondern mit Bergefalleitungen, Bergefalltreppen u. a. (s. Ziff. 161 und 162) einfördert. Bei Baustoffen oder Maschinen kann das Gefäß mit besonderen Tragböden ausgestattet werden, die dann auch zur Seilfahrt verwendet werden können (vgl. Ziff. 197). Sie sind jedoch durch die Gewichtsvermehrung des Gefäßes nachteilig, was besonders bei großen Teufen mit Rücksicht auf die Bemessung der Förderseile ins Gewicht fällt. Am besten ist es daher, wenn für diese Sonderzwecke eine Gestellförderung verwendet werden kann und die Gefäßförderung allein dem eigentlichen Fördergut vorbehalten bleibt. Man richtet auch wohl besondere Gefäßförderungen gegebenenfalls eintrümmig mit Gegengewicht zum Einhängen von Bergen ein. Als Nachteil, der sich in allen Fällen ergibt, sei noch erwähnt, daß keine Entlastung des Fördermotors durch das Einhängen von Bergen möglich ist.

197. — Gefäßförderung und Seilfahrt[1]. Auch für die Seilfahrt eignet sich die Gefäßförderung nicht. An Hilfsmitteln, um sie zu ermöglichen, kommen in Betracht:

1. Ausgestaltung der Seitenwände als bewegliche Klappbühnen, die beim Übergang von der Förderung zur Seilfahrt heruntergeklappt werden und als Standböden dienen.

2. Auswechseln der Fördergefäße gegen Seilfahrtgestelle durch Vermittlung großer, auf Schienen laufender Laufkatzen, mit denen die Gefäße nach dem Loskuppeln vom Zwischengeschirr aus- und die Gestelle eingefahren werden.

3. Eintrümmige Förderung mit Benutzung eines Seilfahrtgestells als Gegengewicht.

4. Ausrüstung des Fördergefäßes mit einer oder mehreren Standflächen für die Seilfahrt.

Von diesen Möglichkeiten hat man die unter 2 genannte im südafrikanischen Bergbau ausgenutzt. Im deutschen Bergbau kommen hauptsächlich die Hilfsmittel 1 und 4 gemeinsam zur Anwendung, indem man nach Abb. 375

[1] Klages, H.: Seilfahrt mit Schachtfördergefäßen. Glückauf 1948 S. 128.

den Füllraum oben durch einen Deckel verschließt, der als Tragboden dient. Ein Teil des Bodens wird als Klappe ausgebildet, die während der Güterförderung geöffnet bleibt. Über diesem Tragboden ist noch ein zweiter angebracht, der in gleicher Weise teilweise aufgeklappt werden kann. Für die Seilfahrt sind dann noch Verschlußtüren anzubringen. Die Höhenverhältnisse gestatten, daß sowohl auf der Sohle wie an der Hängebank ein Tragboden unmittelbar bestiegen werden kann, während für den zweiten eine besondere Bühne eingerichtet werden muß. Die Tragböden können auch zum Fördern von Holz oder sonstigen Baustoffen dienen, wofür gegebenenfalls zum Zweck des Aufschiebens von Förderwagen noch Fahrschienen angebracht werden müssen.

Im allgemeinen bringt überhaupt die Vereinigung von Förderung und Seilfahrt den Nachteil, daß man dann an die Vorschriften der größeren Seilsicherheit für die Seilfahrt gebunden ist und damit auf die durch die Gefäßförderung gebotene Möglichkeit, mit geringeren Seilstärken auszukommen, verzichten muß. Gerade diese Möglichkeit ist aber für tiefe Schächte, für welche die Beschaffung von Seilen mit der erforderlichen Tragfähigkeit rasch anwachsende Schwierigkeiten verursacht, von besonderer Wichtigkeit. Da andererseits die Sicherstellung der Förderung auf großen Anlagen ohnehin eine zweite Förderanlage erfordert und bei der Gestellförderung Schachtanlagen mit zwei bis vier Fördermaschinen häufig sind, so verdient die Einrichtung einer besonderen Förderung für die Seilfahrt den Vorzug, zumal diese dann auch für die Holz- und Bergeförderung und für andere, mit der Gefäßförderung schwieriger zu lösende Förderaufgaben ausgenutzt werden kann. Man hat dann für die Seilfahrt mehr Zeit und kann demgemäß mit schwächerer Besetzung der Fördergestelle und entsprechend geringerer Seilbelastung auskommen.

c) Leistung und Kosten der Schachtförderung[1].

198. — Einfluß der Totlasten. Für die Gefäßförderung seien nur die in Deutschland ausschließlich verwendeten Bodenentleerer berücksichtigt, für die in Ziff. 194 ein Verhältnis der Tot- zur Nutzlast von 1,1 bis 1,4 angegeben wurde. Beim Gestell hängt die Totlast auch von der Ausführung und Größe der Wagen ab, die mit einbezogen werden müssen. Das Verhältnis schwankt hier bei Steinkohle etwa zwischen 1,3 und 1,7. Die kleinern Werte gelten in beiden Fällen für größere Nutzlasten, beim Gestell insbesondere auch für große Förderwagen mit über 1 t Nutzlast.

Einen Überblick über den Einfluß der unterschiedlichen Totlasten für verschiedene Teufen bietet ein Beispiel für 10 t Nutzlast, in dem die nachstehenden Verhältniszahlen zugrunde gelegt werden: Gefäßförderung 1,2; Gestellförderung 1,4. Das Gewicht des beladenen Gefäßes beträgt dann 22 t und das des beladenen Gestelles 24 t. Zu diesen Lasten kommt das Gewicht der Zwischengeschirre und Seilbefestigungen in Höhe von etwa 3,5% der überschlägig ermittelten Gesamtlasten am obersten Seilquerschnitt hinzu, die also auch das Seilgewicht enthalten. Dann ermittelt man Seilquerschnitt und Seilgewicht genau nach der in Ziff. 249 S. 482 entwickelten

[1] Remmen, K.: Höchstleistungen von Kohlenförderanlagen in Schächten von verschiedenen Teufen und Durchmessern. Glückauf 1930 S. 1189.

Gleichung. Hierbei müssen, um den wirklichen Verhältnissen Rechnung zu tragen, mit zunehmender Teufe auch höhere Zugfestigkeiten für die Drähte eingesetzt werden. Die Steigerung der Zugfestigkeit werde derart angenommen, daß sie, bei 200 m mit 160 kg/mm² beginnend, für je 200 m Teufe um 5 kg/mm² bis zum Höchstwert von 180 kg/mm² zunehme. Bei einer 7fachen Seilsicherheit ergeben sich die in Abb. 378 zu den verschiedenen Teufen aufgetragenen Gesamtlasten am Seil. Die Last ist im äußersten Falle einer Teufe von 1200 m bei der Gestellförderung um 8,5% größer als bei der Gefäßförderung. Soll sie den gleichen Wert haben, so muß die Nutzlast der Gestellförderung um 8,5% verringert werden. Um das gleiche Maß würde also bei gleicher stündlicher Zügezahl die Leistung der Gestell- hinter derjenigen der Gefäßförderung zurückbleiben. Bei kleineren Teufen sind die Unterschiede noch geringer.

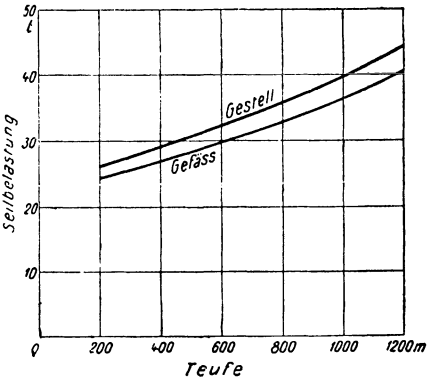


Abb. 378. Abhängigkeit der Seilbelastung bei Gefäß- und Gestellförderung von der Teufe.

199. — Bedeutung der Bedienungspausen. Der Unterschied der Bedienungspausen bei den beiden Förderarten macht sich stärker bemerkbar. Bei einem Gefäß kann man im gewöhnlichen Betrieb als Pause etwa 2 sek je 1 t Nutzlast rechnen. Bei angestrengtem Betrieb läßt sich der Wert für große Gefäße auf 1,5 sek/t verringern. Bei einem Gestell erfordert das Bedienen eines Tragbodens einschließlich des Signalgebens etwa 13 sek, beim Umsetzen erhöht sich dieser Wert auf 15 sek. Bei angestrengtem Betrieb lassen sich auch diese Zeiten noch etwas verkürzen.

Den Einfluß der Bedienungspausen auf die Leistungsfähigkeit der Förderung verfolgt man an Hand der Leistungsgleichung für die Pendelförderung (vgl. Ziff. 3) und bestimmt zunächst den Wert des Ausdrucks L/v im Nenner der Gleichung, der die Dauer T des Treibens darstellt.

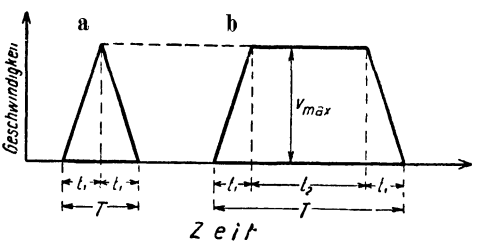


Abb. 379. Zeit-Geschwindigkeits-Diagramm von Förderzügen.

Es sei: L die Länge des Förderweges, v_{max} die Höchstgeschwindigkeit, b die mittlere Beschleunigung, die gleichzeitig auch die mittlere Verzögerung ist, t_1 die Dauer des Beschleunigungs- oder Verzögerungsabschnitts, so daß $T—2\,t_1$ diejenige des Abschnitts der Höchstgeschwindigkeit ist.

Das Zeit-Geschwindigkeits-Diagramm eines Förderzuges kann die beiden in Abb. 379a und b dargestellten Formen haben. Im Fall a schließt an die Beschleunigung unmittelbar die Verzögerung an, während im Fall b zwischen beiden noch ein mit gleichbleibender Höchstgeschwindigkeit gefahrener Abschnitt liegt. In jedem Fall stellt der Inhalt der Diagrammfläche als Summe der Produkte aus kleinsten Zeitwerten und den zugehörigen Geschwindigkeiten den Förderweg L dar.

Im Fall a ist:

$$t_1 = \frac{T}{2} \tag{1}$$

und

$$L = T\frac{v_{max}}{2}.$$

Es ist ferner:

$$v_{max} = b\,t_1 = b\frac{T}{2}. \tag{2}$$

Mit diesem Wert für v_{max} wird:

$$L = \frac{b\,T^2}{4},$$

oder

$$T = 2\sqrt{\frac{L}{b}}. \tag{3}$$

Im Falle b ist:

$$L = (T - t_1)\,v_{max} = \left(T - \frac{v_{max}}{b}\right)v_{max}.$$

Daraus folgt:

$$T = \frac{L}{v_{max}} + \frac{v_{max}}{b}. \tag{4}$$

Man kann die Werte von T an Stelle der Werte L/v in die Leistungsgleichung einsetzen und gleichzeitig die verschiedenen Größen für t, die den Bedienungspausen bei der Gefäß- und Gestellförderung für eine bestimmte Nutzlast entsprechen, berücksichtigen. In dieser Weise sind für eine Nutzlast von 10 t, eine Höchstgeschwindigkeit von $v_{max} = 16$ m/sek und eine mittlere Beschleunigung und Verzögerung von 0,8 m/sek² die stündlichen Förderleistungen für Teufen von 200—1200 m berechnet. Bei 200 m wird nur eine Höchstgeschwindigkeit von 12,6 m/sek erreicht. Als Bedienungspausen wurden für das Gefäß 20 sek, für ein vierbödiges Gestell mit Bedienung von 2 Bühnen 32 sek und von 1 Bühne 58 sek angenommen. Der Wert von 32 sek bei der Bedienung von 2 Bühnen ist etwas größer als nach den eingangs gegebenen Richtlinien gewählt, weil sich aus dem gleichzeitigen Arbeiten an 4 Anschlägen eine geringe Verzögerung gegenüber 2 Anschlägen ergibt.

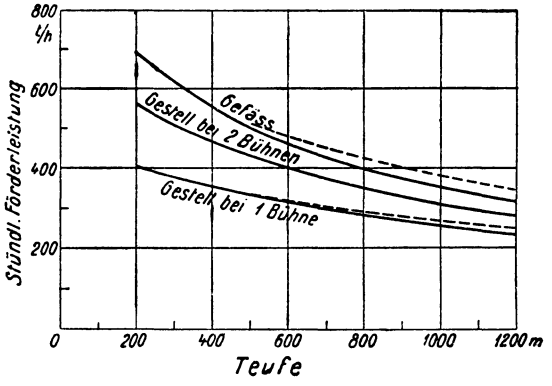


Abb. 380. Vergleich der Förderleistungen von Gefäß- und Gestellförderungen.

Abb. 380 gibt eine Darstellung der so berechneten Förderleistungen. Für Teufen von 500 m aufwärts sind die Werte außerdem auch für $v_{max} = 20$ m/sek gestrichelt angedeutet. Die Darstellung zeigt, daß bei 400 m Teufe die Leistung der Gefäßförderung um 53% und bei 800 m Teufe noch

um 43% größer ist als diejenige der Gestellförderung mit Bedienung von einer Bühne. Der Vorteil der Gefäßförderung durch die kürzere Bedienungspause nimmt also mit zunehmender Teufe ab, weil der Anteil der reinen Fahrzeit gegenüber den Pausen größer wird, die Pausen also an Einfluß abnehmen. Jedoch ist der Vorteil der Gefäßförderung in Wirklichkeit bei großen Teufen noch höher zu bewerten, als es rein zahlenmäßig zum Ausdruck kommt, da die Förderleistung allgemein bei großen Teufen kleiner ist und deshalb jede, wenn auch kleine Steigerung der Leistung sehr wichtig ist.

Aus der Bedeutung kurzer Bedienungspausen für die Leistungsfähigkeit, die aus der Abb. 380 hervorgeht, ergibt sich andererseits, daß es auch gerade für die Gestellförderung sehr wichtig ist, diese Pausen nach Möglichkeit abzukürzen, woraus die Wichtigkeit von Schwingbühnen, mechanischen Aufschiebevorrichtungen und rasch arbeitenden Signaleinrichtungen erhellt. Insbesondere gilt dies für kleinere Teufen, bei denen der Anteil der Pausen an der gesamten Förderzeit am größten ist.

Andererseits sind von einer großen Höchstgeschwindigkeit, durch die die Fahrzeit abgekürzt wird, nur dann wesentliche Vorteile zu erwarten, wenn die Fahrzeit stark im Vordergrund steht. Das gilt bei Gestellförderungen nur bei größten Teufen. Bei Gefäßförderungen treten die Vorteile stärker hervor, und zwar hier auch schon bei kleineren Teufen als bei Gestellförderungen.

Den vorstehend errechneten und nachgewiesenen *Stundenleistungen* entsprechen nun nicht ohne weiteres die *Schichtleistungen*. Diese hängen vielmehr von der Ausnutzungsmöglichkeit der Schachtförderung und von den in Kauf zu nehmenden Betriebsstörungen ab. Solche Störungen können durch Entgleisen von Wagen, durch Beschädigungen an den Aufschiebevorrichtungen, Sperren oder Bremsen, durch mißverstandene Signale, durch Entgleisen oder gegenseitiges Fassen der Fördergestelle im Schacht, Abrollen von Wagen vom Korb u. dgl. verursacht werden. Für die Ausnutzung ist wiederum die Leistungsfähigkeit der Streckenförderung und die Sicherung der sofortigen Aufnahme der Schachtförderung bei Beginn der Schicht durch die Wagenspeicherung am Füllort wichtig. Bei begrenzter Leistung der Fördermaschine oder bei nicht vollständig lotrechtem Schacht können nämlich in der ersten Förderstunde entstandene Ausfälle nicht wieder eingebracht werden. Auch wird die Ausnutzung beeinträchtigt, wenn die Fördereinrichtung auch zur Seilfahrt benutzt werden soll und daher die Förderung nicht während der ganzen Schicht betrieben werden kann. — Betriebsstörungen sind im allgemeinen bei der Gestellförderung leichter möglich als bei der Gefäßförderung, da bei dieser nicht nur die Einrichtungen an den Anschlägen wesentlich einfacher und betriebssicherer sind als bei der Gestellförderung, sondern auch Unfälle im Schacht wegen der im allgemeinen geringeren Fördergeschwindigkeit und des Fortfalls der Förderwagen kaum vorkommen können. Da außerdem bei Gefäßförderungen nicht alle Beschleunigungsmöglichkeiten so auf die Spitze getrieben zu werden brauchen wie bei Gestellförderungen für größere Leistungen, kann eine Gefäßförderung auch Ausfälle durch Zurückbleiben der Streckenförderung besser wieder einbringen als eine Gestellförderung. Man wird daher bei Gefäßförderungen im allgemeinen näher an die aus Stunden-

leistung und Förderzeit je Schicht sich rechnerisch ergebende Schichtleistung herankommen als bei Gestellförderungen. Für die letzteren kann man im großen und ganzen, wenn man das Verhältnis zwischen rechnerisch möglicher und tatsächlich erreichter Schichtförderleistung als *Schachtwirkungsgrad* bezeichnet, mit einem solchen von 60—75% rechnen[1]. Zwei Beispiele für die verschiedene Größe der in den einzelnen Förderstunden aus den Bauen zum Füllort gelangenden Fördermengen und für die entsprechend wechselnde Belastung der Schachtförderung gibt das Schaubild in Abb. 381. Die Schachtanlage *A* zeigt während der ersten Stunde eine starke Minderleistung infolge der in diesen Zeitabschnitt fallenden Seilfahrt. Schachtanlage *B* hat infolge „Vollsetzens" gleich mit einer guten Stundenleistung einsetzen können; doch hat diese Speicherung nicht mehr für den Bedarf der zweiten Stunde ausgereicht.

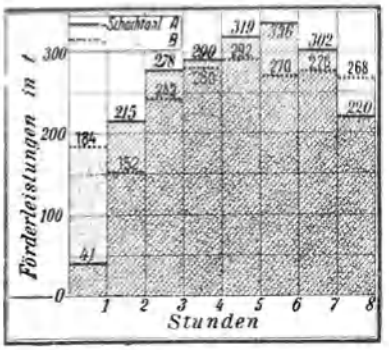


Abb. 381. Verteilung der Fördermengen auf die einzelnen Stunden bei zwei Schachtanlagen.

200. — Die Kosten der Schachtförderung sind je nach den Förderteufen und -mengen, den maschinenmäßigen Hilfsmitteln und dem Schachtwirkungsgrad (vgl. Ziff. 199) sehr verschieden. Es sei deshalb nur als Beispiel eine Gestellförderung mit einer elektrischen Fördermaschine im Ruhrbezirk angeführt, die jährlich 600000 t (täglich 2000 t in zwei Schichten) Kohlen aus 540 m Teufe hebt. Die Teufe ist gewählt, weil bei ihr die Förderung von 1 t gerade einer Schachtarbeit von 2 PSh entspricht.

Die *Anlagekosten* einer solchen Fördereinrichtung ausschließlich der Kosten für die Herstellung des Schachtes und des Füllortes können etwa wie folgt veranschlagt werden:

Fördergerüst mit Hängebank und Wagenumlauf	800000 DM
Elektrische Fördermaschine mit Gebäude und Fundament . . .	1000000 DM
Einstriche, Spurlatten, Fahrtrum (einschl. Einbaulöhne)	270000 DM
Förderkörbe, Zwischengeschirre (einschl. Reserve)	90000 DM
Füllorteinrichtung	180000 DM
Elektr. Schachtsignalanlage	60000 DM
Zusammen:	2400000 DM

Rechnet man mit 15% für *Abschreibung und Verzinsung*, so wird 1 t Kohlen hierdurch mit 60 Dpf belastet.

Löhne sind für Fördermaschinisten, Anschläger, Bedienungsleute im Füllort und auf der Hängebank, Schachthauer und Schlosser aufzuwenden. Für eine neuzeitliche Anlage werden für eine Doppelschicht 20 Mann erforderlich sein, deren jährlicher Lohn einschließlich sozialer Aufwendungen etwa 120000 DM beträgt, so daß sich ein Lohnaufwand von 20 Dpf/t ergibt.

[1] Francke, P.: Der Begriff des Schachtwirkungsgrades in der Förderung. Glückauf 1926 S. 629.

Für den *Energiebedarf* der Fördermaschine werde je 1 Schacht-PSh 1,2 kWh = 7,20 Dpf gerechnet. Das ergibt für 1 t 2·7,2 = 14,4 Dpf.

Die *Kosten* für *Druckluft und Strom* für die Einrichtungen an den Anschlägen, für Seile und Schmiermittel betragen etwa 30000 DM jährlich oder 5 Dpf/t.

Rechnet man an Kosten für die *Instandhaltung* 2% des Anlagekapitals, also 48000 DM jährlich, so ergibt das 8 Dpf/t.

Danach wird das Heben einer Tonne Kohlen insgesamt kosten:

für Abschreibung und Verzinsung	60 Dpf/t
für Löhne	20 Dpf/t
für Energie	14 Dpf/t
für Druckluft, Strom, Seile und Schmiermittel	5 Dpf/t
für Instandhaltung	8 Dpf/t
Insges.	1,07 DM

Die Kosten erwachsen somit hauptsächlich aus dem Kapitaldienst und den Löhnen. Sie erhöhen sich mit zunehmender Teufe vornehmlich durch die größeren Energiekosten, die aber nicht sehr ins Gewicht fallen. Bei Dampfantrieb ermäßigen sich die Kosten für die Fördermaschine mit Maschinenhaus und Fundamenten um etwa 40%, was 10 Dpf/t ausmacht. Die höheren Dampfkosten gleichen diesen Unterschied jedoch reichlich aus, so daß der elektrische Antrieb bei einer lebhaften Förderung sich noch etwas billiger stellt als der Dampfantrieb.

Bei Gefäßförderung ermäßigen sich besonders die Kosten der Hängebankeinrichtung. Dafür erwachsen solche für die Entstaubung von Hängebank und Füllort und ein höheres Fördergerüst. Im ganzen sind die Anlagekosten denen bei der Gestellförderung ziemlich gleichzusetzen. Eine wesentliche Verringerung der Kosten für 1 t geförderte Kohle ergibt sich bei ihr aber durch die größere Leistungsfähigkeit. Sofern diese ausgenutzt wird, bleiben die Kosten mit Ausnahme von denen für Energie gleich und verteilen sich auf die erheblich größere Fördermenge, so daß sich hierdurch die Belastung für eine Tonne entsprechend verringert.

d) Andere Arten der Schachtförderung.

201. — Förderung mittels Wasser oder Luft in Rohrleitungen. In England und den Vereinigten Staaten sind Versuche im Gange, die sich als Transportmittel des Wassers in Rohrleitungen bedienen[1] und auf diese Weise Kohle oder Erz zutage pumpen. Auch wird erwogen, den Transport mit Druckluft zu dem gleichen Zweck für Feinkohle zu benutzen[2].

Vorteile einer hydraulischen Förderung im Vergleich zur Seilförderung sind der fließende Förderbetrieb, die geringeren Anlagekosten, das Fördern ohne Umladen bis in die Aufbereitung und der geringere Aufwand an Bedienungspersonal. An Nachteilen sind zu nennen: Bildung von Abrieb und Schlamm, Notwendigkeit der Wasserklärung und einer mehr oder weniger starken Vorzerkleinerung des Fördergutes in der Grube, u. U. Trocknung des Fördergutes über Tage sowie

[1] BÖRGER: Hydraulische Schachtförderung. Bergbau-Rdsch. 1952 S. 409; — ferner KINDERMANN: Kohletransport mit Wasser in Rohrleitungen. Schlägel u. Eisen 1953 S. 499.

[2] KINDERMANN: Kohletransport mit Luft in Rohrleitungen. Schlägel u. Eisen 1954 S. 78.

Zuführung von Transportwasser in die Grube und Güterförderung nur in einer Richtung, nämlich von unten nach oben.

Die hydraulische Schachtförderung erscheint daher nur für Mineralien geeignet, die auf jeden Fall zerkleinert werden müssen und die für den Schwimmtransport geeignet sind. Außerdem ist das Vorhandensein einer ohnehin zu pumpenden ausreichenden Wassermenge zweckmäßig.

202. — Förderung von Grubenholz. Für den Sonderzweck des Einhängens von langen Grubenhölzern für mächtige Flöze können Bandförderungen dienen, für die ein Seitentrum von kleinem Querschnitt genügt. Das Band, das oben und unten über Trommeln geführt ist, trägt in Abständen, die der größten Länge der Hölzer entsprechen, Teller, auf denen die Hölzer stehen; diese werden durch eine senkrechte Blechrinne geführt und in stehender Lage gehalten.

Im Erdölbergwerk Wietze werden Bohrlöcher zum Fördern von Grubenholz benutzt.

C. Füllort und Hängebank.

a) Einleitende Bemerkungen über Füllörter.

203. — Aufgabe der Füllörter. Das Füllort hat die Aufgabe, die waagerechte Hauptstreckenförderung in die senkrechte Schachtförderung überzuleiten. Es stellt damit innerhalb des Grubengebäudes den größten Umschlagplatz für die Fördergüter dar. Das Füllort des Schachtes Zollverein 12 z. B. wird täglich von rd. 10500 t Rohkohle, 2900 t Berge und 700 t Material aller Arten durchlaufen.

Die richtige Form und Ausstattung eines Füllortes ist zur vollen Ausnützung der Schachtförderleistung deshalb von Bedeutung, weil es Unregelmäßigkeiten der Strecken- und Schachtförderung ausgleichen soll. Es soll einen Mengenausgleich zwischen Strecken- und Schachtförderung ermöglichen. Das Füllort hat also eine Speicheraufgabe, die um so wichtiger ist, je mehr es gilt, die Förderkapazität des Schachtes auszunützen und wenn der Schacht zum engsten Querschnitt im gesamten Fluß der Förderung geworden ist.

204. — Gesichtspunkte für die Anlage eines Füllortes. Die allgemeine Richtung des Füllorts wird durch die Lage des Schachtes und der Schachtscheibe sowie durch Zahl, Lage und Verlauf der auf den Schacht zulaufenden Hauptförderstrecken bestimmt. Sie ist außerdem davon abhängig, ob die Kohlenzufuhr zum Schacht von einer oder von zwei Richtungen aus erfolgt. Die Hauptförderstrecke kann auf den Schacht zulaufen oder in größerem Abstand an ihm vorbei führen[1].

Die Hauptförderstrecke sollte so gelegt werden, daß sie die Wahl einer für die Aufrechterhaltung des Füllorts günstigen Richtung ermöglicht. Bei flachem Einfallen ist die Frage des Füllortverlaufs allerdings von geringerer Bedeutung als bei mittlerem und steilem Einfallen. Hier lehrt die Erfahrung, daß die querschlägige Linienführung weniger Unterhaltungskosten erfordert als die streichende, es sei denn, daß es möglich war, das streichend verlaufende Füllort in eine besonders widerstandsfähige Gebirgsschicht zu legen. Grundsätzlich sollte die Füllortanlage nicht über den Bereich des Schachtsicherheitspfeilers hinausgehen.

[1] Vgl. J. Reusch: Untersuchungen über die Ausgestaltung der Füllörter im Ruhrbergbau. Dissertation Clausthal 1937.

Einen wesentlichen Einfluß auf die Ausgestaltung des Füllortes hat die Art der Schachtförderung. Die Ausdehnung, Form und maschinelle Einrichtung sind, je nachdem ob Gestellförderung oder Gefäßförderung vorliegt, verschieden. Bei der Gefäßförderung besteht die weitere Besonderheit, daß keine Gleise für Berge oder Material auf der Leerseite erforderlich sind. Eine völlige Umgestaltung des Füllortbetriebes wird durch die Verbindung von Bandförderung in den Hauptstrecken und der Gefäßförderung erreicht. Es können dann, abgesehen von der eigentlichen Füllstrecke am Schachtanschlag, alle für die Füllörter sonst notwendigen Anlagen fortfallen. Großförderwagen gestatten mit einer geringeren Füllortlänge auszukommen, als dies bei Verwendung von Kleinförderwagen der Fall ist.

Angesichts des *Durchschiebebetriebs* und der dadurch bedingten gleichen Bewegungsrichtung der Wagen auf der Voll- und der Leerseite muß bei Gestellförderung der Lage der Aufschiebeseite besondere Beachtung geschenkt werden. Sie kann von der Hängebank und damit von der Tagessituation abhängen. Die Beschickung der Förderkörbe im Füllort erfolgt nämlich vielfach von der entgegengesetzten Seite aus wie auf der Hängebank. Es geschieht dies dann, wenn Laufrollen als Aufhaltevorrichtungen für die aufgeschobenen Wagen auf den Förderkorbböden verwendet werden. Bei Benutzung neuartiger Aufhaltevorrichtungen (Ziff. 187) sind die Richtungen der Beschickung auf der Hängebank und im Füllort jedoch unabhängig voneinander. Hierbei ist dann in erster Linie die Richtung der untertägigen Kohlenzufuhr maßgebend. Die Größe der von einem Füllort zu bewältigenden Fördermenge spielt eine Rolle bei der Wahl der Füllortform und bestimmt den Umfang der Speichermöglichkeit. Man geht meist von der Leistungsfähigkeit der Schachtförderung aus, die somit auch die größte in Frage kommende Füllortbelastung bestimmt. Nur wenn es sicher erkennbar ist, daß die Schachtförderung nicht voll ausgenutzt wird, kann man eine entsprechend geringere Leistung zugrunde legen. Für die Größe des Querschnitts eines Füllortes ist auch die Wetterführung von Einfluß. Sie ist von der Wettermenge abhängig, die aus dem Schacht durch das Füllort ganz oder geteilt geleitet werden muß, ohne eine Höchstgeschwindigkeit von 8 m/sek zu überschreiten.

205. — Sonstige Grubenräume im Füllortbereich. Zugleich mit der Planung des Füllortes muß man die Lage von weiteren, zweckmäßig in Schachtnähe liegenden Kammern und sonstiger Grubenräume bestimmen. Für die Aufrechterhaltung empfehlen sich langgestreckte Formen. Es handelt sich um die Pumpenkammer, Lokomotivschuppen, Werkstätten usw.

Die *Pumpenkammer* soll wegen der Steigeleitung möglichst nahe am Schacht liegen. Um die Sümpfe dicht halten zu können, ist andererseits für genügenden Abstand zu sorgen.

Die Werkstatt- und Lagerräume liegen zweckmäßig zusammen und in der Nähe des Materialschachtes, doch sollen sie auch vom Seilfahrtschacht leicht zu erreichen sein. Zum Füllort hin müssen sie einen günstigen Gleisanschluß haben[1].

[1] Vgl. G. Rauer: Die neue Fördersohle. Aus dem Leben einer großen niederrheinischen Zeche. Glückauf 1952 S. 1256.

Lokomotivschuppen ordnet man in der Nähe der Werkstätten an und gibt ihnen eine Ausfahrt zur Leerseite. Die *Fernsprechvermittlung* soll durch ihre Lage einen guten Überblick über den Förderbetrieb im Füllort ermöglichen. Eine *Bergebrechanlage* kann sowohl an der Vollseite als auch an der Leerseite des Füllortes angeschlossen werden.

b) Füllörter bei Gestellförderung.

206. — Anordnung der Voll- und Leerseite. Die Vollseite soll sich stets in unmittelbarer Nähe des Schachtes befinden. Dabei erhöht es die Übersicht, wenn sie in ihrer ganzen Ausdehnung in gerader Richtung auf den Schacht zuläuft. Es kann aber auch vorteilhaft sein, eine ohnehin erforderliche Kurve zur Aufstellung der vollen Wagen mit zu benutzen. Die Auffahrlänge des eigentlichen Füllortes wird dadurch verringert. Bei zweiseitiger Kohlenzufuhr kann jede Seite ihren eigenen, aber kleiner bemessenen Vollbahnhof erhalten, die beide kurz vor den Zubringerkettenbahnen zusammenlaufen.

Auch die Leerseite soll möglichst nahe hinter dem Schacht angeordnet werden. Aus Gründen der besseren Übersicht und der Vermeidung von Förderstörungen in Kurven läuft die Leerseite zweckmäßig ebenfalls geradlinig auf den Schacht zu. Bei zweiseitiger Kohlenzufuhr sind getrennte Leerseiten für jeden Feldesteil nicht zu empfehlen, da hierbei die Wagen auf zwei Seiten verteilt werden müssen, wodurch die Zusammenstellung der Züge längere Zeit beansprucht.

207. — Fahrbetrieb der Züge, Allgemeines. Der gesamte Fahrbetrieb im Füllort muß sich nach Möglichkeit nach dem Prinzip des „Einbahnverkehrs" abwickeln. Ein Gegenverkehr im Bereich der Füllortanlage läßt sich oftmals nicht ganz vermeiden, insbesondere im Erzbergbau, wenn keine Umtriebe vorhanden sind, der Füllortbetrieb sich also nur in einer Strecke abspielt. In diesem Falle wird die Füllortförderung unübersichtlich und die Unfallgefahr nimmt zu. Auch muß möglichst vermieden werden, daß sich die Fahrtrichtungen kreuzen, da dieses Anlaß zum Abbremsen, Halten und erneuten Anfahren gibt. Wenn Kreuzungen und Gleiszusammenführungen nicht zu umgehen sind, muß man sich durch einfache Vorfahrtregeln oder durch eine Signalanlage helfen. Am Füllorteingang notwendige Weichen sollen von einem Stellwerk aus übersehen und betätigt werden können.

Hauptstreckenlokomotiven dürfen sich zur besseren Ausnutzung nur ganz kurze Zeit im Füllortbereich aufhalten. Dieser Umstand erfordert ein schnelles Abgeben der Vollzüge, eine kurze Fahrzeit der Lokomotive von der Voll- zur Leerseite und eine schnelle Übernahme der Leerzüge, die gekuppelt bereitstehen müssen. Die Abgabe der Vollzüge kann bei Verwendung einer Rangierlokomotive, die den Zug frühzeitig übernimmt, beschleunigt werden.

208. — Das Einsetzen der Züge. Das Einsetzen der Vollzüge kann sowohl durch Einziehen als auch durch Eindrücken erfolgen. Es ist dabei von grundsätzlicher Bedeutung, ob sich an die Bahnhöfe in Richtung zu den einzelnen Feldesteilen eine Gerade, eine Kurve oder eine Spitzkehre anschließt. Dieses wirkt sich beispielsweise auf der Vollseite dahingehend aus, daß sich beim Eintreffen des Zuges aus einer Geraden oder aus einer

Kurve nach Abb. 382a die Lokomotive vor dem Zug, bei einer Spitzkehre hinter dem Zug befindet (Abb. 382b). Beim Einsetzen über eine Spitzkehre muß sich hinter der Weiche noch ein Gleisstück von Zuglänge anschließen.

Die wichtigsten Verfahren für das *Einziehen* der Züge in die Vollseite sind in Abb. 383 dargestellt. Bei Fall a bleibt die Lokomotive am gleichen

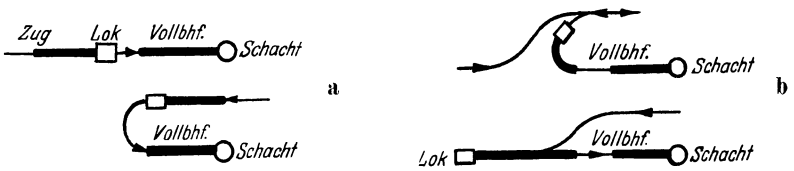


Abb. 382a u. b. Grundsätzliche Verfahren beim Einsetzen der Züge in das Füllort.

Zugende, zieht den Zug über eine Vorzieheinrichtung und fährt anschließend über eine Weiche auf ein Nebengleis. Ein Vorteil des Verfahrens, das als das technisch vollkommenste angesehen werden kann, besteht darin, daß der neue Zug nicht an den bereits auf dem Aufstellgleis vorhandenen angekuppelt zu werden braucht. Auch kann bei geringen Förderleistungen ein Haspel verwendet werden. Nachteilig ist die Notwendigkeit eines besonderen Lokomotivgleises. Auch ist eine Kettenbahn erforderlich. Bei Fall b fährt die Lokomotive auf dem Nebengleis und zieht mittels Kette den Zug auf das Aufstellgleis. Dieses Verfahren wird sehr häufig angewandt, da es keine Vorzieheinrichtung erfordert. Vom technischen und sicherheitlichen Standpunkt ist es wegen der losen Verbindung zwischen Lokomotive und Zug nicht einwandfrei.

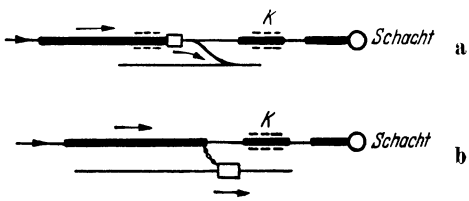


Abb. 383a u. b. Verfahren beim Einziehen der Vollzüge.

Erfolgt das Einsetzen der Vollzüge durch *Eindrücken*, so sind die in Abb. 384 dargestellten Verfahren möglich. Das Verfahren nach Abb. 384a ist das beliebtere, da die Lokomotive am gleichen Zugende verbleiben kann und den Zug rückwärts einsetzt. Ein besonderes Lokomotivgleis ist nicht notwendig. Eine weitere Möglichkeit zeigt Abb. 384b. Die Lokomotive kuppelt vor Erreichen der Vollseite ab, fährt an das Zugende und drückt den Zug in das Aufstellgleis. Das Verfahren ist allerdings umständlich.

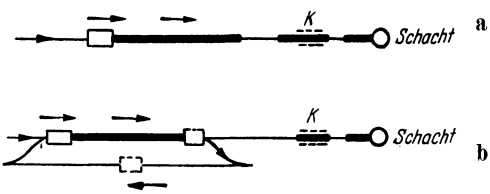


Abb. 384a u. b. Verfahren beim Eindrücken der Vollzüge.

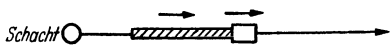


Abb. 385. Verfahren beim Abholen der Leerzüge.

Zum Abholen der Leerzüge gibt es nur ein einziges völlig einwandfreies Verfahren. Die Lokomotive setzt sich hierbei vor den Leerzug und zieht ihn aus der Leerseite heraus (Abb. 385).

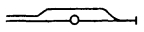
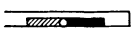
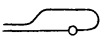
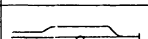
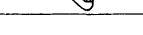
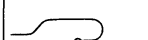
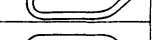
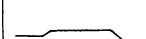
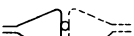
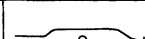
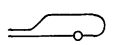
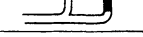
Lage des Schachtes und der Zufuhr	Gleisanordnung		Vollbahnhof / Leerbahnhof	Beurteilung Nachteile (N) Vorteile (V)	Eignung
I. Schacht in der Hauptförderstrecke A. Einseitige Zufuhr 1. Schachtachse ungefähr parallel zur Hauptförderstrecke		1		1 N: Schlechte Leerausfahrt 2 und 3 V: Gute Leerausfahrt. 2 Kürzeste Lokfahrt. N: Entgegengesetzte Vorbeifahrt am Schacht.	Geeignet für geringe Förderleistung bei möglichst nur einer Schachtförderrichtung.
		2			
		3			
		4		4 und 6 V: Leerbahnhof dicht am Schacht. 5 V: Kurze Lokfahrt, ohne am Schacht vorbeizufahren. N: Leerbahnhof weit vom Schacht entfernt.	Geeignet für höchste Förderleistungen. 6 Beste Anordnung.
		5			
		6			
2. Schachtachse ungefähr senkrecht zur Hauptförderstrecke		7		7 N: Leerbahnhof weit vom Schacht entfernt. 8 V: Leerbahnhof dicht am Schacht.	Höchste Förderleistung. Einzige für diesen Fall geeignete Formen.
		8			
B. Beiderseitige Zufuhr		9		N: Förderung eines Feldesteils hat schlechte Leerausfahrt. Bei verstärkter Kohlenzufuhr gegenseitige Behinderung.	Für geringe Förderleistung bei möglichst nur einer Schachtförderrichtung.
1. Schachtachse ungefähr parallel zur Hauptförderstrecke		10		11 N: Leerbahnhof weit vom Schacht entfernt; Hohe Kosten. V: Keine Gleisüberschneidungen. Trennung der Förderung aus beiden Feldesteilen.	Für höchste Förderleistungen geeignet. 12 Leistungsfähige, verhältnismäßig billige, sehr brauchbare Füllortform.
		11			
		12			
		13		13 N: Leerbahnhof weit vom Schacht entfernt. 14 N: Schlechte Leerausfahrt für eine Förderrichtung.	13 ist die geeignete Füllortform für starke Zufuhr von der einen, aber geringe Zufuhr von der anderen Seite.
		14			
2. Schachtachse ungefähr senkrecht zur Hauptförderstrecke		15		15 N: Leerbahnhof weit vom Schacht entfernt. Hohe Kosten. V: Wie 11	Höchste Leistungsfähigkeit. Einzige für die vorliegende Anordnung geeignete Formen. 16 Beste Anordnung.
		16			
II. Schacht abseits der Hauptförderstrecke A. Einseitige Zufuhr		17		17 N: Schlechte Leerausfahrt. Entgegengesetzte Vorbeifahrt am Schacht. 17, 18 V: Leerbahnhof dicht am Schacht.	17 Geeignet für geringe Förderleistungen. 18 Geeignet für höchste Förderleistungen.
		18			
B. Beiderseitige Zufuhr		19		N: Die durch den Umtrieb fahrenden Voll- und Leerzüge haben gleiche Fahrtrichtung.	Leistungsfähige, wettertechnisch günstige und von der Lage der Schachtachse unabhängige Füllortform. 20 Beste Anordnung.
		20			

Abb. 386. Füllortformen.

209. — Gesichtspunkte für die Gleisanlage. Die Gleisanlage muß so angeordnet sein, daß von jeder Zufuhrstrecke eine Verbindung sowohl zur Aufschiebeseite als auch zur Ablaufseite des Schachtes besteht. Eine solche Verbindung kann durch Gleisanlagen mit Spitzkehre und Gleisanlagen in Schleifenform hergestellt werden.

Für jede Gleisanordnung gibt es wieder eine Anzahl von Füllortformen, die sich aus dem seitlichen Abstand der Gleisstränge, dem Ansetzen der Spitzkehren oder Kurven, der Aufschieberichtung am Schacht und der Lage der Voll- und Leerseite ergeben. Weiterhin ist von Wichtigkeit, ob die Kohlenzufuhr einseitig oder beiderseitig erfolgt und ob sich der Schacht in der Hauptförderstrecke oder abseits befindet.

210. — Füllortformen. Eine Übersicht über die wichtigsten Füllortformen, die sich bei Vorhandensein eines einzigen Förderschachts und bei einseitiger und zweiseitiger Kohlenzufuhr ergeben können, gibt Abb. 386. Die Einteilung geht von der Lage der Hauptförderstrecke zum Schacht aus, von der Zahl der Zufuhrrichtungen und von der Aufschieberichtung.

Liegt der Schacht in der Hauptförderstrecke und wird in deren Richtung aufgeschoben, so sind bei einseitiger Zufuhr und geringer Förderung die Füllortformen 1—3 anzuwenden. Bei größeren Fördermengen wählt man zweckmäßig die Formen 4—6. Bei beiderseitiger Kohlenzufuhr ist bei geringer Fördermenge Füllortform 9 zu bevorzugen. Ist die Kohlenzufuhr aus einer der beiden Richtungen gering, aus der anderen aber groß, so wird man die Formen 13 und 14 wählen. Für eine starke Kohlenzufuhr aus beiden Richtungen kommen die Füllortformen 10, 11 und 12 in Frage. Die beiden erstgenannten gestatten einen besonders einwandfreien Förderbetrieb, erfordern jedoch recht hohe Auffahrungskosten. Die Form 12 reicht für größte Förderleistungen aus und ist in den Auffahrungskosten und fördertechnisch günstig zu beurteilen. Sie läßt sämtliche Möglichkeiten des Einsetzens der Vollzüge zu.

Wird senkrecht zur Hauptförderstrecke aufgeschoben, so sind bei einseitiger Zufuhr nur die Ausführungen 7 und 8, bei beiderseitiger Zufuhr nur die Formen 15 und 16 möglich.

Die Füllortformen, die sich ergeben, wenn bei einseitiger Zufuhr der Schacht abseits der Hauptförderstrecke liegt, zeigen die Ausführungen 17 und 18. Sie sind im wesentlichen wie die Formen 1—6 zu beurteilen. Bei beiderseitiger Zufuhr empfiehlt es sich, die Formen 19 und 20 anzuwenden, die wettertechnisch günstig sind. Diese Füllortformen, die in ihrer Gruppe die leistungsfähigsten Füllortanordnungen darstellen, haben außerdem den Vorteil, daß sich auch weitere Hauptförderstrecken verhältnismäßig günstig anschließen lassen.

In Abb. 387 a–i sind Beispiele von Gleisanlagen für die hauptsächlich in Frage kommenden Füllortformen angegeben. Die Gleisanlage des Füllortes einer Erzgrube zeigt Abb. 388.

211. — Speichervermögen des Füllortes. Die Erfahrung hat gezeigt, daß die Vollseite Platz für eine halbe Stundenleistung der Schachtförderung aufweisen sollte. Bei Vorhandensein von zwei Schachtförder-

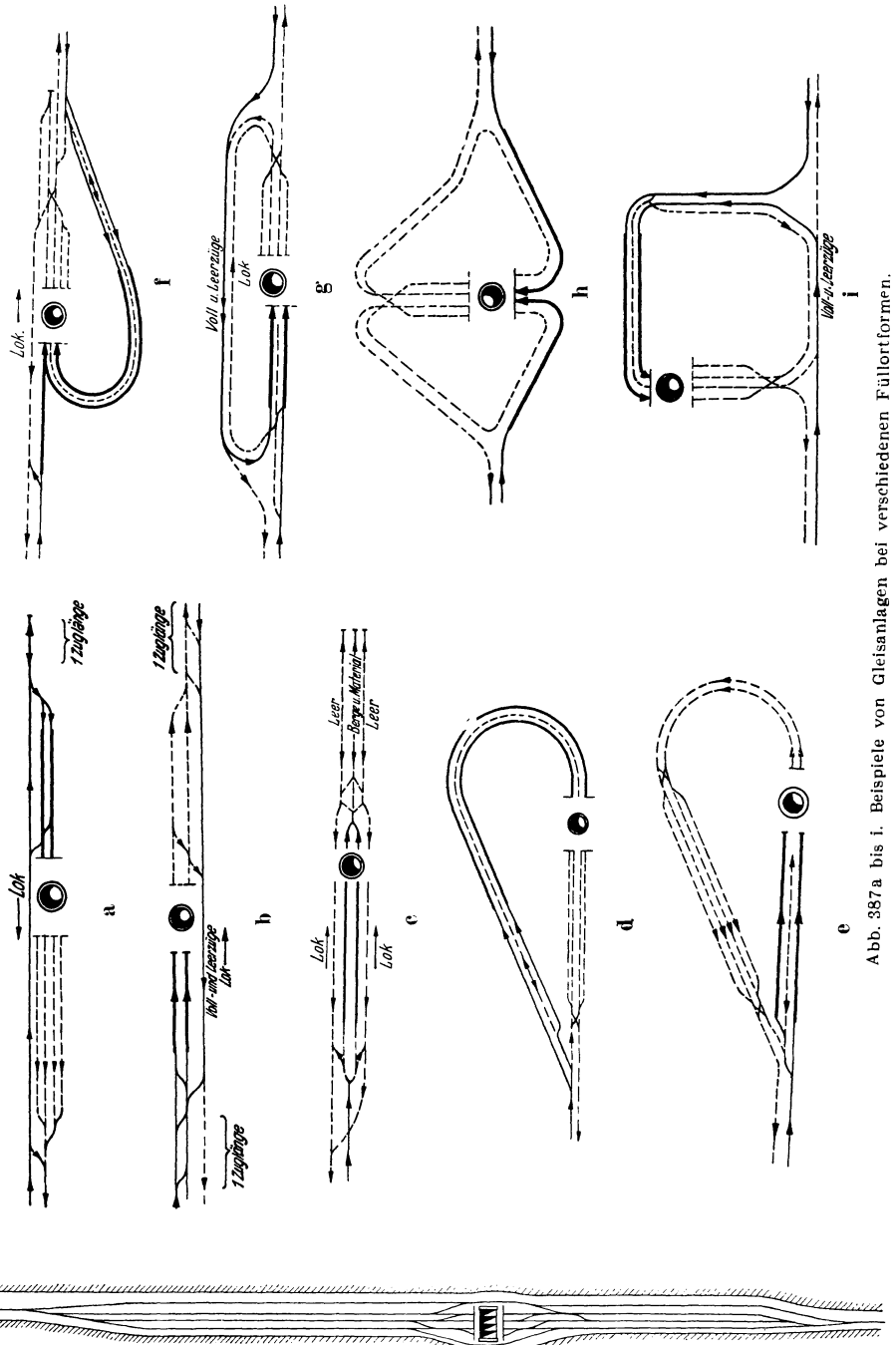


Abb. 387a bis i. Beispiele von Gleisanlagen bei verschiedenen Füllortformen.

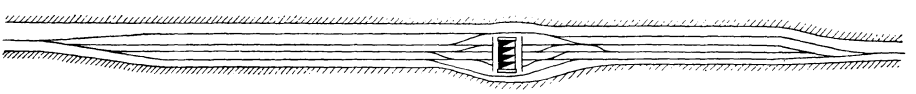


Abb. 388. Gleisanlage im Füllort der Eisenerzgrube Füsseberg.

einrichtungen mit einer mittleren Leistungsfähigkeit von zusammen 480 Wagen/Stunde muß die Vollseite infolgedessen mindestens 240 Wagen fassen können. Bei einer Wagenlänge von 2 m errechnet sich bei 2 Aufstellgleisen die Länge der Vollseite zu 240 m, bei vier Aufstellgleisen nur eine Länge von 120 m. Bei Großförderwagen kann die gleiche Nutzlast auf einer geringeren Länge untergebracht werden. Das Füllort wird also bei gleicher Förderleistung kürzer. Zudem verringert sich die Zahl der Züge, so daß sich der Füllortbetrieb vereinfacht. Da die Unterhaltung von breiten Strecken schwieriger ist als von schmalen und die Breite einer Strecke mit der Zahl der Gleise wächst, zieht man es im allgemeinen vor, mit zwei Aufstellgleisen auf der Vollseite auszukommen. Erst in Schachtnähe werden sie in vier Gleise aufgespalten, um die Beschickung der vier Fördergestelle bei zwei Schachtfördereinrichtungen vornehmen zu können. Auf der Leerseite ist zunächst der Aufstellraum für die Leerwagen zu berücksichtigen. Er soll ebenso groß wie der der Vollwagen auf der Vollseite sein. Außerdem müssen Berge- und Materialwagen Platz finden. Die Leerseite wird also geräumiger als die Vollseite, wobei die Zahl der insgesamt unterzubringenden Wagen je nach Umfang der Bergeförderung 1,3—1,75 mal so groß wie die der Vollwagen ist. Bei einigen Füllortformen beschränkt sich der Aufstellraum nicht nur auf die eigentlichen Leer- und Vollseiten, sondern es können auch in den Umtrieben Züge abgestellt werden.

Besondere Verhältnisse liegen vor, wenn mit einer einzigen Schachtförderung von mehreren Sohlen gefördert wird, wie es im Gangerzbergbau die Regel ist. In diesem Fall muß die Speichermöglichkeit in jedem Füllort so groß bemessen werden, daß die Streckenförderung auch in der Zeit ungehindert weitergehen kann, während der von einer anderen Sohle gefördert wird.

Die Füllortausdehnung ist auch von der Größe der Kurvenhalbmesser abhängig. Man geht bei Füllörtern fast nie unter 15—20 m und wählt für die große Füllortkurve, wenn diese zur Aufstellung der Vollwagen verwendet werden soll, einen Halbmesser von mindestens 30 m.

212. — Abmessungen des Füllorts. Die Füllortbreite wird insbesondere durch die Zahl der Gleise und die Gleismittenabstände bestimmt. Diese sind so groß zu wählen, daß zwischen den Förderwagen oder zwischen diesen und dem Ausbau mindestens ein Abstand von 250 mm verbleibt. In Kurven ist der Mindestabstand noch um 150—250 mm größer. Die Breite des Fahrweges soll bis zu einer Höhe von 1,80 m noch mindestens 60 cm betragen. Es ist zweckmäßig, in der Leerseite so viele Fahrwege vorzusehen, daß alle in den Aufstellgleisen stehenden Wagen leicht erreicht werden können. Die Füllorthöhe ist einmal von der Füllortbreite abhängig, da eine breite Strecke meist um so leichter aufrecht erhalten werden kann, je höher sie ist. Außerdem hängt sie von der durch das Füllort zu führenden Wettermenge und der Wettergeschwindigkeit ab. Die Wettergeschwindigkeit soll im Füllort 8 m/sek nicht überschreiten. Um Staubaufwirbelungen und sonstige Belästigungen zu vermeiden, bleibt man jedoch besser unter diesem Höchstwert. Bei der Ermittlung des nutzbaren Querschnitts müssen auch die Förderwagen und Rohre berücksichtigt werden.

Am Schacht wird die Füllortfirste zweckmäßig hochgezogen und ein allmählicher Übergang zum Schacht hergestellt. Dadurch verringert sich die Wettergeschwindigkeit am Schachtanschlag und die Wetter können strömungstechnisch günstiger umgelenkt werden. Eine große Höhe der Firste in Schachtnähe ist aber auch vorteilhaft beim Fördern von Rohren, Schienen usw. und für die Unterbringung einer Seilfahrtbühne.

213. — Festlegung des Höhenplanes. Zwischen dem Anfang der Vollseite und dem Ende der Leerseite ergibt sich ein Höhenunterschied, dessen Größe vom Umfang der Gefälleförderung und der Länge der Gefällestrecken im Füllort abhängt. Der Höhenunterschied läßt sich, wenn man die Gefällestrecken möglichst kurz hält, sie also in der Hauptsache auf die

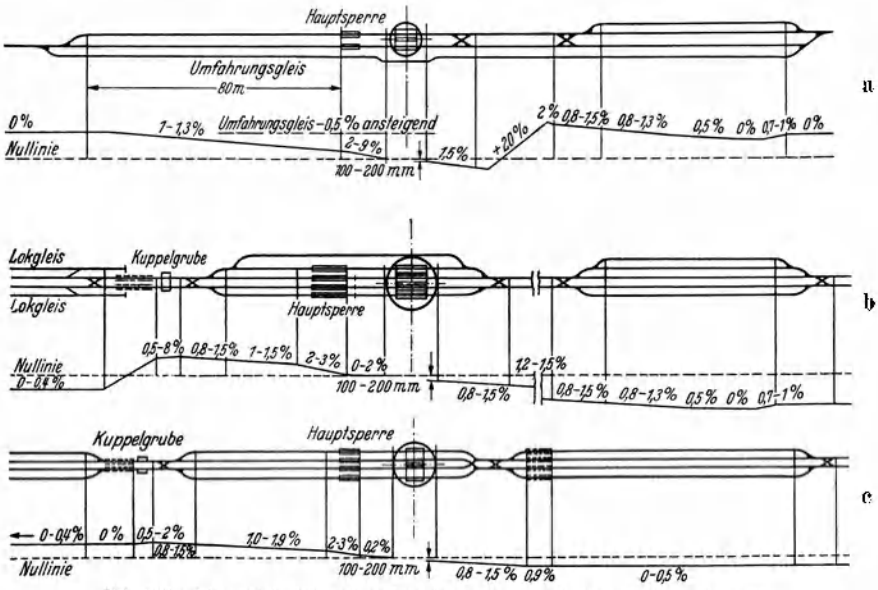


Abb. 389 a bis c. Beispiele von Höhenplänen für verschiedene Gleisanordnungen.

unmittelbare Schachtnähe beschränkt, bei Kleinförderwagen auf 80—90 cm herabdrücken. Bei den leicht laufenden Großförderwagen liegen die Werte noch etwas niedriger. Wird auf der Leerseite mit Gefälleförderung gearbeitet, so ergibt sich je nach ihrer Länge ein Höhenverlust allein auf dieser Seite von 50—80 cm.

Die größte Steigung, die bei Lokomotivförderung tunlichst nicht überschritten wird, beträgt in der Geraden 0,5%, in der Kurve 0,3%. Ob bei diesem Ansteigen der Höhenverlust ausgeglichen werden kann, hängt von der je nach Füllortform verschieden großen Gleislänge ab. Werden maschinelle Füllortfördermittel benutzt, so empfiehlt es sich, zur Verminderung des Höhenverlustes die Gleise in den Aufstellbahnen nicht söhlig, sondern etwas ansteigend zu verlegen.

In der Abb. 389 sind die Gefällewerte und Höhenverhältnisse unter den dargestellten Gleisanordnungen schematisch wiedergegeben. Es ist zu

erkennen, daß der Schachtanschlag gewöhnlich nicht in der gleichen Höhenlage wie der Anfang der Hauptförderstrecke liegen kann. Abb. 389a zeigt den einfachsten Fall einer Gefälleförderung, wobei jedoch auf der Leerseite eine Anhebekettenbahn angeordnet ist. Auf der Vollseite können nach Abb. 389b die Anhebekettenbahnen gleichzeitig als Zubringerkettenbahnen ausgebildet sein. Abb. 389c veranschaulicht Gleisanordnung und Höhenplan bei maschineller Füllortförderung auf der Voll- und Leerseite.

c) Füllortförderung und Schachtbeschickung bei Gestellförderung.

214. — Die Füllortförderung. Allgemeines. Die Füllortförderung kann durch Gefälleförderung oder mit Hilfe maschineller Einrichtungen erfolgen. Bei Gefälleförderung bewirkt die Schwerkraft den Fördervorgang. Ihre Nachteile und die Tatsache, daß zuverlässige und einfache maschinelle Einrichtungen für die Bewegung der Züge und einzelnen Wagen in Füllörtern entwickelt worden sind, haben es mit sich gebracht, daß Füllörter, in denen das Gefälle allein für die Herbeiführung der Bewegungen benutzt wird, immer seltener, im Steinkohlenbergbau überhaupt nicht mehr anzutreffen sind. Das Bestreben geht vielmehr dahin, in Füllörtern die Bewegungen zu mechanisieren und Gefällestrecken lediglich auf kurze Entfernungen in der Nähe des Schachtes zu beschränken.

215. — Die maschinelle Füllortförderung. Zum Vorziehen der Vollzüge wird in der Regel in jedem Aufstellgleis eine Zubringerkettenbahn oder eine ähnliche Vorzieheinrichtung angeordnet. Ist der Wagenstrang sehr lang, sieht man gegebenenfalls mehrere hintereinander geschaltete Kettenbahnen vor. Die Aufstellungsbahnen sind hierbei horizontal oder haben in der Geraden bis etwa 0,3% Steigung, in der Kurve bis etwa 0,3% Gefälle. Bei Verwendung von Häspeln sind etwas längere Beschickungsbahnen anzulegen, da das Vorziehen der Wagen nicht so feinfühlig wie bei den anderen Fördermitteln vorgenommen werden kann.

Das Entkuppeln erfolgt meist dicht hinter der Zubringerkettenbahn, wobei neben oder unter dem Gleis eine Kuppelgrube angelegt wird. Zum Abkuppeln der Wagen muß der Zug gedrückt werden, um die Wagen aneinanderzuschieben. Um dies zu erreichen, kann hinter der Kettenbahn auf eine Entfernung von 2—3 m noch ein Kuppelberg mit 0,5—2% Steigung vorgesehen werden (vgl. Abb. 389c).

Die Bedienung der Weichen kann aus der Kuppelgrube erfolgen. Bei zwei Zubringerbahnen ist es jedoch zweckmäßig, wenn ein Mann nur das Abkuppeln der Wagen besorgt, während die Weichen und auch die Zubringerkettenbahnen durch einen zweiten Mann von einem erhöhten Stellwerk aus bedient werden. Die Bewegung der Förderwagen über die Weichen ist maschinell nicht zu bewerkstelligen, da die Weichen unter den aufgeschobenen Wagen nur schlecht gestellt werden können. Die infolgedessen notwendigen Gefällestrecken werden so kurz wie möglich gehalten. Ihr Gefälle beträgt 1—1,5%, kann aber im Hinblick auf das bevorstehende Halten an der Hauptsperre noch unter 1% liegen.

Der anschließende kurze Abschnitt der Korbbeschickungsbahnen hat im ersten Teil ebenfalls ein Gefälle von 1—1,5%. Er soll, gerechnet von der

Hauptsperre aus, nur so lang sein, daß er die für eine Korbbeschickung notwendigen Wagen und höchstens noch einen weiteren Wagen aufnehmen kann. Während der Korbbeschickung wird sofort wieder das sich leerende Gleis aufgefüllt. Es wird dadurch verhindert, daß die einlaufenden Wagen innerhalb der Beschickungsbahnen zu stark beschleunigt werden.

Für die maschinelle Bewegung der Wagen auf der Leerseite dienen am Anfang der Aufstellgleise eingebaute Schubkettenbahnen (Abb. 389a). Diese bewegen jeden auflaufenden Wagen mit der geringen Geschwindigkeit der Kettenbahnen vor den bereits im Aufstellgleis stehenden Wagenstrang, so daß dieser laufend vorgedrückt wird. Beim Abholen der Leerzüge müssen die Kettenbahnen stillgesetzt werden. Insbesondere ist dies der Fall, wenn mehrere Kettenbahnen hintereinander geschaltet sind. Dieser Nachteil ist jedoch so geringfügig, daß auf der Leerseite möglichst nur durch Vorschubkettenbahnen oder ähnliche Einrichtungen gefördert werden sollte.

216. — Gefälleförderung. Die Gefälleförderung kann zum Fortbewegen ganzer Züge und einzelner Wagen angewendet werden sowie zur Beschickung der Förderkörbe.

Das Förderverfahren hat den Vorteil der Einfachheit und erfordert keine maschinellen Einrichtungen. Nachteilig ist der entstehende Höhenverlust, der wieder ausgeglichen werden muß. Außerdem führt das Aufeinanderstoßen der Förderwagen, insbesondere bei ungefederten Puffern, zu einem starken Verschleiß. Durch das Aufeinanderstoßen kommt es ferner je nach Empfindlichkeit des Haufwerks zu dessen Zerkleinerung und zu Staubentwicklung.

Die Nachteile der Gefälleförderung treten besonders bei starkem Gefälle, langen Gefällestrecken und schwer beladenen Förderwagen in Erscheinung. Eine besondere Schwierigkeit kann eintreten, wenn sich das Gefälle durch Quellen der Sohle nicht genau einhalten läßt.

Einen einfachen Fall der Gefälleförderung veranschaulicht Abb. 389a. Bei einer zweitrümmigen Schachtförderung gehört zu jedem Trum meist ein eigenes Aufstellgleis. Der Wagenstrang, der in diesem Fall von einer besonders starken Hauptsperre gehalten wird, setzt sich durch das Gefälle in Bewegung, wenn die Sperre geöffnet wird. Muß eine Verteilung der Förderwagen von zwei Aufstellgleisen auf vier Trumme erfolgen, so ist am Ende der Aufstellgleise vor den Weichen eine Sperre vorzusehen, die imstande ist, den ganzen Wagenstrang zu halten.

Der bei diesem Verfahren auftretende Höhenverlust läßt sich bei einer Anordnung mit Rangierbuckel verringern oder vermeiden. Hierbei wird der Vollzug durch die Hauptstreckenlokomotive oder durch eine Rangierlokomotive über einen am Ende der söhligen Aufstellgleise gelegenen Rangierbuckel gedrückt. Dort erfolgt das Entkuppeln der Wagen, welche mit Gefälle in die Beschickungsbahnen ablaufen. Das Verfahren hat den Nachteil, daß es die Lokomotive längere Zeit in Anspruch nimmt.

Zur Beschickung der einzelnen Böden des Fördergestells stehen die Wagen im Gefälle in den Beschickungsbahnen und werden durch die Hauptsperre gehalten. Da mindestens die beiden Wagen in der Sperre bereits über einem Gefälle von 2—3% stehen, laufen sie beschleunigt aus der Haupt-

sperre aus, sobald diese geöffnet ist. Die Wagen gelangen durch ihren Schwung über die Förderkorbanschlußbühne auf den Korb, wobei sie die Leerwagen abstoßen.

Die Nachteile der Gefälleförderung werden durch den harten Aufprall der Wagen besonders fühlbar. Außerdem kann man die Geschwindigkeit, mit der die Wagen am Schwingbühnendrehpunkt ankommen, nicht wahlweise ändern und muß bei der Beschickung des obersten Satzes, wenn die Schwingbühne nach oben gerichtet ist, von Hand nachschieben. Für die Beschickung des letzten Satzes ist die Geschwindigkeit dagegen meist zu groß, da die Schwingbühne dann nach unten zeigt.

Auf der Leerseite, zumal wenn die Wagen bei einer nur wenig gefüllten Leerseite stark beschleunigt werden, hat die Gefälleförderung ebenfalls Nachteile. Sie treten besonders bei der Bewegung der schweren Bergewagen in Erscheinung.

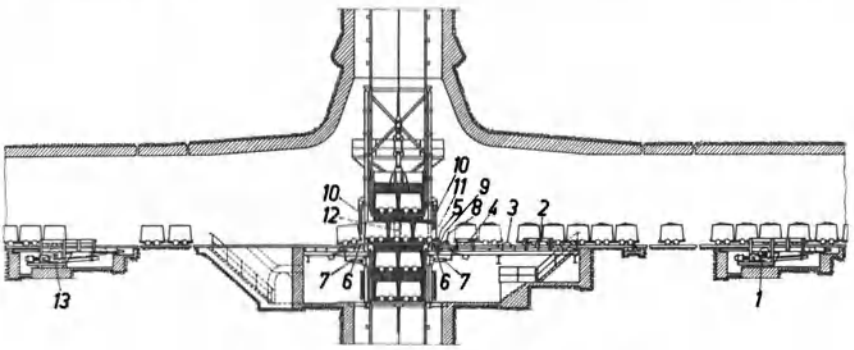


Abb. 390. Maschinelle Füllorteinrichtung.

217. — Die Schachtbeschickung. Die Anordnung einer maschinellen Füllorteinrichtung veranschaulicht Abb. 390.

Um die noch im Zugverband befindlichen Wagen auf die Förderkörbe zu bringen, müssen die Wagen abgekuppelt werden, bevor sie auf die einzelnen Beschickungsbahnen laufen. Sie werden zunächst entweder von einer Hauptsperre- oder einer Hauptbremse *2* aufgehalten. Bei letzterer werden die einzelnen Wagen meist in Verbindung mit Sperren stoßfrei durch Bremsung zur Ruhe gebracht, während bei Hauptsperren die Förderwagen von Nasen festgehalten werden. Das Abteilen der für einen Korbboden vorgesehenen Wagen erfolgt durch besondere Abteilvorrichtungen *3* meist in Verbindung mit der erwähnten Hauptsperre *2*, die aus diesem Grund vielfach Abteilsperre genannt wird. Durch Betätigung der Abteilvorrichtung laufen die aufzuschiebenden Wagen aus der Hauptsperre vor. Das Aufschieben der Wagen geschieht durch Aufschiebevorrichtungen *5*. Damit der Aufschieber am Wagenpuffer angreifen kann, ordnet man gewöhnlich zwischen Hauptsperre und Schacht in einer Entfernung von etwas mehr als zwei Wagenlängen eine weitere Sperre an, die sogenannte Schachtsperre *4*, die gelegentlich mit einer Einlaufbremse zusammen verwendet wird. Zur Beschickung eines Tragbodens wird die Schachtsperre *4* gesenkt und der Aufschieber *5* schiebt

die von der Abteilsperre ablaufenden Wagen bis zur Schwingbühne *6* und über diese auf den Korb. Bei zügigem Betrieb können die abgeteilten und vorlaufenden Wagen sofort vom Aufschieber erfaßt und ohne vorheriges Aufhalten an der Schachtsperre aufgeschoben werden.

Förderwagenbremsen erfordern mehr Raum als Sperren, so daß bei Verwendung von Sperren der Füllortbetrieb übersichtlicher wird. Bei neuen Füllörtern werden daher Bremsen nur noch selten verwendet.

d) Die maschinellen Füllorteinrichtungen.

218. — Kettenbahnen. Die bei söhliger Förderung eingesetzten *Horizontalkettenbahnen* dienen zum Vorziehen ganzer Wagenzüge. Sie werden meist so eingerichtet, daß sie von den Lokomotiven überfahren werden können.

Diese bringen den Zug so weit, daß der erste Wagen vor einem Mitnehmer der Kettenbahn steht, alsdann wird die Lokomotive abgekuppelt und fährt allein zum Leerbahnhof. Ohne Stockung in der Zuführung werden

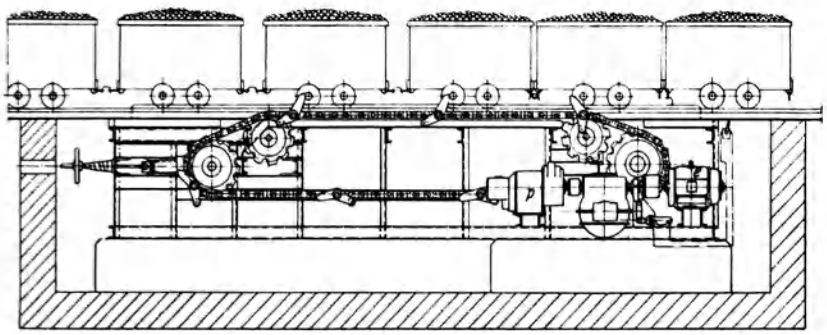


Abb. 391. Horizontalkettenbahn.

dann die vollen Wagen von der Horizontalkettenbahn bis zum Füllort vorgezogen. Die ansteigende Förderung an Füllörtern soll das für den selbsttätigen Wagenumlauf erforderliche Gefälle schaffen. Hierfür sind die *Anhebekettenbahnen* geeignet.

Eine Horizontalkettenbahn von Frölich & Klüpfel zeigt Abb. 391. Sie läßt zwei Motoren erkennen, von denen der eine zur Aushilfe dient und ein Druckluftmotor sein kann. Das Übersetzungsgetriebe ist entweder ein Schnecken- oder Stirnradgetriebe; das Vorgelege besteht aus Zahnrad und Ritzel. Bei größeren Leistungen werden in neuerer Zeit zur leichteren Aufnahme von stoßweisen Beanspruchungen Planeten- und Keilriemengetriebe mit einem Motor angewandt. Zum Spannen der Kette sowie zum Auffangen von Stößen dient eine am Fußpunkt der Kettenbahn angebrachte abgefederte Spannvorrichtung. Die Antriebskette läuft in der Mitte der Bahn. Sie ist mit umklappbaren, vor die Wagenachsen greifenden Mitnehmern versehen, die unterhalb der Kettenbahn besonders geführt werden. An der Spannvorrichtung werden sie durch eine Einlaufkurve in Angriffsstellung gebracht.

219. — Raupenkettenzieher. Neben den im Füllortbetrieb vorwiegend verwendeten Kettenbahnen können zum Bewegen der Wagen auch Raupenkettenzieher benutzt werden, bei denen die Räder eines Förder-

wagens ebenso wie auf Schienen auf zwei angetriebenen Raupenketten stehen. Die Förderwagen werden fortbewegt, indem die Räder durch Reibungsschluß zwischen einer gefederten Druckschiene und der umlaufenden Raupenkette gedreht werden. Die Geschwindigkeit der Raupenkette muß etwa doppelt so groß wie die Fahrgeschwindigkeit des Wagens sein. Mit einem dreiteiligen Raupenkettenzieher können etwa 100 beladene Kleinförderwagen bewegt werden.

Der Vorteil des Raupenkettenziehers liegt in dem völlig stoßfreien Arbeiten und in der Schonung der Förderwagen. Bei unüberwindlichen Hindernissen tritt gleitende Reibung ein. Auch kann der Raupenkettenzieher gleichzeitig als Bremse wirken.

220. — Vorzieher. Für kleinere Leistungen können zum Vorziehen und Drücken von Förderwagen auch die unter dem Namen Vorzieher bekannten Fördereinrichtungen verwendet werden. Für Füllörter kommen nur solche Vorzieher in Betracht, die einen fortlaufenden Fördervorgang ermöglichen. Sie haben allerdings den Nachteil, daß beim Vorziehen kleine Stöße nicht zu vermeiden sind. Der Antrieb erfolgt durch Druckluft, neuerdings auch elektrohydraulisch.

Abb. 392. Vorzieher der Fa. Mönninghoff.

In Abb. 392 ist ein Ausführungsbeispiel der Firma Mönninghoff, Bochum, wiedergegeben. Der Antrieb erfolgt durch zwei Druckluftzylinder. Am vorderen Ende der im Wechselspiel bewegten Kolbenstangen sind klappbare Mitnehmer gelagert, welche bei Kleinförderwagen an den Wagenachsen, bei Großförderwagen an den Ansätzen unterhalb des Wagens angreifen. Die Umkehr der Bewegungsrichtung bewirkt eine durch die Kolben oder die Kolbenstange betätigte Steuerung. Bei der Abstimmung eines Vorziehers auf den zu bewegenden Förderwagen muß der Mitnehmerabstand in der Endstellung etwas größer sein als die Summe von Förderwagenlänge und Kupplungslänge, da die Mitnehmer stets hochklappen müssen, bevor sie angreifen. Dadurch erklärt sich das etwas stoßweise Arbeiten des Vorziehers. Die Zugkraft beträgt je nach Zylinderdurchmesser 1500—3000 kg.

221. — Förderwagensperren. Unter Sperren versteht man allgemein Nasen, die den Förderwagen erfassen und festhalten. Um ein hartes Aufschlagen zu vermeiden, wird die Sperre in der Regel durch Federung oder Luftpufferung nachgiebig geführt.

Durch Federn nachgiebig gemachte Sperren nach Abb. 393 reichen aus, wenn nur wenige, langsam fahrende, leichte Förderwagen angehalten werden müssen. Zur Erzeugung größerer Bremskräfte ist die Luftpufferung vorzuziehen, zumal man hierbei die Stärke der Pufferwirkung leicht verändern kann.

Bei der Luftpufferung steht der über die Kolbenstange mit der Sperre in Verbindung stehende Kolben dauernd unter dem Druck des Druckluftnetzes. Läuft ein Wagen vor die Sperre, so wird die im Zylinder befindliche

Luft zusammengepreßt, um sich anschließend wieder auszudehnen. Oft werden die Sperren bei Ausbleiben der Druckluft durch ein Gewicht, durch einen Stützhebel oder ähnliche Vorrichtungen gesichert. Zur Herabsetzung der Geschwindigkeit kann vor der Sperre eine der in Ziff. 224 beschriebenen Förderwagenbremsen eingebaut sein, welche gleichzeitig mit der Sperre gelöst und geschlossen wird. Man unterscheidet Hauptsperren und Schachtsperren.

222. — Hauptsperren. Da die Hauptsperre nicht nur die Aufgabe hat, den ganzen Wagenstrang aufzuhalten, sondern auch die für einen Korbboden vorgesehenen Wagen abzuteilen, wird sie vielfach Abteilsperre genannt. Beim Freigeben der Sperre laufen die Wagen stets durch Gefälle aus. Es gibt einfache Sperren und Doppelsperren.

Einfache Sperren, die von Hand bedient werden, sind in Füllörtern recht selten. Gebräuchlicher sind einfache Sperren, die von Hand geöffnet

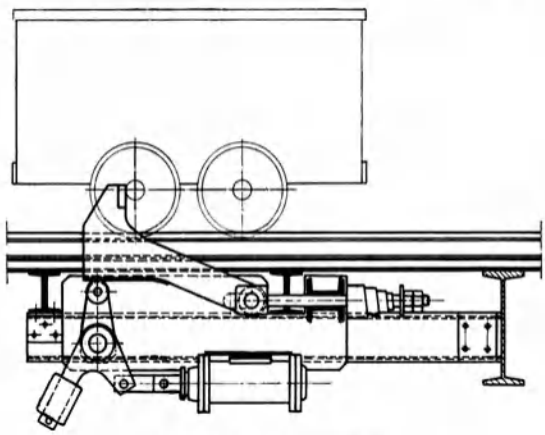


Abb. 393. Förderwagensperre.

werden, sich aber selbsttätig schließen. Das Schließen dieser Sperren erfolgt in der Regel durch einen Schienenkontakt, den der soeben ausgelaufene Wagen betätigt. Hauptsperren dieser Art haben im Vergleich zu den Doppelsperren nur eine geringere Länge.

Die *Doppelsperren*, auch Wechselsperren oder Zuteilschleusen genannt, verfügen über zwei Nasen, die so gekuppelt sind, daß sie nur gegenläufig bewegt werden können. Beim Abteilen aus dem in einer Beschickungsbahn stehenden Wagenstrang wird die vordere Nase gesenkt und gleichzeitig die hintere Nase gehoben. Dadurch laufen die abgeteilten Wagen im Gefälle aus der Sperre und der übrige Wagenstrang bleibt vor der Haltenase wieder stehen. Im Gegensatz zu den einfachen Sperren kann das Vorlaufen des Wagenstranges erst erfolgen, wenn die abgeteilten Wagen die Sperre verlassen haben.

Ein Beispiel für eine Sperre, deren Nasen durch ein besonderes Hebelgestänge wechselseitig bewegt werden, ist die Abteilsperre von Frölich & Klüpfel, deren Wirkungsweise aus Abb. 394 ersichtlich ist. Zur Siche-

rung beim Ausbleiben der Druckluft ist die hintere Nase schwerer gehalten. Beide Sperren sind in einem auf Rollen in einer Führungsbahn beweglichen Bremswagen untergebracht. Die Nachgiebigkeit ist durch Luftpufferung erzielt.

223. — Schachtsperren. Schachtsperren gleichen in ihrer Wirkungsweise den Hauptsperren. Sie sind bei Verwendung von Aufschiebern erforderlich und haben die Aufgabe, die abgeteilten und vorlaufenden Wagen an einer Stelle anzuhalten, an welcher der Aufschieber in Angriffsstellung gebracht werden kann. Um den Aufschiebeweg klein zu halten, sollen die Schachtsperren möglichst dicht am Schacht angeordnet sein. Die Schachtsperren haben nur geringe Bremsarbeit zu leisten. Sie können an den Achsen, an den Rädern und am Puffer angreifen. Für den Fall, daß die Druckluft ausbleibt, müssen besondere Sicherungen vorgesehen sein.

224. — Förderwagenbremsen. Förderwagenbremsen können an Stelle oder in Verbindung mit Sperren verwendet werden. Ihre Aufgabe ist

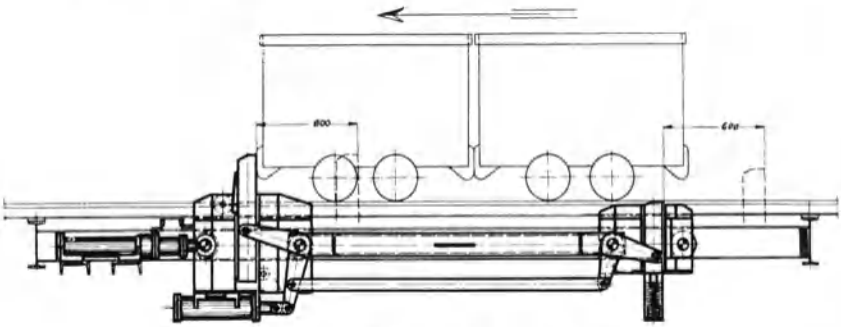


Abb. 394. Abteilsperre der Fa. Frölich & Klüpfel.

es, auf der Vollseite ganze Züge oder auch einzelne Wagen möglichst stoßfrei zur Ruhe zu bringen. Auf der Leerseite sollen sie die hohe Geschwindigkeit der am Schacht vorbeifahrenden Bergewagen vermindern. Um ein stoßfreies Bremsen zu erzielen, muß der Bremsweg möglichst groß sein.

Man unterscheidet *Druckluftbremsen, Gewichtsbremsen* und *Federbremsen*, je nachdem Druckluft, ein Gewicht oder eine Feder zum Schließen der Bremse benutzt werden. Die Druckluftbremsen sind die weitaus häufigsten, aber auch die übrigen Bremsen werden in der Regel durch Druckluft gelöst.

Eine Druckluftbremse der Firma Hemscheidt zeigt Abb. 395. Die vordere Ringfläche des Kolbens steht in der Regel unter Druckluft, so daß die Bremsbalken über Bremshebel und Zugstange gesenkt sind. Zum Lösen der Bremse gibt man Druckluft auf die hintere Kolbenfläche, so daß sich der Kolben bewegt und den Förderwagen frei gibt.

Die Bremsen können je nach Ausführung an den Laufkränzen, an den Stirnflächen der Räder und am Wagenkasten angreifen.

Bremsen, die an den Laufkränzen angreifen, haben den Vorteil, daß sie gleichzeitig ein Entgleisen der Wagen verhindern, jedoch eine Abnutzung der Laufkränze herbeiführen. Diesen Nachteil vermeiden Bremsen, die an

den Stirnflächen der Räder angreifen. Besonders bei Großförderwagen hat sich diese Bauart bewährt. Nachteilig ist die doppelte Zahl der Bremsbalken und die größere Zahl der beweglichen Teile.

Alle Bremsen, die an den Rädern angreifen, haben den Nachteil, daß beim Bremsen Achsen, Lager, Radsatz und seine Verbindung mit dem Wagenkasten nicht unerheblich beansprucht werden. Dies ist in besonderem Maße der Fall, wenn weitere Wagen auf den in der Bremse gehaltenen Wagen stoßen.

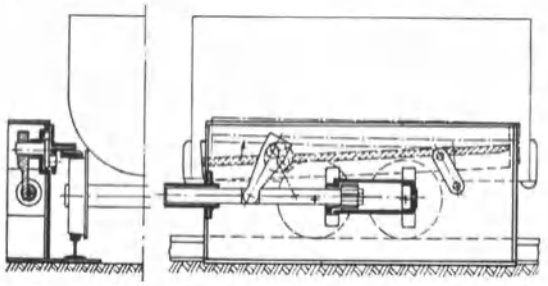


Abb. 395. Druckluftbetätigte Förderwagenbremse der Fa. Hemscheidt.

Bei Großförderwagen werden in der Regel Bremsen verwendet, die am Wagenkasten, der mit besonderen Bremsflächen ausgerüstet ist, angreifen. Sehr vorteilhaft ist der große Bremsweg, welcher sich aus der Länge des Bremsbalkens und Wagenlänge ergibt und mehr als 6 m betragen kann. Durch das Bremsen tritt infolge geringer Flächenpressung nur ein unbedeutender Verschleiß ein.

Eine besondere Gruppe bilden die Geschwindigkeitsbremsen, welche nur die Geschwindigkeit zu schnell laufender Wagen, z. B. Bergewagen, herabsetzen, aber langsame Wagen ungebremst durchlassen sollen.

225. — Aufschiebevorrichtungen. Aufschiebevorrichtungen können durch Druckluft oder Elektrizität betrieben werden.

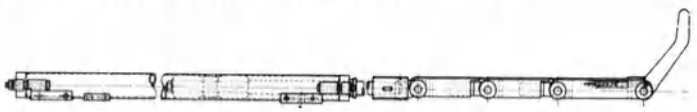


Abb. 396. Druckluftaufschieber.

Druckluftaufschieber (Abb. 396) haben einen langen Zylinder, dessen Kolbenstange an ihrem Ende einen umklappbaren und durch eine Feder in aufrechter Stellung gehaltenen Stößel trägt. Dieser muß dicht an den Korb herangeführt werden können. Bei Verwendung von Schwingbühnen wird deshalb die Führungsbahn bis über die Schwingbühne verlängert. Damit der Stößel auf die geneigte Schwingbühne fahren kann, ist zwischen Stößel und Kolbenstange ein aus mehreren Gliedern bestehender Kletterschlitten vorhanden. Der Stößel muß nach Beendigung des Rückhubes wieder selbsttätig hochklappen.

Die Hublänge eines Aufschiebers ergibt sich aus der Länge der aufzuschiebenden Wagen, dem Abstand zwischen Schachtsperre und Korb und

dem Abstand des in der hintersten Stellung befindlichen Stößels vom Förderwagen. Wenn zwei Förderwagen aufgeschoben werden sollen, kann die Hublänge bis zu 6 m betragen. Der Druckluftverbrauch eines Aufschiebers beträgt bei einer Schachtförderleistung von 240 Wagen/Stunde bei zwei hintereinander auf dem Korb stehenden Kleinförderwagen etwa 30 m^3 a. L./Stunde.

Die *elektrischen Aufschiebevorrichtungen* besitzen einen ständig laufenden Kurzschlußläufermotor, der über ein Getriebe ein Reibritzel dreht, das sich zwischen zwei Reibkränzen befindet. Wird einer der Reibkränze durch Handhebel oder durch Druckluftsteuerung gegen das Ritzel gepreßt, so dreht sich eine Seiltrommel und wirkt über zwei Seile auf Einstoßwagen und Aufschiebestößel. Elektroaufschieber haben den Vorteil, daß sie besonders weich arbeiten. Da die Höchstdrehzahl des Motors festliegt, können keine Beschädigungen auftreten. Durch den elektrischen Antrieb wird eine Energieersparnis erzielt. Auch können elektrische Aufschiebevorrichtungen nicht einfrieren und werden daher auf der Hängebank vielfach bevorzugt. Druckluftaufschieber sind demgegenüber billiger in der Anschaffung. Sie beanspruchen wenig Platz und lassen sich zwischen den Hauptsperren unterbringen, so daß diese näher an den Schacht herangelegt werden können.

Abb. 397. Schwingbühne der Fa. Hauhinco.

226. — Schwingbühnen. Die Schwingbühnen, die auch als Schwenkbühnen oder Förderkorbanschlußbühnen bezeichnet werden, haben die Aufgabe, einen Ausgleich zwischen der Füllortsohle und dem nicht genau auf gleicher Höhe stehenden Korbboden herbeizuführen. Ein solcher Höhenunterschied entsteht durch eine bleibende Seillängung, durch eine durch die Belastung verursachte elastische Seildehnung und durch Ungenauigkeiten beim Vorsetzen des Korbes. Schließlich braucht bei Verwendung von Anschlußbühnen die Beruhigung etwaiger Seilschwingungen für die Beschickung nicht abgewartet zu werden.

Eine Schwingbühne (Abb. 397) besteht aus einem um eine Achse schwenkbaren Gleisstück mit Plattenbelag. Am vorderen Ende der Schienen sind Klappzungen angebracht, die notfalls vom niedergehenden Fördergestell erfaßt und dann heruntergeklappt werden können. Die Schwingbühnen können zum Gewichtsausgleich Gegengewichte tragen, die zweckmäßig in Verlängerung der Schienen angebracht werden. Die zu jedem Trum gehörigen Schwingbühnen werden gesondert durch Druckluft betätigt. Hartes Aufschlagen beim Auflegen der Schwingbühnen vermeidet man durch Luftpuffer.

Die meisten Schwingbühnen sind heute in ihrer oberen Ruhelage feststellbar eingerichtet und können dadurch als zusätzliche Schachtsicherung dienen. Die tiefste und höchste Stellung wird bestimmt durch die größte Neigung und durch die Forderung, daß die Klappzungen noch 3 cm aufliegen müssen.

Die Bühnen haben eine Länge von 1,20—2,50 m. Je größer der auszugleichende Höhenunterschied ist, desto längere Schwingbühnen sind nötig, die dann allerdings die für das Aufschieben erforderliche Zeit etwas verlängern. Aus diesem Grunde verteilt man zuweilen den Höhenausgleich auf das Füllort und die Hängebank, indem man an beiden Stellen halblange Schwingbühnen einbaut. Bei Großförderwagen ist allerdings die Verwendung langer Schwingbühnen in jedem Falle vorzuziehen.

227. — Schachttore. Als Schachtverschlüsse werden an Hauptschächten fast ausschließlich Schiebetore verwendet, die meist durch Druckluft bewegt werden. Dadurch wird der Anschläger entlastet und ist weniger gefährdet. Außerdem können die Tore auf der Ablaufseite gleich-

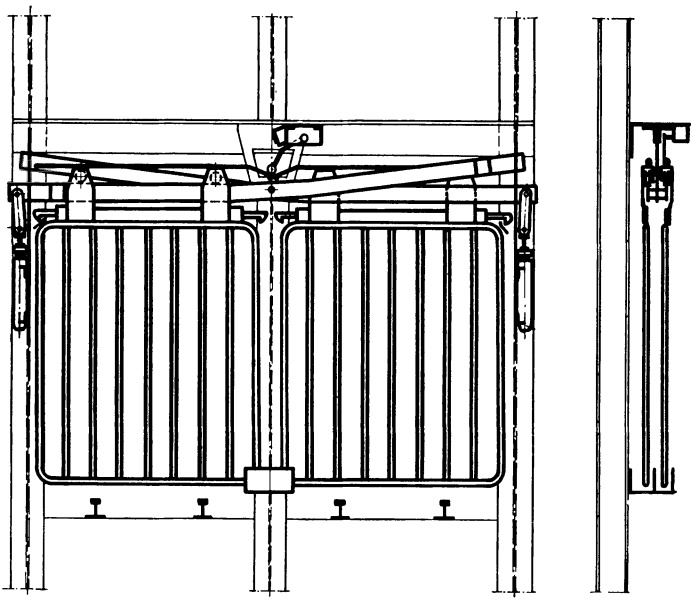


Abb. 398. Schachttor der Fa. Frölich & Klüpfel.

zeitig mit denen auf der Aufschiebeseite geöffnet oder geschlossen werden. Schließlich ergibt sich die Möglichkeit, die Tore zu sperren, solange sich das Gestell nicht am Anschlag befindet.

Die Schachttore können auf horizontaler Bahn direkt durch Druckluftzylinder bewegt werden, oder die Bewegung erfolgt mit Gefälle auf einer durch einen Druckluftzylinder schräggestellten Laufschiene. Ein Beispiel zeigt Abb. 398, die ein Schachttor von Frölich & Klüpfel, Wuppertal, wiedergibt. Diese Ausführung hat den Vorteil, daß durch im Betätigungszylinder vorgesehene Pufferungen ein hartes Aufschlagen der Tore bei Erreichen der Endstellung vermieden wird.

228. — Steuerung der Schachtbeschickungseinrichtung. Bei der Produktenförderung müssen der Reihe nach folgende Einrichtungen betätigt werden: Schachttore, Schwingbühnen, Schachtsperre, Aufschieber, Abteilsperre. Von diesen werden Schwingbühnen, Schachtsperre und Auf-

schieber gewöhnlich mit einem einzigen Bedienungshebel betätigt. Es soll jedoch beim Aufschieben die Schachtsperre gegenüber den Schwingbühnen und der Aufschieber gegenüber der Schachtsperre etwas nacheilen. Nach dem Aufschieben muß die Schachtsperre möglichst zeitig wieder geschlossen werden.

Die Schachttore bleiben beim Umsetzen geöffnet und erhalten daher einen eigenen Bedienungshebel. Auch die Abteilsperre wird gewöhnlich getrennt von den anderen Einrichtungen bedient. Bei Seilfahrt brauchen nur die Schachttore und die Schwingbühnen betätigt zu werden. Während die ersteren ohnehin ein eigenes Ventil haben, muß die Bedienung der Schwingbühnen in diesem Fall von der des Aufschiebers und der Schachtsperre getrennt werden. Manchmal ist es erwünscht, auch die Schachtsperre gesondert bedienen zu können, wenn z. B. ein einzelner Wagen von Hand auf oder durch den Korb geschoben werden soll.

Zur Betätigung der Schachtbeschickungseinrichtung dienen in Griffhöhe angebrachte Ventile. Die zusammengehörigen Einrichtungen können aber auch durch einen auf der Sohle verlagerten Steuerhebel bedient werden. Wird der Steuerhebel in Richtung zum Schacht bewegt, so betätigt man nacheinander Schwingbühne, Schachtsperre und Aufschieber. Bei Seilfahrt wird die Bedienung der Schachtsperre und des Aufschiebers durch einen eingesteckten Stift unmöglich gemacht. Es gibt auch Schachtbeschickungseinrichtungen, bei denen die Schachtsperre durch ein besonderes Ventil selbsttätig geschlossen wird, sobald sich der Aufschieber in seiner vordersten Stellung befindet.

Für eine zweitrümmige Förderung wird die Steuerungsanlage zweckmäßig auf nur einer Seite, bei viertrümmiger Förderung auf den beiden Außenseiten eingebaut. Der Anschläger kann sich dadurch neben dem Schacht aufhalten.

229. — Besondere Sicherheitseinrichtungen. Um eine Betätigung der Schwingbühnen, der Schachtsperre, des Aufschiebers und der Schachttore zu verhindern, solange sich der Korb nicht am Anschlag befindet, werden besondere Sicherheitseinrichtungen benutzt[1]. Häufig dienen zu diesem Zweck durch Druckluft gesteuerte *Sicherheitssperrventile*, deren Auslösung durch den Förderkorb erfolgt.

Durch einen Hebel, der in die Bahn des Förderkorbes hineinragt und den der Korb bei seiner Einfahrt zurückdrückt, wird die Öffnung des Schachttores und anschließend die Betätigung der übrigen Einrichtungen bewirkt.

Da solche Einrichtungen einem starken Verschleiß unterliegen und nicht an Zwischenanschlägen verwendet werden können, ist es vorteilhafter, *Förderkorbtaster* zu verwenden. Diese klappen lediglich bei Betätigung der Beschickungseinrichtung vor und ermöglichen eine Beschickung nur dann, wenn sie an dem im Anschlag stehenden Korb anliegen.

Die Maschinenfabrik Frölich & Klüpfel und andere Firmen verwenden zur Sicherung des Schachtes eine *elektrische Aufschiebesperreinrichtung*. Diese wird durch den Steuer- und Bremshebel und ferner durch den Teufenzeiger der Fördermaschine, an denen Kontakte angebracht sind, bedient. Erst wenn der Förderkorb am Anschlag steht, wird das Luftzuführungsventil zum Aufschieber durch einen Hubmagneten freigegeben.

230. — Trägerkonstruktion und Schachtstuhl. Alle Teile der Schachtbeschickungseinrichtungen sind auf einer Trägerkonstruktion befestigt. Die An-

[1] Vgl. H. ZIMMERMANN: Neuzeitliche Sicherheitseinrichtungen für die Förderkorbbeschickung. Glückauf 1950 S. 625.

wendung von Längsträgern hat den Vorteil, daß die Beschickungseinrichtung nicht so leicht durch etwaige Auswirkungen des Gebirgsdruckes in Mitleidenschaft gezogen wird. Außerdem läßt sie sich schon über Tage auf den Längsträgern anbringen.

Abb. 399 zeigt eine Trägerkonstruktion der Maschinenfabrik Hemscheidt, bei der die Beschickungseinrichtungen auf Querträgern gelagert sind. Diese Bauart hat den Vorteil, daß eine vorherige Bearbeitung durch die Lieferfirma nicht notwendig ist.

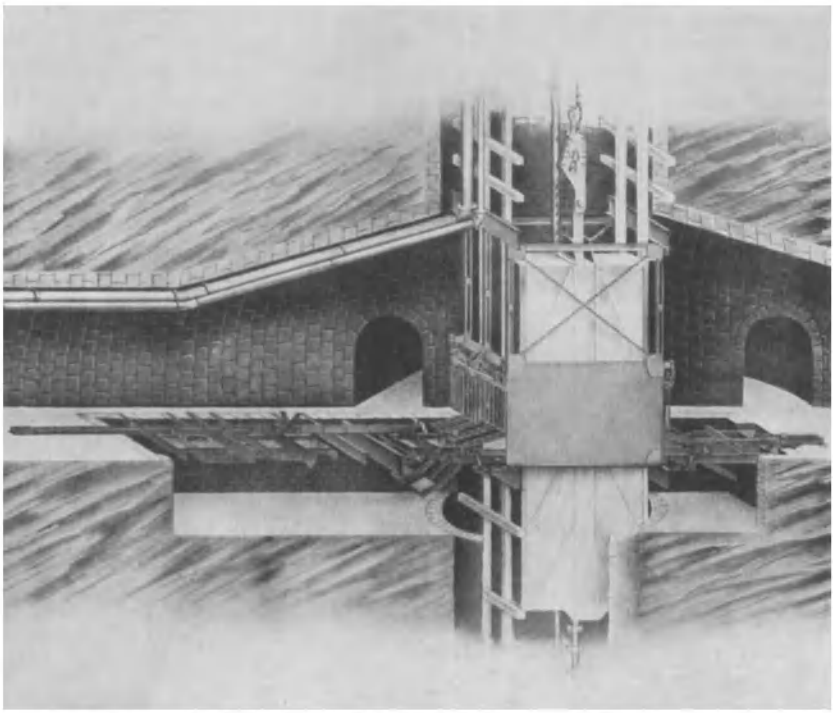


Abb. 399. Trägerkonstruktion und Schachtstuhl in einer Ausführung der Fa. Hemscheidt.

Alle Auflager sind zweckmäßig so anzulegen, daß sie nachgiebig und jederzeit leicht zugänglich sind, um möglichen Verschiebungen der Füllortbühne bei Gebirgsbewegungen begegnen zu können. Ferner ist es zur leichten Zugänglichkeit bei Maschinenreparaturen erforderlich, daß die Schachtbeschickungseinrichtungen unterkellert sind. Vielfach dient der Keller auch als zusätzliche Seilfahrtbühne zur Verkürzung der Seilfahrtdauer. Aus Abb. 399 geht auch die Anordnung des Schachtstuhles hervor. Unter diesem Namen werden die am Füllort erforderlichen Schachteinbauten mit ihrer Verlagerung zusammengefaßt.

e) Füllörter bei Gefäßförderung.

231. — Gesichtspunkte für die Anlage von Füllörtern bei Gefäßförderung. Die Gefäßförderung benötigt weniger umfangreiche Füllortanlagen als die Gestellförderung. Meist genügt eine Streckenerweiterung für die Kippstelle und der Ausbruch für die Fülltaschen. Auch ist die Gefäßförderung in der Wahl der Förderwagen unabhängig von der Schachtscheibe. Gleise für Berge und Material sind auf der Leerseite nicht erforderlich, wodurch sich eine recht geringe Füllortbreite ergibt.

Die maschinelle Einrichtung ist einfach und nur auf einen kleinen Abschnitt beschränkt. An Maschinen sind erforderlich: eine Vorziehkettenbahn, die die vollen Züge übernimmt, ein Wipper zur Entleerung der Wagen, ein Aufschieber, der die Wagen in den Wipper einschiebt, eine Kettenbahn zur Zusammenstellung der Züge hinter dem Wipper und Fülltaschen zur Aufnahme der Gefäßfüllungen.

Füllörter für Gefäßfördereinrichtungen können grundsätzlich die gleiche Form wie bei Gestellförderung haben. Durch die verschiedenen Möglichkeiten in der Aufstellung des Wippers ergibt sich eine weitgehende Freiheit in der Füllortplanung. Zum Ausgleich von Schwankungen in der Strecken- oder Schachtförderung muß eine gewisse Speicherung möglich sein, die durch Bunker oder in Förderwagen erfolgen kann. Die Bunkerung vermeidet Bindung einer größeren Anzahl von Förderwagen im Füllort; anderseits verursacht sie eine Zerkleinerung des Haufwerks. Während dieser Umstand bei Kohle noch eine gewisse Rolle spielt, ist eine Zerkleinerung bei Salz, Kali oder Erz vielfach sogar erwünscht. Da zudem im Steinkohlenbergbau ein Bunker in Schachtnähe nur schwierig aufzufahren und zu unterhalten wäre, werden hier nur Förderwagen zu einer Speicherung benutzt. In den übrigen Bergbauzweigen wird die Speicherung durch Bunker bevorzugt, zumal hier die Unterhaltungskosten des Bunkers in der Regel gering sind.

232. — Füllortförderung. Die Bewegung der Förderwagen bis in die Nähe des Wippers kann auf gleiche Weise wie bei Gestellförderung erfolgen. Zweckmäßig erhält jeder Wipper sein eigenes Aufstellgleis. Das Abteilen der Förderwagen vor dem Aufschieben in den Wipper geschieht meist durch gewöhnliche Abteilsperren im Gefälle. Werden jedoch die Wagen auf der Vollseite durch eine Kettenbahn vorgezogen, so schiebt die Kettenbahn die für eine Wipperbeschickung notwendigen Wagen auf das über dem Aufschieber befindliche Gleis. Sobald der letzte Wagen vom Aufschieberstößel erfaßt werden kann, betätigt der erste Radsatz des ersten Wagens einen Schienenkontakt, der die Kettenbahn stillsetzt. Sie läuft erst wieder an, wenn der Aufschieber erneut betätigt wird.

Man verlegt das Gleis vor und im Wipper mit einem Ansteigen von 3%. Es genügt dann, die Wipper nur mit einer leichten, gefederten Rücklaufsperre auszurüsten. Sie hält beim Zurückziehen des Aufschiebers den Wagen in der gewünschten Stellung fest. Soll der Förderwagen gewogen werden, so wird er zunächst auf eine mit einer Rücklaufsperre ausgerüsteten Waage gedrückt. Sobald die Leerwagen den Wipper verlassen haben, gelangen sie auf eine Gefällestrecke, auf der sie bis zur Leerseite ablaufen.

Nach Möglichkeit sollte auf der Leerseite eine Förderung mit Vorschubkettenbahnen angewandt werden. Sind keine Weichen vorhanden und reicht der Platz aus, so kann die Schubkettenbahn der Leerseite bereits 2 m hinter dem Wipper beginnen. In anderen Fällen, insbesondere, wenn am Schacht vorbeigefahren werden muß, ist der Gefälleablauf etwas länger.

Bei geeigneter Anordnung, wie sie die Abb. 400 zeigt, braucht beim kurzen Ablauf der Förderwagen aus dem Wipper nur ein geringer Höhenverlust zu entstehen. Aber auch unter weniger günstigen Bedingungen ist der Höhenverlust bei einer Wipperbeschickung bei weitem nicht so groß

wie bei Gestellförderung. Wird die Kohle durch Bänder zugeführt, so muß die Schachtförderung für die Spitzenleistung ausgelegt sein, da ein größerer Puffer fehlt. Außerdem hat sich die Schachtförderung in ihrer Arbeitsweise genau der Kohlenzufuhr anzupassen. Beide Nachteile fallen fort, wenn neben der Bandförderung gleichzeitig Wagenförderung angewandt wird. Eine Zufuhr mit Bändern kommt z. Z. nur bei geringen Entfernungen, z. B. beim Abbau des Schachtsicherheitspfeilers, in Betracht.

233. — Fülltaschen. Für jedes Fördertrum muß eine besondere Fülltasche vorhanden sein. Sie hat die Aufgabe, eine Gefäßnutzlast zur Füllung bereit zu halten und gestattet durch geeignete Neigung ein selbsttätiges Auslaufen des Haufwerks.

Ist der Wipper unmittelbar über den Fülltaschen angeordnet, so befindet sich am Eingang der Fülltaschen eine druckluftbetätigte Verteilerklappe, die die jeweils gefüllte oder gerade bei der Entleerung befindliche

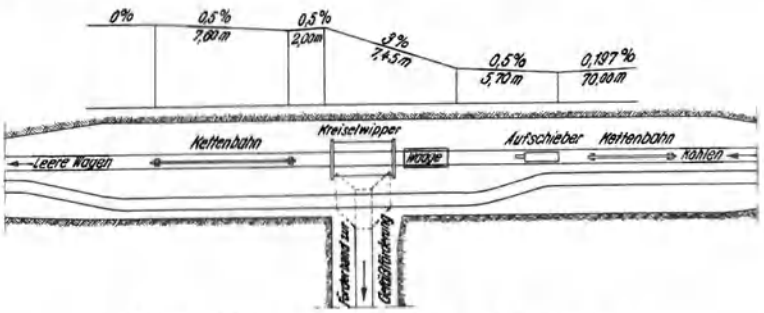


Abb. 400. Gleisanordnung und Höhenplan eines Gefäßfüllortes.

Tasche abdeckt und die Füllung der anderen Tasche ermöglicht. Bei Zufuhr durch Schleppförderer oder Bänder tritt an die Stelle der Verteilerklappe ein horizontalbeweglicher Verteilerschieber.

Bei Gefäßförderanlagen für Kohle werden in die Fülltaschen Kohlenschoneinrichtungen eingebaut. Meist bestehen sie aus einer den Querschnitt der Fülltasche ausfüllenden Absenkplatte, die mit Hilfe einer endlosen Kette in einer an der oberen Außenseite der Fülltasche angeordneten Führung bewegt wird. Der Absenker wird durch den Wipper gesteuert und bewegt sich in so viel Stufen abwärts, wie Wipperdrehungen zu einer Gefäßfüllung notwendig sind. Der Kohlenspiegel wird hierbei in gleicher Höhe gehalten. Nach der letzten Umdrehung des Wippers fährt der Absenker in seine Endstellung und gibt dadurch den Fülltaschenquerschnitt frei, so daß die abgemessene Nutzlast vor den Meßtaschenverschluß rutschen kann. Wird die Kohle durch Bänder zugeführt oder ist zwischen Wipper und Fülltasche ein Schleppkettenförderer geschaltet, so erfolgt die Steuerung des Absenkers durch eine Steuerfahne, welche immer dann anspricht, wenn sich am Eingang der Fülltasche ein kleiner Kohlenberg gebildet hat.

234. — Verhütung der Staubentwicklung. In Füllanlagen von Gefäßfördereinrichtungen tritt eine Staubentwicklung vor allem beim Entleeren der Förderwagen und beim Füllen des Gefäßes auf. Um zu verhindern, daß der Staub in das Füllort dringt, muß der Wipper und der Raum zwischen Wipper und Fülltaschen

abgekleidet werden. Außerdem sind die Fülltaschen und der Übergang zwischen diesen und den Gefäßen abzudichten[1].

Alle Abdichtungen sind in ihrer Wirkung jedoch unvollkommen, solange in den abzudichtenden Räumen ein Überdruck auftreten kann, was insbesondere während der Füllung der Fall ist. Man kann ihn durch eine Umführungsleitung, die das Gefäß mit dem oberen Teil der Fülltasche verbindet, weitgehend verhindern.

Ob die genannten Maßnahmen ausreichen, hängt sehr von der Beschaffenheit des Haufwerkes ab. In schwierigen Fällen, besonders bei Steinkohle, kann vielfach nur eine Entstaubungsanlage helfen.

235. — Anordnung der Füllanlage. Bei eintrümmiger und zweitrümmiger Gefäßförderung können die Fülltaschen in Richtung der längsten Trumachse oder auch seitlich des Schachtes liegen. Bei mehr als zweitrümmiger Förderung müssen dagegen die Fülltaschen in Richtung der längsten Trumachse angeordnet werden, da sonst die innen liegenden Gefäße nicht beschickt werden können.

Die zur Füllanlage gehörigen Kreiselwipper liegen in der Nähe des Schachtes zur Ermöglichung des Durchschiebebetriebes meist parallel zur längsten Trumachse. Auch besteht die Möglichkeit, den Wipper in beliebiger Richtung weiter vom Schacht entfernt aufzustellen. Man wird von ihr z. B. dann Gebrauch machen, wenn wegen schlechter Gebirgsverhältnisse oder um einen Wetterkurzschluß zu vermeiden, die Füllanlage nicht in der Nähe des Schachtes liegt.

Für die Aufstellung des Wippers sind aber noch einige weitere Gesichtspunkte zu berücksichtigen. Beträgt der Gefäßinhalt genau ein Vielfaches vom Inhalt des Förderwagens, so kann der Wipper über den Fülltaschen aufgestellt werden. Steht der Wageninhalt nicht in einem geeigneten Verhältnis zum Gefäßinhalt, so muß zwischen Wipper und Fülltaschen ein Schleppkettenförderer eingeschaltet werden (Abb. 401), der einen Ausgleich ermöglicht. Wird ein derartiger Förderer verwendet, ist man in der Aufstellung des Wippers ungebunden.

Anzahl und Art der notwendigen Wipper ergeben sich aus einem Vergleich des Zeitaufwandes für das Treiben und die Beschickungspause mit der für das Aufschieben und Entleeren erforderlichen Zeit[2]. Die Zeit für ein Wipperspiel setzt sich aus der Dauer einer Wipperdrehung, der Dauer des Aufschiebevorganges und den zwischen beiden entstehenden Pausen zusammen. Der genaue Zeitwert der Wipperdrehung ergibt sich aus der Forderung, daß die Umfangsgeschwindigkeit 1 m/sek nicht überschreiten soll. Zum Stürzen der Wagen stehen je nach Förderleistung und Wagengröße Einwagen- oder Mehrwagenwipper zur Verfügung. Bei Großförderwagen wird man gewöhnlich mit einem einzigen Wipper auskommen. Für Kleinförderwagen werden jedoch meistens 2 Wipper erforderlich sein.

236. — Bedienungseinrichtungen und Verriegelungen. Die Füllanlage wird von dem in der Nähe des Wippers untergebrachten Steuerstand durch nur einen Mann bedient (s. Abb. 401). Aufschieber und Wipper werden von Hand oder automatisch gesteuert. Die Umstellklappe wird automatisch umgelegt, wenn

[1] Vgl. H. Klages: Verhütung der Staubentwicklung in den Füllanlagen von Gefäßfördereinrichtungen. Glückauf 1949 S. 234.

[2] Klages, H.: Die Berechnung von Wipperanlagen zur Abmessung der Nutzlast bei Gefäßförderungen. Glückauf 1948 S. 186.

der Absenker der gefüllten Tasche in der unteren, der Absenker der leeren Tasche in der obersten Stellung steht. Die Aufwärtsfahrt beginnt, sobald der zugehörige Fülltaschenverschluß, der von dem Bedienungsmann durch einen Hebel betätigt wird, geschlossen ist.

Zur Vermeidung von Störungen sind eine Reihe von Verriegelungen eingebaut. So läßt sich der Aufschieber nur betätigen, wenn der Wipper zur Aufnahme bereit ist. Eine Wipperbedienung ist nicht möglich, wenn beide Fülltaschen ganz gefüllt sind oder wenn der Bunkerverschluß der zu beschickenden Tasche geöffnet ist.

Auch eine vollautomatische Steuerung ist möglich, von der bereits mehrfach Gebrauch gemacht worden ist.

Zur Überwachung des regelmäßigen Ablaufs der Vorgänge dient ein gegenüber dem Steuerstand angebrachtes Leuchtschild, das die Stellung der Umstellklappe, den Fortgang der Meßtaschenfüllung, das Öffnen und Schließen der Fülltaschenverschlüsse sowie die Ankunft und Fahrtrichtung der Fördergefäße anzeigt.

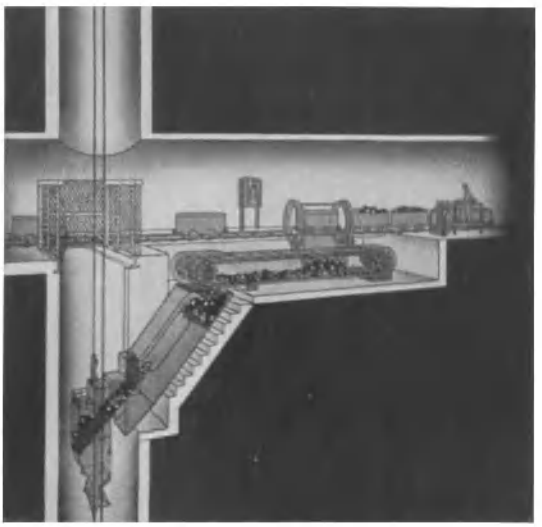


Abb. 401. Füllanlage bei Gefäßförderung.

f) Die Hängebank.

237. — Die Hängebank. Allgemeines. Die Hängebank hat die Aufgabe, die von den Förderkörben ablaufenden vollen Wagen den Wippern und die leeren Wagen sowie Holz- und Materialwagen auf möglichst einfachem und kurzem Wege der Aufschiebeseite des Schachtes zuzuführen. Außerdem muß für die Weiterbeförderung der zum Kesselhaus und Bergehalde laufenden Wagen und für das Einschalten der Versatz-, Holz- und Materialwagen in die der Auflaufseite zuzuführenden leeren Wagen gesorgt werden. Es müssen daher genügend Aufstellgleise vorhanden sein.

Auf der Hängebank werden die Wagen durch Wipper auf Siebe entleert. In der Regel ist für jedes Leseband ein besonderer Wipper erforderlich. Ihre Stellung ist daher von der Lage der Lesebänder abhängig. Ferner ist ein Wipper zum Reinigen und Schmieren der Wagen und ein Reservewipper vorzusehen.

Die Notwendigkeit, eine genügende Höhe zur Stückkohlenverladung und zum Haldensturz zur Verfügung zu haben, hat dazu geführt, daß die

gewöhnliche Förderhängebank bei der Verwendung von Kleinförderwagen etwa 10—12 m, bei Großförderwagen etwa 16—17 m oberhalb der Rasenhängebank gelegt wird. Großförderwagen benötigen eine größere Höhe, weil die Wipper größere Abmessungen haben. Auch muß wegen des großen Wageninhalts die Kohlenmenge mittels einer Verteilungsschurre auf zwei Siebe und damit auf zwei Lesebänder verteilt werden.

Neben der Hochhängebank wird in einzelnen Fällen die Rasenhängebank als Förderhängebank (s. Ziff. 240) eingerichtet.

238. — **Die maschinellen Einrichtungen der Hängebank** sind grundsätzlich die gleichen wie im Füllort. Um die Übersicht zu erhöhen, werden

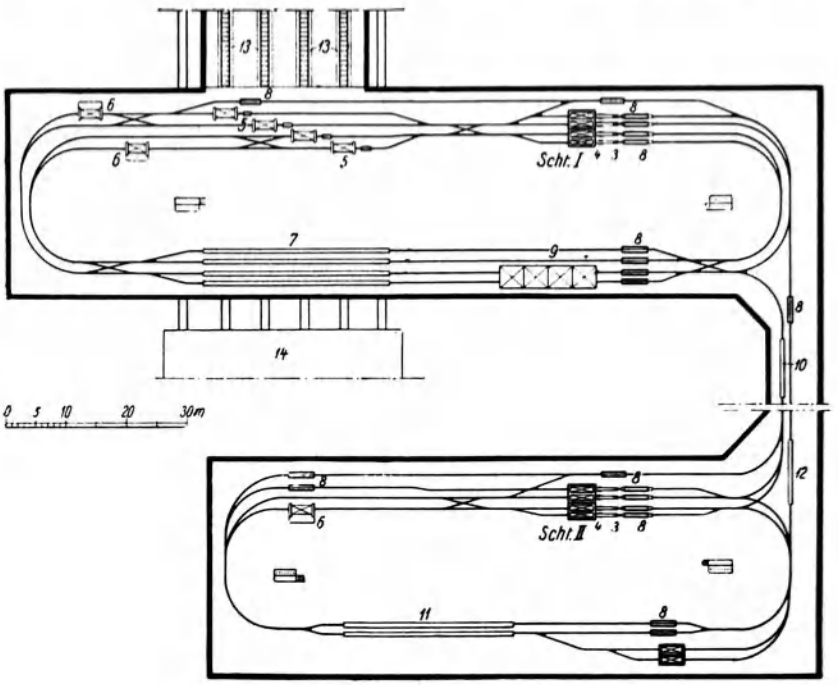


Abb. 402. Wagenumlauf einer Großförderanlage.

bei Neuanlagen Förderwagensperren den Förderwagenbremsen vorgezogen. Es werden nur Anhebekettenbahnen verwendet, da ein Gefälle notwendig ist, um die vollen Wagen auf die Wipper laufen zu lassen. Die Nachteile der Gefälleförderung treten auf der Hängebank nicht so stark in Erscheinung, da die vollen Wagen nicht aufeinanderstoßen und die Leerwagen durch kürzere Bemessung der Anlauflänge geschont werden können. Die Weichen werden von zentral angeordneten Stellwerken mit Hilfe kleiner Druckluftzylinder betätigt.

Auf kleineren Gruben, z. B. im Erzbergbau, werden die Wagen vielfach von Hand abgezogen und aufgeschoben.

239. — Beispiel für eine Hochhängebank mit Wagenumlauf. In Abb. 402 ist der Wagenumlauf einer Hängebank für eine tägliche Förderung von etwa 12—15000 t mit Großraumwagen dargestellt. In jedem der Schächte sind zwei

Fördereinrichtungen für Gestellförderung vorgesehen. Die Fördergestelle haben drei Böden, von denen jeder einen Großraumförderwagen von 3500 l Inhalt aufnimmt. Schacht I dient als Hauptförderschacht, Schacht II als Reserveschacht und zum Einhängen von Holz, Bergen und Material. Die im Schacht I geförderten Vollwagen werden mittels Aufschiebevorrichtungen *3* vom Förderkorb abgestoßen und dabei gleichzeitig die leeren Wagen aufgeschoben. Die Vollwagen rollen mit Eigengefälle den automatischen Wippern *5* zu, in welchen das Fördergut entleert wird und auf die Lesebänder *13* gelangt. Die aus den Wippern selbsttätig auslaufenden Leerwagen werden gegebenenfalls in Reinigungswippern *6* gereinigt und geschmiert und laufen vier Kettenbahnen *7* zu, durch die sie gehoben und weiterbefördert werden. Von Druckluftbremsen *8* werden die ablaufenden Wagen aufgefangen und gelangen nacheinander zur Aufstellung. Von den beiden äußeren Kettenbahnen rollen die Leerwagen unter Bergetürme *9*, wo sie mit Versatzbergen gefüllt werden. Die Leerwagen rollen von den Bremsen *8* weiter nach Schacht I, wo sie wieder von Druckluftbremsen *8* festgehalten und zum Aufschieben bereitgestellt werden. Nach Öffnen der Bremsen *8* rollen die Leerwagen bis vor den Schacht, wo sie von Schachtsperren *4* festgehalten werden. Die mit Bergen gefüllten Wagen werden nach Schacht II abgezweigt.

Wird aus Schacht II gefördert, so laufen die Vollwagen, nachdem sie von Anhebekettenbahnen *11* und *12* angehoben und von Bremsen *8* aufgefangen wurden, über die Verbindungsbrücke zwischen Schacht I und II an Schacht I vorbei den Wippern zu.

Im Schachtgebäude des Schachtes II befindet sich ein doppeltrümmiger Aufzug für Holz und Material. Neben Schacht II sind Abstellgleise vorgesehen, auf denen die vom Schacht I zugeführten Leer- und Bergewagen vorübergehend aufgestellt werden können.

240. — Die Rasenhängebank. Außer der allgemein üblichen Hochhängebank ist es möglich, auch die Rasenhängebank als Förderhängebank zu benutzen. Es ist dieses insbesondere bei einigen Neuanlagen, die Großförderwagen verwenden, geschehen. Ein Vorteil der Rasenhängebank besteht darin, mit niedrigeren Fördergerüsten oder Türmen auszukommen. Auch wird die Sieberei und Verladung hinsichtlich der Höhenlage ihrer Hauptbühnen von der Schachtförderung unabhängig und diese selbst von der Belästigung durch den auf der Wipperbühne entstehenden Staub befreit. Nachteilig ist die Raumbeanspruchung in unmittelbarer Schachtnähe und daß die Zugänglichkeit des Schachtes erschwert ist, was sich insbesondere bei Auswechseln von Förderkörben und Einhängen sperriger Güter bemerkbar macht. Eingehende Berechnungen der Anlage- und Betriebskosten[1] haben ergeben, daß letztere sich von der Hochhängebank nicht nennenswert unterscheiden.

Aus Gründen der Raumersparnis verzichtet man auf einen Wagenumlauf für die Durchführung des Wagenwechsels und richtet die Rasenhängebank mit Spitzkehren ein[2]. Die Entleerung der Förderwagen geschieht durch Wipper. Das Fördergut wird durch Bänder, die unter den Wippern ihren Ausgang nehmen, ansteigend zur Sieberei befördert.

Ein Beispiel für eine solche Hängebank zeigt Abb. 403. Die vom Hauptförderschacht 2 abgestoßenen Vollwagen rollen mit Gefälle über Weichen den Wippern I zu. Aus den Wippern laufen die entleerten Wagen mit Gefälle Spitzkehren zu, von denen sie, nachdem sie gegebenenfalls im Wipper III gereinigt und geschmiert wurden, in entgegengesetzter Richtung über Anhebekettenbahnen am Schacht

[1] Beck: Hochhängebank oder Rasenhängebank. Diss. Aachen 1949.

[2] Vierling, A.: Entwicklungsrichtungen der Fördertechnik im Bergbau. Glückauf 1952 S. 1075.

vorbei auf die Leerseite gelangen, um mittels Aufschiebevorrichtungen auf die Körbe aufgeschoben zu werden. Schacht 1 dient als Reserveschacht, in dem Berge, Holz und Material, nach Bedarf auch zusätzlich Leerwagen, eingehängt werden. Wird aus Schacht 1 gefördert, so laufen die Vollwagen über Anhebekettenbahnen dem Ersatzwipper II zu. Anschließend laufen sie entweder in gleicher Richtung weiter über eine Anhebekettenbahn und Spitzkehre auf die Leerseite des Schachtes 2 oder in entgegengesetzter Richtung über Anhebekettenbahnen am Schacht 1 vorbei auf dessen Aufschiebeseite.

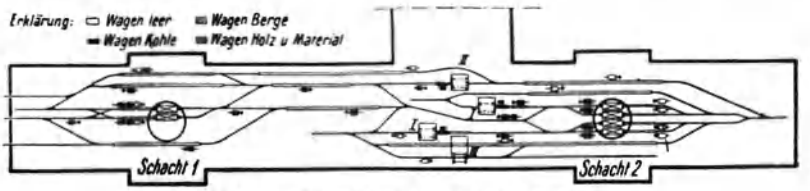


Abb. 403. Rasenhängebank mit Spitzkehren.

D. Weitere Teile der Fördereinrichtungen.

a) Die Fördermaschinen[1].

241. — Die Entwicklung der Fördermaschinen. Bis etwa um die Jahrhundertwende beherrschte die *Zwillingsdampffördermaschine* mit direktem Antrieb ausschließlich das Feld. Sie war anfänglich mit Kulissensteuerung ausgerüstet. Allmählich kam die *Knaggensteuerung* auf, die heute allein noch ausgeführt wird.

Um die genannte Zeit erschien die ebenfalls direkt angetriebene *elektrische Gleichstromfördermaschine*, die sehr bald durch die Verbindung mit einem Steuerdynamo in *Leonard*-Schaltung zu großer Vollkommenheit entwickelt wurde. Bei dieser Schaltung wird der Gleichstrom des Fördermotors in einem Maschinensatz aus einem an das Netz angeschlossenen Drehstrommotor mit Gleichstromdynamo erzeugt, wobei die Stromstärke durch die Erregung der Dynamomaschine geregelt wird, die deshalb als Steuerdynamo bezeichnet wird.

Der Wettbewerb mit der elektrischen Fördermaschine, die sich sowohl durch gleichförmigen Gang als auch durch vorzügliche Steuerfähigkeit auszeichnete, führte zu einer Entwicklung der Dampffördermaschine hauptsächlich in der Richtung der Dampfersparnis. Es entstanden Zweizylinder-Verbund- und Zwillingstandemmaschinen, die aber wegen ihrer nicht voll befriedigenden Steuerfähigkeit wieder verlassen wurden, als eine Verwertung des Abdampfes besonders in Turbinen möglich wurde, wodurch sich die Dampfkosten erheblich verringerten. Als Dampffördermaschine herrscht heute wieder die Zwillingsdampfmaschine vor, doch gewinnt allgemein die elektrische Gleichstrommaschine stark an Verbreitung, da einerseits die Stromkosten durch die Stromerzeugung in großen Hochdruckdampf-Kraftwerken stark ermäßigt werden konnten und andererseits die Stromnetze zu derartigem Umfang ausgebaut sind, daß die wechselnde Stromentnahme durch die Fördermaschinen für sie praktisch bedeutungslos ist.

[1] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950.

Häufig werden auch *Drehstromfördermaschinen* verwendet, insbesondere bei schwach betriebenen Förderungen. Bei diesen fallen die Leerlaufkosten des durchlaufenden Umformersatzes der Gleichstromfördermaschinen stärker ins Gewicht, während umgekehrt bei lebhaften Förderungen die beim jedesmaligen Anlaufen in Widerständen vernichtete Energie die Wirtschaftlichkeit herabsetzt. Drehstromfördermaschinen bedürfen stets eines Vorgelegeantriebs, da Drehstrommotoren nicht mit genügend niedriger Umlaufzahl gebaut werden können. Sie sind außerdem weniger steuerfähig als Gleichstromfördermaschinen.

In dem Bestreben, die Dampfmaschine den neuzeitlichen höheren Dampfdrücken anzupassen, sind vereinzelt schnellaufende Dreizylinder-Dampffördermaschinen mit Vorgelege gebaut worden[1]. Sie arbeiten mit Dampfdrücken bis zu 32 atü.

In der Entwicklung der elektrischen Fördermaschine ist neuerdings die Möglichkeit eines selbsttätigen Förderbetriebes geschaffen, bei dem die Maschine durch den Anschläger der Hängebank mittels einer Druckknopfschaltung oder durch die Fertigsignalanlage in Gang gesetzt wird und sich selbsttätig stillsetzt, so daß der Fördermaschinist entbehrlich wird (vgl. Ziff. 285).

242. — Vergleich zwischen Elektrizität und Dampf als Antriebskraft von Fördermaschinen. Bei der Wahl der Antriebsenergie von Fördermaschinen sind betriebstechnische und wirtschaftliche Gesichtspunkte in Betracht zu ziehen[2].

Betriebstechnisch ist es zunächst von Bedeutung, daß sich das gleichförmige Drehmoment des Elektromotors günstig auf die Lebensdauer und somit auch auf die bergpolizeilich zugelassene Aufliegezeit der Förderseile auswirkt. Der gleichförmige Gang der elektrischen Fördermaschine ermöglicht ferner ihre Aufstellung in einem Schachtturm über dem Schacht (vgl. Abb. 427 S. 503), was manche Vorteile bietet. Demgegenüber besitzt die Dampffördermaschine einen größeren Ungleichförmigkeitsgrad, der auch bei der schnellaufenden Drillingskolbenmaschine noch nicht ganz beseitigt werden konnte. Auch läßt sich die elektrische Fördermaschine, insbesondere bei Leonard-Schaltung, feinfühliger steuern als die Dampffördermaschine. Die Fahrgeschwindigkeit ist bei der Leonard-Schaltung lediglich abhängig von der Steuerhebellage und wird von Richtung und Größe der Last nicht beeinflußt. In der Generatorbremsung besitzt zudem der elektrische Antrieb ein einfaches Mittel, die Überschreitung der zulässigen Höchstgeschwindigkeit zu verhindern. Ebenso läßt sich ein Anfahren in falscher Richtung sowie ein Übertreiben bei der elektrischen Fördermaschine durch einfachere Maßnahmen vermeiden als bei der Dampffördermaschine (vgl. Ziff. 286). Andererseits ist der Wirkungsgrad der Dampffördermaschine nicht so stark von der Belastung abhängig wie derjenige

[1] Presser, H.: Schnellaufende Dampffördermaschinen mit Getriebe. Glückauf 1939 S. 493.

[2] Hochreuter: Dampf- oder elektrisch betriebene Fördermaschine? Elektrizität im Bergbau 1933 S. 81; — ferner H. Koch: Dampf- oder elektrisch betriebene Fördermaschine, betrachtet im Rahmen der Gesamtwirtschaft von Steinkohlenzechen. Bergbau-Archiv Bd. 1. (1946).

der elektrischen. Während man deshalb letztere möglichst genau nach der geforderten Leistung bemessen muß, kann eine Dampffördermaschine, ohne ihre Wirtschaftlichkeit wesentlich zu verschlechtern, stärker bemessen werden, als es zunächst unmittelbar notwendig ist. Sie bietet dann eine gewisse Reserve, wenn später die Anforderungen durch Vergrößerung der Nutzlast oder der Teufe steigen.

Die Wirtschaftlichkeit beider Antriebsarten kann nur von Fall zu Fall im Rahmen der gesamten Energiewirtschaft einer Zeche oder Zechengruppe beurteilt werden. Es ist daher bei Fördermaschinen nicht möglich, von feststehenden Strom- und Dampfkosten auszugehen, den Energieverbrauch festzustellen und dann unter Berücksichtigung von Abschreibung, Verzinsung und Unterhaltung die Kosten zu errechnen. Dieser Weg ist nicht gangbar, weil die Energiekosten von Fall zu Fall außerordentlich schwanken. Sie sind abhängig von den Kosten der für die Energieerzeugung notwendigen Brennstoffe[1], von den Möglichkeiten einer Abdampfverwertung, vom Dampfdruck des Kesselhauses und der Möglichkeit, in Vorschalt- oder Gegendruckturbinen billigen Strom zu erzeugen usw.

In einer Reihe von Fällen ist die eine oder die andere Antriebsart von vornherein vorzuziehen. Auf Gruben z. B., die keine eigene Stromerzeugung haben, dagegen Dampf für Fabrikations- und sonstige Zwecke benötigen, wie es auf Kaligruben oder auf isoliert gelegenen Kohlengruben der Fall sein kann, wird die Dampffördermaschine vorgezogen. Anderseits scheidet die Dampffördermaschine von vornherein überall dort aus, wo keine eigene Kohlenbasis vorhanden ist und nicht Heizdampf in größeren Mengen benötigt wird. Es ist dies in der Regel im Erzbergbau und auch auf Kaligruben ohne Fabrik der Fall. Ebenso ist die elektrische Fördermaschine auf Außenschächten, die nicht über ein eigenes Kesselhaus verfügen, der Dampffördermaschine von vornherein überlegen. Aber auch für Hauptschachtanlagen des Steinkohlenbergbaus wird in neuerer Zeit der elektrischen Fördermaschine in immer stärkerem Maße der Vorzug gegeben. So entfällt der größte Anteil der im Laufe des letzten Jahrzehnts beschafften Fördermaschinen auf solche mit elektrischem Antrieb. Diese Entwicklung wird in Zukunft durch die im Gang befindlichen Bestrebungen des Steinkohlenbergbaus, die Zechenkraftwirtschaft zu vereinheitlichen, Zechengruppen zu einer Stromverbundwirtschaft zusammenzuschließen und in stärkerem Maße an der öffentlichen Stromversorgung teilzunehmen, einen weiteren Auftrieb erhalten. Eine Vereinheitlichung kann nämlich nur durch weitgehende Elektrifizierung und eine Verbundkraftwirtschaft mit ihren Vorteilen — Bau größerer Kraftwerke, bessere Ausnutzung der Anlagen, Verwendung minderwertiger Brennstoffe, geringere Reservehaltung — nur mit Hilfe von Elektrizität durchgeführt werden[2].

---

[1] Fritzsche, C. H.: Bewertung von Abfallbrennstoffen auf Steinkohlengruben. Glückauf 1934 S. 893.

[2] Bohnhoff, H.: Die Elektrifizierung des Ruhrbergbaus in ihrer Bedeutung für eine planmäßige Vereinheitlichung und Zusammenfassung der Zechenkraftwirtschaft. Diss. Aachen 1933. — H. Bohnhoff: Stand und neuere Entwicklung der elektrischen Energiewirtschaft im Bergbau. Elektrizität im Bergbau 1941 S. 12.

Anhaltspunkte für einen Wirtschaftlichkeitsvergleich beider Antriebsarten vermitteln die beiden nachstehenden Tabellen. Die eine gibt die Anlagekosten der verschiedenen Fördermaschinen im Vergleich zur Leonard-Fördermaschine mit direktem Antrieb wieder. Sie zeigt, daß die Leonard-Fördermaschine mit direktem Antrieb am teuersten ist. Es folgen die Leonard-Fördermaschine mit indirektem Antrieb, die Zwillingskolben-Dampffördermaschine und die Drehstromfördermaschine. Die Anlagekosten der Drillingskolben-Getriebe-Dampffördermaschine bewegen sich fast in der Höhe der Kosten der Leonard-Fördermaschine mit direktem Antrieb.

Fördermaschinenart		Verhältniszahl der Anlagekosten in % [1]
Leonard-Fördermaschinen mit direktem Antrieb		100
Leonard-Fördermaschinen mit indirektem Antrieb (Getriebemaschinen)	Große Maschinen Kleine Maschinen	90 75
Drehstrom-Fördermaschinen	Große Maschinen mit Fahrtregler, kleine Maschinen ohne Fahrtregler, kleine Maschinen mit Fahrtregler	60 80
Zwillingskolben-Dampffördermaschinen	Große Maschinen Kleine Maschinen	50 70
Drillingskolben-Getriebe-Dampffördermaschinen		80—100

Elektrische Fördermaschinen		Stromverbrauch bei Nennleistung	Wärmeaufwand im Kesselhaus bei 20 atü	Wärmeaufwand im Kesselhaus bei 80 atü
Antriebe		kWh je Sch.PSh	kcal je Sch.PSh	kcal je Sch.PSh
Leonard	Große Maschinen	1,0—1,2	4500—4800	3100—3700
	Kleine Maschinen	1,2—1,5	4800—6000	3700—4700
Drehstrom	Große Teufe	1,0—1,3	4000—5200	3100—4000
	Kleine Teufe	1,2—1,8	4800—7200	3700—5000

Dampffördermaschine		Dampfverbrauch bei Nennleistung 12 atü — Gegendr. 1,2 ata	Wärmeaufwand im Kesselhaus mit Abdampfverwertung	Wärmeaufwand im Kesselhaus ohne Abdampfverwertung
		kg Dampf je Sch.PSh.	kcal je Sch.PSh	kcal je Sch.PSh
Zwillings-maschinen	Große Maschinen	9—12	2400—5500	8000—10500
	Kleine Maschinen	12—15	5500—6800	10500—13000

Im ganzen gesehen ist der Wärmeaufwand in kcal im Kesselhaus bei allen elektrischen Fördermaschinen erheblich geringer als bei den üblichen

[1] Einschließlich elektrischer und Dampfverbindungsleitungen innerhalb der Anlage sowie Schaltapparate und Armaturen.

Zwillingskolbenmaschinen. Auch die schnellaufende Drillingskolbenmaschine erreicht die niedrigen Werte der Leonard-Antriebe nicht. Hierbei ist noch in Betracht zu ziehen, daß bei elektrischen Fördermaschinen der Wirkungsgrad und damit der Kraftverbrauch unverändert bleibt, während er bei Dampffördermaschinen mit zunehmendem Lebensalter ungünstiger wird.

b) Die Förderseile[1].

243. — Allgemeines über die Herstellung der Drahtseile. Werkstoffe. Heute kommt für die Schachtförderung nur noch das Drahtseil in Betracht. Es wird aus bestem Siemens-Martin-Stahldraht mit Festigkeiten von 120—180 kg/mm² hergestellt. Geringere Festigkeiten ergeben zwar eine bessere Haltbarkeit der Drähte im Betrieb, doch zwingen die größeren Teufen etwa von 700 m ab sowie die großen Förderlasten, die heute einschließlich des Seilgewichtes selbst schon häufig 40 t erreichen, zur Ausnutzung der größeren Festigkeiten bis zu 190 kg/mm², damit die mit der Herstellung und Verwendung von Seilen großen Durchmessers verknüpften Schwierigkeiten vermieden werden. Es wird auch möglich sein, Drähte noch höherer Festigkeit (bis zu 220 kg/mm²) anzuwenden, doch sollten diese wegen ihrer größeren Empfindlichkeit gegen Biege- und Stoßbeanspruchungen auf Fälle besonders großer Gewichtsbelastung beschränkt bleiben. Je nach Bedarf werden die einzelnen Drahtlängen durch Hartlöten miteinander verbunden, um die erforderlichen Längen zu erreichen. Die Lötstelle bedeutet zwar eine Schwächung des einzelnen Drahtes; doch bleibt diese für das Seil belanglos, wenn darauf geachtet wird, daß nicht die Lötstellen mehrerer Drähte nahe zusammenliegen. An die Drähte werden hinsichtlich der Gleichmäßigkeit ihrer Zugfestigkeit sowie guter Biegsamkeit und Verwindefähigkeit sehr hohe Anforderungen gestellt (vgl. Ziff. 253 S. 487).

Große Bedeutung kommt dem Rostschutz zu, worauf schon bei der Herstellung der Seile durch eine gründliche Innenschmierung Rücksicht genommen werden muß. Die Hanfeinlage des Seiles muß mit einem geeigneten Schmiermittel durchtränkt werden, und die einzelnen Drahtlagen der Litzen müssen einen rostschützenden und gleichzeitig auch schmierenden Überzug zur Verringerung der gegenseitigen Reibung zwischen den Drähten erhalten. Am besten eignen sich zähklebrige Fette (Seilfirnisse, hochsiedende Fraktionen des Erdöls), die bei mäßig erhöhter Temperatur flüssig und leicht streichfähig werden. Auch Wollfett wird vielfach benutzt.

Den besten Rostschutz gewährt eine Verzinkung von ausreichender Dicke. Starke Verzinkungen, bei denen sich in der Regel auch eine stärkere spröde Übergangsschicht aus Eisen-Zink bildet, die aber einen guten Rostschutz gewähren, verringern jedoch im allgemeinen die Widerstandsfähigkeit der Seile gegen die mechanischen Dauerbeanspruchungen des Be-

[1] ALTPETER, H.: Die Drahtseile, ihre Konstruktion, Herstellung und Bewertung. Berlin-Charlottenburg: Draht-Welt 1953. — R. MEEBOLD: Die Drahtseile in der Praxis, 2. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1953. — W. BORNHARDT: V. A. T. ALBERT und die Erfindung der Eisendrahtseile. Berlin: VDI-Verlag GmbH. 1934. — H. HERBST: Bedeutung und Ursache innerer Drahtbrüche bei Draht-, im besonderen Förderseilen, Glückauf 1938 S. 849.

triebes[1]. Förderseile aus verzinkten Drähten sollen deshalb nur angewendet werden, wenn die Rostgefahr von größerer Bedeutung als die mechanischen Beanspruchungen ist. Bei freier Schwefelsäure im Wasser empfehlen sich verbleit-verzinkte Drähte, bei denen an der Oberfläche ein schwer löslicher, schützender Überzug von Bleisulfat entsteht.

Nach der Querschnittsform unterscheidet man *Flachseile* und *Rundseile*.

244. — Flachseile (Bandseile) werden in der Weise hergestellt, daß eine Anzahl dünner Seile oder „Schenkel" *1–6* (in der Regel aus je 4 Litzen bestehend) nebeneinander gelegt und durch Nählitzen oder Nähdrähte zu einem breiten Seil verbunden werden (Abb. 404). Dabei läßt man zur Verhütung eines einseitigen Dralles im Seile die Windungen der Drähte oder Fasern je zweier benachbarter Litzen in entgegengesetztem Sinne verlaufen.

Die Flachseile lassen sich als Förderseile leicht in zahlreichen Lagen übereinander aufwickeln. Hierdurch ergibt sich der Vorteil, daß mit Hilfe von Wickeltrommeln, „Bobinen" genannt, in einfacher Weise ein Aus-

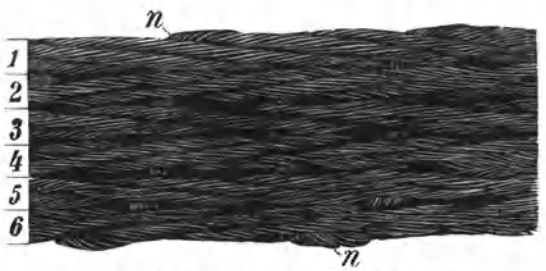


Abb. 404. Sechsschenkeliges Stahlbandseil.

gleich des Seilgewichtes bis zu einem gewissen Grade erreicht werden kann (vgl. Ziff. 276). Gegenüber den schweren Trommeln für Rundseile sind dabei die Bobinen verhältnismäßig leicht. Zu diesen Vorteilen kommt noch eine gute Biegsamkeit und eine völlige Drallfreiheit der Flachseile.

Diesen Vorteilen stehen aber schwerwiegende Nachteile hauptsächlich hinsichtlich der Haltbarkeit der Seile gegenüber. Die Drähte erleiden besonders an den Kreuzungsstellen mit den Nählitzen Quetschungen. Auch bei Flachseilen, die als Unterseile verwendet werden, findet sich besonders bei gleichzeitigem Rostangriff häufig ein auffallender Verschleiß an den gegenseitigen Berührungsstellen der Litzen im Innern des Seiles. Gute Fettschmierung der Endstrecken, die erfahrungsgemäß diesem Verschleiß besonders ausgesetzt sind, ist deshalb hier sehr wichtig[2]. Ferner neigen die Flachseile zu starken Verformungen[3].

---

[1] Klein-Woernle: Drahtseilforschung. Z. VDI 1935 S. 1281; — ferner Speer: Mechanische Untersuchungen über den Einfluß der Verzinkung auf Förderseile. Glückauf 1910 S. 790.

[2] Vgl. das von der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in Bochum herausgegebene „Merkblatt für den Betrieb von Schachtförderseilen".

[3] Herbst, H.: Schäden an Förderseilen. Glückauf 1923, S. 288; — ferner Meebold: Neuere Verfahren für die Prüfung von Drahtseilen. Glückauf 1950 S. 517.

Die genannten Nachteile werden im Betrieb so stark empfunden, daß heute Flachseile, von wenigen Ausnahmen abgesehen, als Zugseile nur noch beim Abteufen benutzt werden, wo die Vorteile der Drallfreiheit und des annähernden Ausgleiches des Seil-Eigengewichtes sowie des bequemen Umsteckens der Bobinen mit dem Fortschreiten des Abteufens besonders hervortreten. Sonst werden sie, ebenfalls wegen der Drallfreiheit, hauptsächlich noch als Unterseile verwendet.

245. — Rundseile. Allgemeines über den Aufbau. Hinsichtlich der Anordnung der Drähte sind bei Rundseilen folgende drei Gruppen zu unterscheiden[1]:

1. *Litzen*, d. h. Seile aus einer oder mehreren umeinander gewickelten Drahtlagen, in starken Ausführungen auch als „Spiralseile" bezeichnet, mit dem Zusatz „verschlossen" oder „halbverschlossen", wenn die Außenlage aus Formdrähten oder abwechselnd aus Form- und Runddrähten mit ineinander greifenden Querschnitten besteht.

2. *Rundlitzen-*, *Dreikantlitzen-*, *Flachlitzenseile*, d. h. Seile aus Litzen mit kreisförmigem, dreieckigem oder ovalem Querschnitt. In der Regel liegen 6 Litzen, seltener 7 Litzen in einer Lage um eine Hanfseele. Liegen die Litzen bei größerer Anzahl in mehreren konzentrischen Lagen, so wird „mehrlagig" der Bezeichnung vorangestellt.

3. *Kabelseile*, d. h. Seile, die in gleicher Weise aus Litzenseilen wie die Litzenseile aus Litzen bestehen. Die Drähte werden also erst zu Litzen, die Litzen zu Litzenseilen und die Litzenseile zu Kabelseilen verarbeitet.

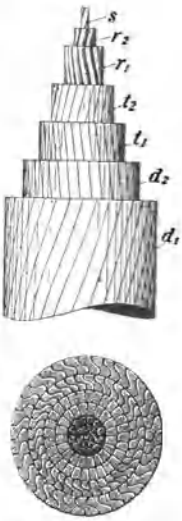


Abb. 405. Verschlossenes Seil mit je 2 Drahtlagen.

Die Drahtdurchmesser schwanken im großen und ganzen zwischen 1,4 und 3 mm. Die dickeren Drähte werden für die stärkeren Seile in nassen Schächten und für stärkere Reibungsbeanspruchungen, die dünneren für dünnere Seile mit größeren Biegebeanspruchungen bevorzugt.

246. — Verschlossene Seile stellen eine besondere Art von Spiralseilen dar. Wie Abb. 405 erkennen läßt, besteht ein solches Seil aus drei verschiedenen Arten von Drähten. Der Kern wird durch einen Seildraht s und eine oder mehrere Lagen von Runddrähten r_1 r_2 gebildet. Um diese legen sich mehrere Lagen von Drähten t_1 t_2 mit trapezförmigem Querschnitt, während die äußere Fläche durch die schuppenartig übereinanderliegenden und das ganze Seil zusammenhaltenden „Deckdrähte" d_1 d_2 von besonderer Querschnittsform gebildet wird. Solche Seile haben den großen Vorzug, daß der Seildurchmesser auf das geringstmögliche Maß herabgedrückt ist, da Zwischenräume fast ganz fortfallen und daher der Seilquerschnitt nahezu ausschließlich durch die Summe der nutzbaren Metallquerschnitte der einzelnen Drähte gebildet wird. Dazu kommen als weitere Vorteile: Verringerung des Gewichtes wegen des Wegfalls der Hanfseele

[1] Vgl. DIN Blatt 51201.

und der Seelendrähte, Drallfreiheit, geringer Verschleiß und weitgehende Rostsicherheit wegen des dichten Abschlusses durch die Deckdrähte.

Anderseits sind aber die verschlossenen Seile steifer als Litzenseile. Auch erfüllen die übereinandergreifenden Deckdrähte nicht immer ihren Zweck, im Falle von Drahtbrüchen den gebrochenen Draht durch einen Nachbardraht am Herausspringen aus der Seiloberfläche zu hindern. Endlich stellt sich bei ihnen im Laufe des Betriebes leicht eine unterschiedliche Spannung der verschiedenen Drahtlagen ein, und es kommt infolgedessen vor, daß sich die äußere Drahtlage korbartig von der darunterliegenden abhebt. Die Seile haben sich daher bei uns als Förderseile nicht behaupten können. In England sind sie jedoch bei den dortigen Trommelförderungen in Ausführungen mit dünnen Formdrähten sehr weit verbreitet. Besonders gut eignen sich die Seile wegen ihrer glatten Oberfläche und großen Steifigkeit als Tragseile für Drahtseilbahnen und als Führungsseile (Ziff. 264).

247. — Rundlitzenseile. Als Förderseile werden fast ausschließlich Seile, die aus mehreren Litzen bestehen, verwendet. Einfache Litzen- oder Spiralseile eignen sich nicht, da sich bei ihnen ein gebrochener Draht

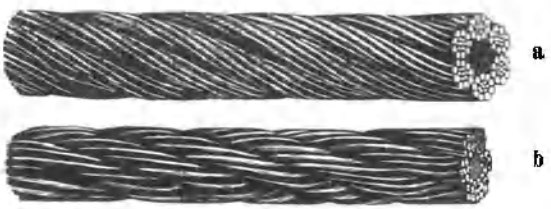


Abb. 406a u. b. Gleichschlag (a) und Kreuzschlag (b) bei Rundlitzenseilen.

auf seiner ganzen Länge aus dem Seile lösen würde. Andererseits sind Kabelseile nicht verwendbar, da sie bei dauerndem Laufen über Scheiben wegen der ungünstigen Berührungsverhältnisse der Drähte im Seil und der meist verhältnismäßig dünnen Drähte einem starken inneren Verschleiß unterliegen würden. Sie werden deshalb hauptsächlich zum Tragen schwebender Bühnen beim Abteufen benutzt, wo ihre Biegsamkeit bei den notwendigerweise kleinen Leitrollen sowie ihre Drallfreiheit vorteilhaft zur Geltung kommen. Wegen der seltenen Bewegung bleibt der Verschleiß hier gering.

Hinsichtlich der Flechtung unterscheidet man zwischen *Gleich-* und *Kreuzschlag* (Abb. 406). Bei ersterer werden die Drähte in den Litzen im gleichen Sinne wie die Litzen im Seil verwunden. Beim Kreuzschlag haben dagegen die Drähte in den Litzen den entgegengesetzten Windungssinn wie die Litzen im Seil.

Der Gleichschlag stellt eine losere Verflechtung der Drähte dar, wie schon aus Abb. 406a erkennbar ist. Beim Biegen des Gleichschlagseiles gehört eine geringe Kraft zum Verschieben der Drähte gegeneinander. Auch bleiben die Beanspruchungen der Drähte klein. Die Seile sind infolgedessen biegsamer als Kreuzschlagseile. Außerdem schmiegen sich die Außendrähte besser dem Rillengrund von Seilscheiben an, so daß sich der Auflagedruck besser verteilt und geringere Beanspruchungen ergibt. Endlich ergibt sich durch die zur Richtung der Seilachse stark geneigte Lage der Außendrähte eine gewisse Verzahnung mit dem Rillenfutter und deshalb ein größerer Reibungswiderstand in den Rillen der Koepescheiben. Die Gleichschlagseile sind deshalb sowohl haltbarer als auch besser für

die *Koepeförderung* geeignet als die Kreuzschlagseile. Sie haben aus diesen Gründen als Förderseile in immer steigendem Maße Verbreitung gewonnen.

Andererseits wird beim Gleichschlag das Drallmoment der Drähte in den Litzen infolge des gleichen Flechtsinnes der Drähte und Litzen durch dasjenige der Litzen im Seil verstärkt, so daß der Seildrall als Summe von beiden groß ausfällt, während er beim Kreuzschlag wegen des entgegengesetzten Flechtsinnes von Drähten und Litzen als Differenz der Drallmomente nur gering ist. Der starke Drall der Gleichschlagseile drückt die Fördergestelle einseitig gegen die Spurlatten und bewirkt hierdurch einen stärkeren Verschleiß an diesen. Noch wichtiger ist aber die Neigung, bei schlaffem Seil „Klanken" über dem Einband zu verursachen. Da diese Gefahr besonders vorlag, als bei *Trommelförderungen* die Gestelle zum Beschicken auf Aufsetzvorrichtungen (s. Ziff. 190) gesetzt wurden, konnten bei diesen Förderungen nur Kreuzschlagseile verwendet werden, weshalb noch heute vielfach die Auffassung anzutreffen ist, daß Kreuzschlagseile für Trommelförderungen besonders geeignet seien. Der Seildrall hat zwei verschiedene Ursachen. Man kann danach einen *Herstellungsdrall* und einen *Belastungsdrall* unterscheiden.

Der *Herstellungsdrall* ergibt sich durch das Bestreben der Drähte und Litzen, aus der beim Verseilen erlittenen Verformung elastisch zurückzufedern. Diesem Herstellungsdrall begegnet man dadurch, daß man die Drähte der Litzen vor dem Verseilen durch eine entsprechende Verformung in die genaue Form hineinbringt, die sie im Seil haben müssen (Trulay-Verfahren) oder dadurch, daß man das fertige Seil in verschiedenen Ebenen scharf durchbiegt, „walkt" (Pawo-Verfahren). Man erhält hierdurch drallarme Seile, die im unbelasteten Zustand auch beim Gleichschlag kein Drehbestreben erkennen lassen.

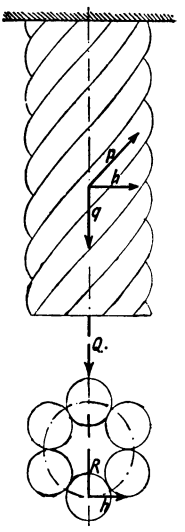


Abb. 407. Entstehung des Belastungsdralls.

Der *Belastungsdrall* dagegen ergibt sich aus einer einfachen Betrachtung der auf die Drähte und Litzen im geraden Seil wirkenden Kräfte an Hand der Abb. 407. Auf die Litze eines Seiles entfalle ein Anteil q der am Seile wirkenden Belastung. q wirkt in Richtung der Seilachse. Die Gegenkraft p der Litze fällt in die Richtung der Litzenachse. q und p ergeben eine resultierende Kraft h in waagerechter Richtung. Man erkennt, daß h an dem Hebelarm R wirkend ein Drehmoment bildet, das bestrebt ist, das oben angehängte Seil aufzudrehen. Es leuchtet ein, daß der Belastungsdrall nur durch einen Wechsel im Flechtsinn der Drähte, Litzen oder Schenkel vermieden werden kann, dergestalt, daß eine Anzahl rechts drehender einer Anzahl links drehender gegenübersteht. Bei Flachseilen wechseln daher rechts- und linksgängige Schenkel miteinander ab. In mehrlagigen Litzenseilen wechselt der Flechtsinn zwischen den aufeinanderfolgenden Litzenlagen und in verschlossenen Seilen der aufeinanderfolgenden Drahtlagen. Hierdurch ist es möglich, völlig *drallfreie* Seile zu erzielen, die sich von den obenerwähnten drallarmen Seilen dadurch unterscheiden, daß sie auch unter Belastung kein Drehbestreben zeigen. Sie eignen sich also insbesondere als Förderseile beim Abteufen.

In der Regel sind 6—7 Litzen um eine Einlage oder „Seele" angeordnet, die meist ein Seil aus Sisal- oder Manilahanf ist. Die mit einem Fett getränkte Einlage bietet den Litzen eine weiche Auflage und verhindert einen starken gegenseitigen Druck. Die Litzen pressen sich im Laufe des Betriebes allmählich in die Einlage hinein, wobei das Tränkungsmittel teilweise austritt und als Rostschutz wirkt. Das Seil wird dabei etwas dünner und verlängert sich je nach der Machart bis zu 1%. In den ersten Tagen werden bereits etwa 0,4% Längung erreicht. Bei Seilen aus 7 Litzen fällt die Einlage verhältnismäßig stark aus. Man bringt deshalb in ihr oft noch ein Stahldrahtseil zur Vergrößerung des tragenden Querschnittes unter.

Die Litzen bestehen je nach der Stärke des Seiles aus mehreren — bis zu vier — Drahtlagen, die in zunehmendem Maße im sog. Parallelschlag (Seale-, Warrington- oder Fülldraht-Machart) verseilt werden. Die „gedeckte Warrington"-Machart, die heute weitverbreitet ist, zeigt Abb. 408 in einer Litze des Seilquerschnitts.

248. — Flach- und dreikantlitzige Seile haben Litzen mit ovalem oder dreieckigem Querschnitt, wodurch der Seilquerschnitt sich stärker einer Kreisform nähert, wie Abb. 409 an dem Beispiel eines Dreikantlitzenseiles erkennen läßt. Sie gewinnen damit eine sattere Auflage in den Scheibenrillen als Rundlitzenseile, wodurch sowohl ihre Haltbarkeit als auch diejenige der Seilscheiben, insbesondere der Rillenfutter bei Treibscheiben, verbessert wird.

249. — Berechnung von Förderseilen. Die Förderseile werden nur auf Zugbeanspruchung durch ruhende Belastung, also auf statischer Grundlage, berechnet. Es werden also zunächst die Beanspruchungen vernachlässigt, welche die Drähte beim Biegen der Seile über die Scheiben erleiden. Eine genaue Berücksichtigung dieser Beanspruchungen erscheint auch heute noch nicht möglich. Erleichtert man aber die Berechnung der Biegespannungen in den Drähten durch vereinfachende Annahmen, so kann man zu dem Ergebnis kommen, daß zur Verringerung dieser Spannungen dünne Drähte zu wählen seien, die dann wieder in verstärktem Maße dem Rost und Verschleiß unterliegen. Die angestrebte höhere Sicherheit würde dadurch wieder eingebüßt. Deshalb werden die Biegespannungen der Drähte nur mittelbar berücksichtigt, indem durch die Bergpolizeiverordnung

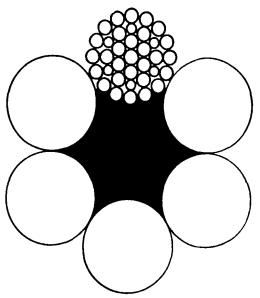


Abb. 408. Querschnitt eines Rundlitzenseiles.

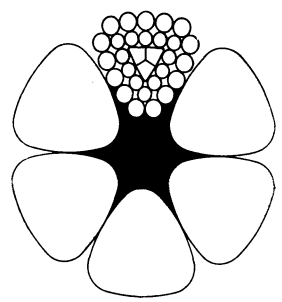


Abb. 409. Querschnitt eines dreikantlitzigen Seiles.

für jede Seilstärke eine bestimmte Drahtstärke empfohlen wird. Bezeichnet δ die Drahtstärke in mm, d den Seildurchmesser in mm, so soll annähernd die Beziehung eingehalten werden:

$$\delta = \frac{d}{30} + 1.$$

Ferner werden die dynamischen Beanspruchungen vernachlässigt, die durch Beschleunigungen oder Verzögerungen der bewegten Massen entstehen. Diese können zwar erhebliche Maße annehmen, doch lassen sich für ihre Ermittlung keine allgemeingültigen Größen angeben.

Um den vernachlässigten Beanspruchungen Rechnung zu tragen, hat man entsprechend hohe Sicherheitszahlen festgesetzt. In Deutschland sollen die Sicherheitszahlen künftig in Abhängigkeit von der Teufe nach folgenden Formeln ermittelt werden:

Seilfahrt $v = 9{,}5 - 0{,}001\ T$,
Güterförderung $v = 7{,}2 - 0{,}0005\ T$,

wobei v die Sicherheitszahl und T die Teufe in m ist. Bei 1000 m Teufe ist also das Seil für eine 8,5fache Sicherheit bei der Seilfahrt und eine 6,7fache bei der Güterförderung zu berechnen. Der größte ermittelte Seilquerschnitt ist zu wählen. Bei der Gestellförderung ist dies für die in Frage kommenden Teufen in der Regel derjenige für die Güterförderung. Bei der Gefäßförderung kann eher der für die Seilfahrt ermittelte maßgebend werden. Für große Teufen sind also etwas geringere Sicherheitszahlen zugelassen als für kleine, eine Erleichterung, die auch in

anderen Ländern mit tiefen Gruben eingeführt wurde. Sie kann damit begründet werden, daß lange Seile weniger empfindlich gegen dynamische Beanspruchungen sind als kurze. Ferner enthalten die für große Teufen in Frage kommenden sehr starken Seile auch dickere Drähte, die der Schwächung durch Rostangriff und Verschleiß nicht in dem Maße unterliegen wie dünnere Drähte.

Bezeichnet F den Seilquerschnitt in mm², Q das Gewicht des beladenen Förderkorbes mit Zwischengeschirr und Unterseilanhängung in kg, σ_b die Bruchfestigkeit des Seildrahtes in kg/mm², ν die Sicherheitszahl, γ die Wichte des Seiles in kg/cm³, L die Länge des Seiles vom Füllort bis zur Seilscheibe zuzüglich der Unterseillänge vom Füllort bis zum tiefsten Punkt in m, wobei für Förder- wie Unterseil gleiches Metergewicht angenommen wird, so ist die zulässige Belastung des Seiles:

$$Q_{\text{zul}} = \frac{F\sigma_b}{\nu}.$$

Diese zulässige muß $\leqq$ der tatsächlichen Belastung des Seiles durch Förderkorb und Eigengewicht sein, also:

$$\frac{F\sigma_b}{\nu} = Q + \gamma F L.$$

Hieraus ergibt sich:

$$F = \frac{Q}{\frac{\sigma_b}{\nu} - \gamma L}.$$

Dabei rechnet man im allgemeinen mit $\gamma = 0{,}0095$ kg/cm³. Mit Hilfe der obigen Formel kann man leicht eine Vorstellung von der Bedeutung der Drahtfestigkeit und der Sicherheitszahl für die Seilabmessungen bei großen Teufen gewinnen. Nimmt man eine Korblast von 25000 kg und eine Seillänge von $L = 1000$ m (entsprechend einer Förderteufe von etwa 950 m) an, so erhält man bei $\nu = 6{,}7$

für $\sigma_b = 150$ kg/mm², $F = 1940$ mm²,
$\sigma_b = 180$ kg/mm², $F = 1445$ mm².

Im letzteren Fall ist also nur 75% des ersten Seilgewichtes erforderlich.

Wählt man ferner bei $\sigma_b = 180$ kg/mm² statt $\nu = 6{,}7$ $\nu = 7{,}5$ so vergrößert sich der erforderliche Nennquerschnitt des Seiles auf $F = 1725$ mm².

250. — Das Auflegen der Förderseile[1]. Bei Trommel- oder Bobinenförderungen gestaltet sich das Auflegen der Seile verhältnismäßig einfach. Während auf der einen Trommel das alte Seil ab- und das neue aufgewickelt wird, wird die andere Trommel von der Nabe gelöst und festgestellt, wobei gleichzeitig das Seil mit dem Korb dieser Trommel im Schacht abgefangen wird. Wo dies nicht möglich ist, muß der andere Korb während des Wickelns der einen Trommel im Schacht hin und her gefahren werden. Die zusätzlichen Windungen müssen dann von Hand aufgelegt werden, was freilich bei schweren Seilen umständlich ist.

Schwieriger ist das Auflegen von Treibscheibenseilen. Je nach der Größe der Anlage und den vorhandenen Einrichtungen sind verschiedene Verfahren möglich. Bei mittleren Größenverhältnissen arbeitet man gern mit einer verbreiterten Treibscheibe, „Magazinscheibe" genannt, die zu beiden Seiten der Seilrille Platz zum Aufwickeln des Seiles zwischen zwei Wangenblechen bietet. Man stützt den einen Förderkorb am Füllort und den andern an der Hängebank ab und bringt auf dem Seilstrang über dem unteren Korb an der Rasenhängebank Klemmen auf, die sich auf Träger über dem Schacht stützen. Weiter klemmt man das Seil in der Rille der Treibscheibe fest und fährt etwas Hängseil über den oberen Korb, um das Zwischengeschirr vom Korb lösen zu können. Dabei klemmt man ein Hilfsseil über dem Einband am Seil fest. Der Einband wird abgetrennt und das Seilende mittels eines Handkabels an dem Hilfsseil über die Seilscheibe gelassen. Es wird in das Maschinenhaus gezogen und auf der Treibscheibe festgeklemmt. Dann beginnt

[1] ALTPETER, H.: Der Einbau von Förder- und Unterseilen in Schachtförderanlagen. Essen: Girardet 1948. — F. LANGE: Die Vierseilförderung. Essen: Verlag Glückauf 1952.

man das Seil mit der Fördermaschine aufzuwickeln, nachdem man die Klemmen in der Seilrille gelöst hat. Sobald das Seil stramm ist, werden die Klemmen an der Rasenhängebank gelöst. Das Unterseil wird vom unteren Korbe abgeschlagen und im Füllort aufgehängt. Das alte Förderseil wird weiter aufgewickelt, wobei der untere Korb hochgezogen wird. An der Rasenhängebank wird der Korb auf Träger gesetzt, das Zwischengeschirr gelöst, über dem Einband das Ende des neuen Seiles angeklemmt und der Einband abgetrennt. Dann wird der Rest des alten Seiles aufgewickelt, wobei das neue Seil über die erste Seilscheibe gezogen wird. Ist das Ende an der Fördermaschine angekommen, so wird es vom alten Seil gelöst und das alte Seil wird von der Treibscheibe abgewickelt. Das neue wird anschließend, nachdem sein Ende angeklemmt wurde, aufgewickelt, wobei es über die Seilscheibe läuft. Ist das Ende über dem vom Füllort hochgezogenen Korbe angekommen, so wird der Einband hergestellt und mit dem Zwischengeschirr am Korbe befestigt. Dann wird der Korb eingehängt, und zwar nicht ganz bis zu seiner richtigen Stellung am Füllort, da man die Seillänge zunächst mit Rücksicht auf die zu erwartende anfängliche Dehnung des Seiles einige Meter kürzer wählt, als sie im Betriebe gebraucht wird. Jetzt wird das noch im Magazin der Treibscheibe verbliebene Seilstück abgezogen und mit Hilfe des Handkabels und eines Hilfsseiles über die zweite Seilscheibe gezogen und nach richtiger Ablängung an dem Korbe befestigt. Die Klemmen an der Rasenhängebank wie die Abstützung des Korbes werden beseitigt, und das Unterseil wird wieder am unteren Korbe befestigt.

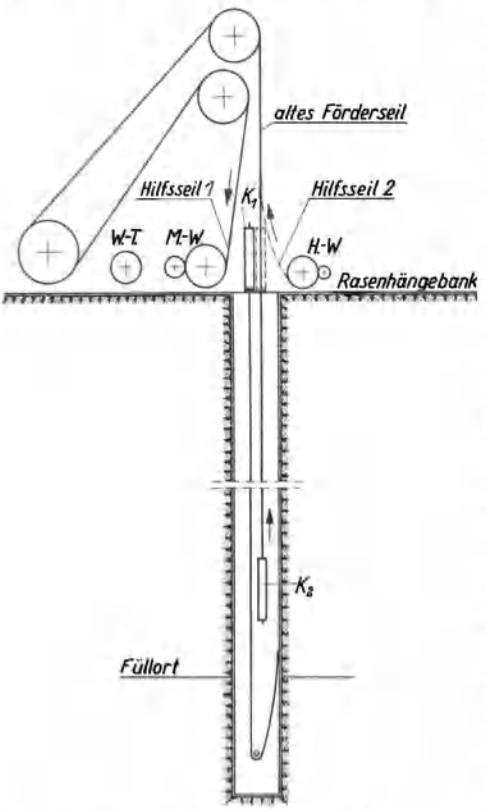


Abb. 410. Ersatz eines verbrauchten Förderseiles durch ein neues mit Hilfe einer Maschinen-Trommelwinde.

Besitzt die Fördermaschine keine verbreiterte Treibscheibe, so kann man in ähnlicher Weise unter zusätzlicher Verwendung einer entsprechend starken Maschinen-Trommelwinde verfahren. Nach den geschilderten Abstützungen der Förderkörbe und -seile spleißt man das vom oberen Korb K_1 (vgl. Abb. 410) gelöste Ende des alten Seiles mit einem an der Trommel der Maschinenwinde befestigten Hilfsseil *1* zusammen und wickelt das alte Seil auf der Trommel auf, wobei der untere Korb K_2 hoch kommt. Die Fördermaschine muß dabei mitgefahren werden. Ist der Korb K_2 an der Rasenhängebank angekommen, so wird er abgestützt. Das Seil über ihm wird mit dem Hilfsseil *2* verbunden und sein Ende vom Korb gelöst. Der Rest des alten Seiles wird dann mit der Maschinenwinde aufgewickelt und damit auch das Hilfsseil *2* über die Seilscheiben und die Treibscheibe gezogen. Das alte Seil wird von der Trommel der Maschinenwinde ab- und auf die Wickeltrommel *W.-T.* aufgewickelt. Hierauf wird das neue Seil von seiner Wickeltrommel ab- und auf die Trommel der Maschinenwinde aufgewickelt. Das Ende dieses Seiles wird dann mit der Handwinde an dem Hilfsseil *2* über die Treibscheibe und die beiden Seilscheiben gezogen und an dem Korb K_2 befestigt.

Der Korb wird endlich am neuen Seil mit der Maschinenwinde eingehängt, wobei die Fördermaschine wieder entsprechend mitgefahren werden muß.

Beide Verfahren erfordern bei großer Teufe viel Zeit. Auch reicht oft bei sehr schweren Seilen die Kraft der Fördermaschine nicht aus, um das Verfahren mit der Magazinscheibe anzuwenden. Man läßt deshalb meistens das alte Seil am neuen in den Schacht und wickelt es zunächst auf Trommeln im Füllort auf. Abb. 411 zeigt dieses Verfahren. Die beiden Förderkörbe k_1 und k_2 werden an der Hängebank und am Füllort abgestützt. Auf den Seilstrang über dem unteren Korb werden Klemmen gesetzt, die sich auf Träger über dem Schacht stützen, und das Seil wird auch über dem oberen Korb abgefangen. Das Ende des neuen Seiles S_2, das man von seiner Wickeltrommel w_1 über den starken Reibungshaspel $a\ b_1\ b_2$ gezogen hat, spleißt man bei e mit dem Ende des vom oberen Korbe gelösten

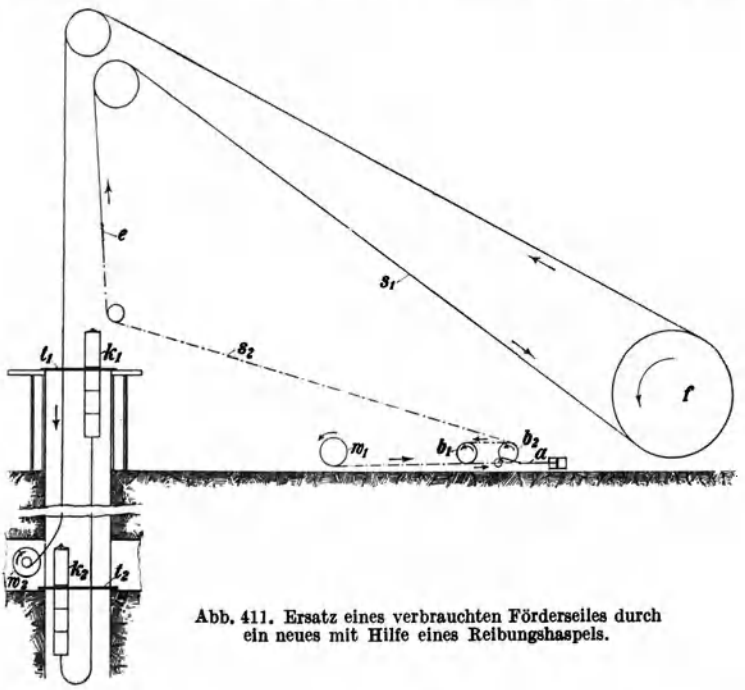


Abb. 411. Ersatz eines verbrauchten Förderseiles durch ein neues mit Hilfe eines Reibungshaspels.

alten Seils zusammen. Wichtig ist hierbei, daß das neue Seil auf einer Trommel aufgewickelt ist, die zuverlässig abgebremst werden kann, um eine für den Reibungshaspel ausreichende Anfangsspannung im Seil zu sichern. Nachdem alle Klemmen und Befestigungen vom alten Seil entfernt wurden, löst man auch seine Verbindung mit dem unteren Korb, läßt es mit Hilfe des Reibungshaspels am neuen Seil im Schacht herab und wickelt es auf die Trommel w_2 am Füllort auf. In der Regel wird man dazu mehrere Trommeln verwenden, die man auf einem Fördergestell zutage bringen kann, da eine Trommel hierfür zu groß wird. Um zu vermeiden, daß sich das neue Seil beim Herablassen aufdreht, indem es das alte geschwächte Seil zudreht, klemmt man es über der Spleißstelle in einem Führungsschlitten fest, der an den Spurlatten geführt wird. Ist das Ende des neuen Seiles soweit ins Füllort gelangt, daß man den Seileinband herstellen kann, so wird das Seil über dem Schacht mit Klemmen befestigt, damit es nicht abstürzen kann. Es wird von dem Reibungshaspel abgezogen und die Einbände werden hergestellt.

Es ist mehrfach vorgekommen, daß die während des Auflegens benutzten Seilklemmen nicht gehalten haben, so daß Seile in den Schacht gestürzt sind. Für die Klemmen über Trägern, die über den Schacht gelegt werden, verwendet man Stücke von Buchen- oder Eichenkantholz mit V-förmigem Ausschnitt für

das Seil, die durch zwei Schrauben zusammengeklemmt werden. Werden die Klemmen wiederholt benutzt, so erweitern sich allmählich die Ausschnitte und man muß sich vergewissern, daß die Klemmen nach dem Festziehen noch einen genügenden Anzug behalten[1].

Die Klemmen werden um 90° kreuzweise versetzt fest übereinander angebracht. Die neuen Seile sind in gut geschmiertem Zustand, möglichst in einem ungeheizten Raum bis zum Auflegen aufzubewahren.

251. — **Unterseile** sind Seile, die mit beiden Enden unter den beiden Körben befestigt werden und zum Ausgleich des im Schacht hängenden Förderseilgewichtes dienen. Sie haben deshalb in der Regel das gleiche Metergewicht wie die Förderseile.

Zur Führung des Unterseiles dient ein Rundholz, das durch die untere Krümmung, die „Seilbucht", verlegt und an beiden Enden auf Schachthölzern mit einer kräftigen, langen Schraube befestigt wird. Das Seil läuft etwa 1,5—2 m unter dem Holz hindurch. In einer weitergehenden Führung ordnet man auch wohl noch zwei weitere Hölzer auf den inneren Seiten des Seilbogens, etwa 2—3 m über dem unteren Holze an.

In Hauptschächten und großen Blindschächten verwendet man heute wegen ihrer Drallfreiheit ausschließlich doppelt genähte Flachseile. Rundseile haben sich nicht bewährt. Nur in kleineren Blindschächten findet man abgelegte Förderseile als Unterseile. Die Flachseile sind in besonderem Maße durch Rost gefährdet. In Hauptschächten gilt dies vor allem für die Endstrecken, die im Schachtsumpf hängen, wenn die Förderkörbe an den Anschlägen stehen. In den meisten Fällen empfiehlt sich daher eine Verzinkung als Rostschutz.

Sind sehr schwere Unterseile erforderlich, die große Wickeltrommeln erfordern und sich daher nur schwer zum Füllort einhängen lassen (vgl. Ziff. 252), so kann man bei Fördergestellen oder -gefäßen mit langem schmalen Querschnitt auch zwei Flachunterseile nebeneinander anwenden. Es hat sich gezeigt, daß die Seile wegen der gleichen Bewegungsrichtung störungsfrei laufen. Ein Abstand von etwa 1 m ist völlig ausreichend.

Als grundsätzlicher Nachteil des Unterseilbetriebes ist zu erwähnen, daß er bei der Trommelförderung ein Verstecken der Trommeln zum Fördern von verschiedenen Sohlen ausschließt. Dabei würde nämlich die Unterseilbucht verschiedene Höhenlagen einnehmen, was wegen des Führungsholzes nicht möglich ist. Für deutsche Verhältnisse ist dieser Nachteil bei der seltenen Anwendung der Trommelförderung für große Teufen jedoch unwesentlich. Schwerer wiegen die Nachteile, die sich aus der schwierigen Überwachung der Seile sowie aus Störungen ergeben, die bei starken Seilschwingungen durch die Unterseile verursacht werden können.

252. — **Das Anhängen der Unterseile** geschieht am einfachsten in der Weise, daß man das auf einer Trommel aufgewickelte Seil, wie es von der Fabrik geliefert wurde, zum Füllort einhängt, das alte Seil von dem untenstehenden Förderkorb löst und dafür das neue an ihm befestigt. Nach Entfernung der Führungshölzer wird mit dem Aufwickeln des alten Seiles auf einer Trommel im Füllort begonnen. Alsdann werden die Körbe langsam durch den Schacht gefahren, wobei das alte Seil im Füllort weiter auf- und das neue abgewickelt wird.

[1] Anders: Über die Klemmwirkung bei Seilbefestigungen. Bergbau-Rdsch. 1950 S. 87.

Sehr starke und lange Seile erfordern derart große Wickeltrommeln, daß es zu große Schwierigkeiten bieten würde, diese zum Füllort zu schaffen. In solchen Fällen bedient man sich zum Anhängen eines Hilfshaspels wie beim Auflegen von Koepeförderseilen (vgl. Ziff. 250).

253. — Prüfung und Überwachung. Entsprechend der Wichtigkeit der Förderseile sind die Prüfbestimmungen sehr streng. Vor dem Auflegen des Seiles ist jeder einzelne Draht auf Zug, Biegung und Verwindung zu prüfen. Durch die Zugprüfung ist nachzuweisen, daß die einzelnen Drähte nicht um mehr als $\pm$ 10% von der mittleren Zugfestigkeit abweichen und daß sie die zugelassenen Höchstwerte der Festigkeit von 200 kg/mm² bei blanken und 190 kg/mm² bei verzinkten Drähten nicht überschreiten. Die Mittelwerte sämtlicher Drähte dürfen höchstens 190 oder 180 kg/mm² erreichen. Hinsichtlich der Biegefähigkeit hat die Bergpolizeiverordnung für die Seilfahrt Mindestbiegezahlen vorgeschrieben, die bei der Hin- und Herbiegeprobe erreicht werden müssen. Sie sind verschieden je nach dem Durchmesser und der Festigkeit des Drahtes, auch wird unterschieden zwischen blanken und verzinkten Drähten. Drähte, die den vorgeschriebenen Bedingungen nicht entsprechen, scheiden für die Berechnung der Bruchlast des Seiles gänzlich aus.

Neben diesen Prüfungen muß durch Werksbescheinigungen der Lieferfirma nachgewiesen werden, daß der Gesamtgehalt an Phosphor und Schwefel 0,05% nicht überschreitet und daß die Seele aus guten Fasern mit einwandfreier Tränkung hergestellt ist.

Trotz vorsichtiger Berechnung und Prüfung der Seile vor dem Auflegen ist aber ihre dauernde gewissenhafte Überwachung im Betrieb unentbehrlich[1]. Die Überwachung erstreckt sich auf regelmäßiges Nachsehen und bei Trommelseilen auf Drahtprüfungen an abgeschnittenen Probestücken. Täglich werden die Seile bei 1 m/sek Geschwindigkeit nachgesehen, wobei hauptsächlich größere Beschädigungen festgestellt werden sollen, die im Laufe des Tages durch in den Schacht gestürzte Gegenstände oder auf ähnliche Weise plötzlich entstanden sein können. Auch Klanken gehören hierher. Wöchentlich werden die Seile einmal genauer bei 0,5 m/sek Geschwindigkeit nachgesehen; dabei werden insbesondere die Drahtbrüche festgestellt und in bildlichen Darstellungen der Lage nach eingetragen. Es genügt dazu, die Drahtbrüche gruppenweise für eine einer Fördermaschinenumdrehung entsprechende Seilstrecke zusammenzufassen. Eine genauere Lagebestimmung einzelner Brüche ist mit Hilfe einer Meßrolle möglich. Alle sechs Wochen findet eine noch eingehendere Besichtigung statt, bei der nach Reinigung einzelner Stellen besonders auf den Verschleiß und den sehr ernst zu nehmenden Rostangriff geachtet werden soll. Bei den Besichtigungen kann natürlich nur der äußere Zustand des Seiles beurteilt werden. Er ist jedoch fast immer für die Sicherheit maßgebend. Eine Möglichkeit, innere Schwächungen, insbesondere solche durch Drahtbrüche, nachzuweisen, bietet ein von der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerk-

[1] Herbst, H.: Die Überwachung, Pflege und Prüfung der Förderseile. Bergbau 1925 S. 701. — ferner Meebold: Neuere Verfahren für die Prüfung von Förderseilen. Glückauf 1950 S. 517.

schaftskasse, Bochum, eingeführtes elektromagnetisches Meßverfahren[1] nach WEVER-OTTO, das Querschnittsschwächungen von 0,5% zuverlässig kenntlich macht. Das die Vorrichtung mit einer Geschwindigkeit von etwa 0,3 m/sek durchlaufende Förderseil wird dabei bis zur völligen Sättigung magnetisiert. An der Stelle einer durch einen Drahtbruch verursachten Querschnittsschwächung bildet sich am Seilumfang ein kleines magnetisches Streufeld, das eine Meßspule durchschneidet. Die hierbei induzierte Stromspannung kann angezeigt und aufgezeichnet werden.

Von besonderer Wichtigkeit ist stets ein gründliches Nachsehen der Einbandstellen, im Bedarfsfalle unter teilweiser oder völliger Öffnung der Einbände, da hier stärkere Schäden sehr leicht vorkommen und am schwersten erkennbar sind. Bei Trommelseilen werden deshalb die Einbandstücke nebst dem anschließenden Seilstück von etwa 3 m Länge in Zeiträumen von $^1/_4$—$^1/_2$ Jahr, je nach den Betriebsverhältnissen, abgeschnitten und die Einbände erneuert, was bei Treibscheibenseilen nicht möglich ist. An den abgeschnittenen Stücken werden Drahtprüfungen vorgenommen, für die wieder besondere Vorschriften gelten. Die Ergebnisse bieten aber nur ein unvollkommenes Bild von der tatsächlich noch vorhandenen Bruchlast des Seiles, da einerseits etwa gelockerte Drähte noch als tragend gelten, die in Wirklichkeit nicht mehr tragen, während andererseits Drähte etwa wegen zu geringer Biegezahl gänzlich unberücksichtigt bleiben, obwohl sie in Wirklichkeit noch an der Belastungsaufnahme teilnehmen. Zu einem sicheren Ergebnis gelangt man daher, wenn man, wie das z. B. bei der obengenannten Seilprüfstelle geschieht, das Seil mit Hilfe sehr starker Zerreißmaschinen im ganzen zerreißt. Die größte dieser Maschinen hat eine Zugkraft von 400 t.

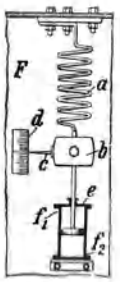


Abb. 412. Grundgedanke des Beschleunigungsmessers von JAHNKE-KEINATH.

Zur Überwachung der Seile gehört auch die Nachprüfung der besonderen Betriebsbeanspruchungen, denen sie unterliegen, insbesondere der dynamischen Beanspruchungen infolge unruhigen Ganges der Fördermaschine, infolge von Stößen durch mangelhafte Fördermaschinenbremsen oder schlechte Gestellführungen im Schacht, die ihrerseits wieder durch Abweichungen der Schachtachse aus dem Lot oder durch Druckerscheinungen verursacht werden können. Diese Beanspruchungen bilden die Hauptursachen für die gefährlichen Beschädigungen der Einbände. Ein geeignetes Gerät für die Messung der dynamischen Kräfte ist der Beschleunigungsmesser von JAHNKE-KEINATH[2], der zu diesem Zweck auf einem Förderkorb befestigt wird. Der Grundgedanke dieser Vorrichtung ist durch Abb. 412 veranschaulicht. Das an einer Feder *a* aufgehängte Gewicht *b* übt nur im ruhenden Zustand des Förderkorbes *F* seinen vollen Zug aus, wogegen es bei freiem Fall völlig gleichmäßig mit dem Förderkorb fällt, also im Vergleich zu diesem gewichtslos wird. Zwischen diesen beiden Grenzfällen sind je nach der Größe der Beschleunigung (d. h. je nach der Annäherung an den freien Fall) alle möglichen Zwischenstufen denkbar. Bei Beschleunigung in Aufwärtsrichtung erscheint das Gewicht schwerer. Die Feder wird entsprechend ent- oder belastet; sie zieht sich zusammen oder dehnt sich aus, und die Bewegung des Gewichtes wird durch ein Schreibwerk *c* auf einem Diagrammstreifen *d* verzeichnet.

[1] OTTO, A.: Elektromagnetisches Verfahren zur Prüfung von Drahtseilen. Glückauf 1933 S. 471.

[2] JAHNKE u. KEINATH: Zur Überwachung von Schacht und Förderung während der Betriebsfahrt. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1921 S. 153.

Die erforderliche Dämpfungsvorrichtung ist durch den in dem Zylinder e sich bewegenden Kolben, der Glyzerin durch die Öffnungen f_1 f_2 ansaugt oder verdrängt, angedeutet. Ein Beispiel für die Aufzeichnung mit dieser Vorrichtung gibt Abb. 413. Hier war bei rd. 115 m Teufe eine Annäherung der Spurlatten durch den Gebirgsdruck herbeigeführt und dadurch eine Klemmung des Förderkorbes zwischen den Führungen veranlaßt worden, die sich in einer Verzögerung der Bewegung des Förderkorbes und entsprechenden Seilschwingungen äußerte.

254. — Die Bruchgefahr bei Förder- und Unterseilen. Eine besonders gefährdete Stelle der Seile bilden gemäß Ziff. 253 S. 488 die Einbände, da die Seile hier einmal starken Klemmungen ausgesetzt sind und ferner die auslaufenden Seilschwingungen eine sehr große Zahl von zusätzlichen dynamischen Beanspruchungen erzeugen[1]. Die Gefahr ist hier auch deshalb größer, weil die Drahtbrüche häufig verdeckt liegen und der Überwachung entgehen. Stärkerem Verschleiß sind auch die Seilstrecken ausgesetzt, die während der Beschleunigung und der Verzögerung des Treibens über die Seilscheiben laufen; in diesen Abschnitten schwingen die Seile stärker und laufen heftig schlagend auf die Scheiben auf.

Bei stärkerem *Rostangriff* entsteht die Gefahr, daß die Außendrähte dünn und locker werden. Sie reiben dann in verstärktem Maße in den Rillen einerseits und auf den darunterliegenden Innendrähten anderseits, so daß der Verschleiß mit ständig wachsender Geschwindigkeit fortschreitet. Die

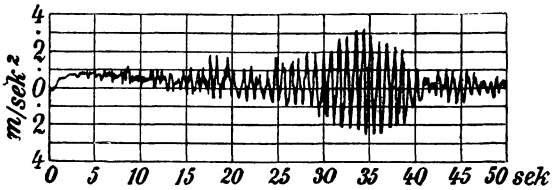


Abb. 413. Beschleunigungs-Schaubild, aufgenommen mit dem Beschleunigungsmesser.

Lockerung erreicht schließlich ein solches Maß, daß die Außendrähte überhaupt nicht mehr tragen und die ganze Belastung von den Innendrähten aufgenommen werden muß. Diese brechen dann vorzeitig und es entsteht die Gefahr, daß das Seil infolge der starken inneren Schwächung plötzlich bricht, während von außen wohl ein starker Verschleiß, aber vielleicht keine oder nur vereinzelte Drahtbrüche erkennbar waren. Aus diesem Grunde ist es auch nicht möglich, die Sicherheit eines Förderseiles nach den festgestellten Drahtbrüchen zu beurteilen. Es muß stets auch der Grad des Rostangriffes und des Verschleißes berücksichtigt werden, wozu allerdings eine gewisse Erfahrung gehört.

Besonders zu erwähnen ist auch noch die recht große Bruchgefahr der *Flach-Unterseile.* Diese erleiden erfahrungsgemäß auf den Endstrecken bis zu etwa 50 m von den Körben entfernt einen sehr starken inneren Verschleiß und Rostangriff. An den Stellen, an denen sich Drähte benachbarter Litzen

[1] Herbst, H.: Bemerkenswerte Brüche von Förderseilen. Glückauf 1930 S. 1089; — ferner H. Herbst, W. Berke u. H. Schiesser: Dynamische Beanspruchungen von Förderseilen. Berichte der Versuchsgrubengesellschaft Heft 5. Gelsenkirchen 1934. — O. Süss: Berechnung von Förderseillängsschwingungen. Glückauf 1937 S. 281. — E. Mettler u. S. Bär: Über Seillängsschwingungen in Schachtförderanlagen. Glückauf 1949 S. 849.

berühren, und an den Kreuzungsstellen mit den Nähltizen schleißen sie völlig durch, ohne daß die Bruchenden heraustreten. Schließlich genügt ein Bremsstoß der Fördermaschine beim Umsetzen an der Hängebank, um den Bruch herbeizuführen. Von großer Wichtigkeit ist es deshalb, die genannten Seilstrecken stets mit einem starken Fettüberzug bedeckt zu halten, der nicht nur als Rostschutz wirkt, sondern auch die innere Reibung und damit den Verschleiß im Seil verringert.

255. — Leistung und Kosten von Förderseilen. Ein Maßstab für die Leistung von Förderseilen ist schwierig zu bilden, da die Arbeitsbedingungen für die Seile sehr verschiedenartig sind. Aufeinanderfolgende Seile einer Fördereinrichtung kann man einfach nach der Gesamtzahl der Züge, die mit ihnen gemacht wurden, vergleichen. Bei verschiedenen Förderungen kommen aber eine Reihe von Unterschieden in Betracht, die sich bemerkbar machen. Solche Unterschiede bestehen in der Zahl der Seilscheiben und ihrer Durchmesser im Verhältnis zu dem des Seiles, im Gang der Fördermaschinen, der Fördergeschwindigkeit, der täglichen Zügezahl, in den Korbführungen in den Schächten, der Teufe und der Feuchtigkeit.

Da die meisten dieser unterschiedlichen Einflüsse zahlenmäßig nicht zu erfassen sind, muß man sich im allgemeinen begnügen, einen Leistungsmaßstab zu bilden, der für einen gewissen Bereich von Förderungen brauchbar ist. Beispielsweise hat man für Koepeförderseile in trockenen, zutage ausgehenden Schächten, die zu einer regelmäßigen Güterförderung dienen, auf statistischer Grundlage Formeln zur Ermittlung einer „Bewährungszahl" aufgestellt[1].

Der Praktiker benutzt gern einen Maßstab, der eine Beziehung zu der mit dem Seil geförderten Gütermenge wiedergibt. Als solcher hat sich die Förderleistung je 1 kg Seilgewicht in tkm/kg eingeführt[2]. Die Förderleistung wird dabei als Produkt aus den am Seil hängenden bewegten Gesamtgewichten (einschließlich der Totlasten) in t und der Förderteufe in km ermittelt. Treibscheibenseile von Hauptförderungen in zutage ausgehenden trockenen Schächten des Oberbergamtsbezirkes Dortmund erreichen im Durchschnitt eine spezifische Leistung von 420 tkm/kg. Der Wert entspricht etwa 180000 Zügen. Er besagt, daß mit 1 kg Seil eine Gesamtarbeit von 420 tkm geleistet wird. Als Preis für 1 kg Seil kann man etwa 2,5 DM ansetzen. Dieser Preis enthält Zuschläge für die Kosten der Seillänge, die über die Förderteufe hinaus notwendig ist und die in der Leistungsformel nicht berücksichtigt wird, ferner für die Kosten der Schmierung und des Auflegens. Damit ergibt sich als Kosten für 420 Gesamttkm ein Betrag von 2,5 DM. 1 t Kohlen erfordert in trockenen Schächten für die verschiedenen Teufen die nachstehend angeführten Gesamttkm und Seilkosten:

Teufe m	200	400	600	800	1000
Gesamttkm	0,5	1,3	2,3	3,5	4,8
Seilkosten Dpf	0,3	0,8	1,4	2,1	2,9

In nassen Schächten ergeben sich sehr unterschiedliche Leistungen der Seile. Im Mittel kann man etwa 75% der Leistung in trockenen Schächten annehmen.

Außer den Kosten für die Förderseile sind noch diejenigen für die Unterseile zu berücksichtigen. Sie betragen etwa 70% der Förderseilkosten.

c) Die Verbindung zwischen dem Seil und dem Fördergutträger.

256. — Allgemeines. Würde man das Förderseil unmittelbar am Gefäß oder Gestell befestigen, so müßte man zum Kürzen des Seiles, das schon bei geringen Längungen notwendig wird, die Befestigung völlig

[1] Döderlein, W.: Möglichkeiten und Wert statistischer Untersuchungen an Schachtförderseilen. Diss. Berlin 1935. — H. Herbst: Schachtförderungen und Förderseile im Oberbergamtsbezirk Dortmund in den Jahren 1936—1947. Glückauf 1949 S. 215.

[2] Meebold, R.: Die Berechnung der Förderarbeit von Schachtförderseilen. Glückauf 1935, S. 423.

lösen. Auch würde es nicht möglich sein, eine neue Befestigung herzustellen, wenn die Befestigungsstelle des Seiles schadhaft wird. Man befestigt deshalb das Seil zunächst an einem Haltekörper und bezeichnet diese Befestigung als „*Seileinband*". Der Haltekörper wird dann mittels des „*Zwischengeschirrs*" mit dem Förderguträger verbunden.

Der *Seileinband* soll neben einer zuverlässigen Befestigung möglichst geringe zusätzliche Beanspruchungen des Seiles ergeben. Er soll Schäden, die am Seil auftreten, leicht erkennen lassen und möglichst kurz sein, damit man ihn, wenn das Seil hier schadhaft wird, ohne eine große Verlängerung des Zwischengeschirrs erneuern kann. Eine geringe Länge ist auch mit Rücksicht auf die freie Höhe, die zwischen Einband und Seilscheibe verbleiben muß, erwünscht. Man kann den Einband entweder durch Klemmen oder dadurch herstellen, daß man das Seilende aufflechtet, die Drähte zu einem Konus auseinander- oder teilweise auch umbiegt und sie in einer konischen Büchse festkeilt oder mit einem leicht schmelzenden Metall vergießt. Diese Befestigung in konischen Büchsen läßt Drahtbrüche im Innern nicht erkennen. Sie ist aber bei verschlossenen Seilen wertvoll, weil sie es ermöglicht, auch die inneren Drahtlagen zuverlässig zu befestigen, was mit Klemmen nicht erreicht wird. Im britischen Bergbau, in dem viele verschlossene Seile verwendet werden, ist dieser Einband daher sehr verbreitet. Da es sich nahezu ausschließlich um Trommelförderungen handelt, können die Einbände halbjährlich erneuert werden, womit auch eine ausreichende Sicherheit gewährleistet ist.

Für die *Zwischengeschirre* wird eine 10fache Sicherheit gefordert. Sie ist größer als die für die Seile, weil bei ihnen die Belastung in der Regel durch *einen* Querschnitt aufgenommen werden muß, während beim Seil zahlreiche Drahtquerschnitte zur Verfügung stehen. Trotzdem soll das Geschirr leicht sein und bei geringer Bauhöhe die Möglichkeit bieten, Längungen des Seiles leicht und ausreichend auszugleichen.

Das Gewicht der Verbindung zwischen Seil und Förderguträger liegt im Durchschnitt bei etwa 3,5 % der gesamten an ihm hängenden Last. Enthält sie noch einen Stoßdämpfer, so erhöht es sich auf das doppelte. Die Unterseilanhängung hat etwa ein Viertel des Gewichtes.

257. — Der gewöhnliche Kauscheneinband. Das Seil wird um eine herzförmige Scheibe, das *Kauschenherz* oder auch die *Kausche* geschlungen und der Endstrang mit Klemmbügeln durch Schrauben am tragenden Strange festgeklemmt. Die Kausche ist zur Gewichtsverringerung ausgespart und hat unten die Bohrung für den Bolzen zum Anhängen des Zwischengeschirrs. Beim Herumlegen des Seiles ist darauf zu achten, daß das Seil die Kausche fest umschließt. In einer losen Seilschlaufe scheuert die Kausche am Seil, was zu Beschädigungen führt. Man wendet daher auch noch besondere Klemmen an, die die Seilstränge fest gegen die Kauschenspitze drücken.

Der Kauscheneinband erlaubt eine gute Überwachung, da an den Klemmen entstehende Drahtbrüche erkennbar sind. Durch die mäßige Versteifung, die das Seil durch den angeklemmten Endstrang erfährt, werden die an der Befestigung des Seiles auslaufenden Querschwingungen des Seiles gedämpft. Nachteilig ist die große Baulänge, ferner die Schwierigkeit, den

Einband bei starken Seilen gut auszuführen. Mit dem Ausrecken des Seiles, besonders bei den Probetreiben und während der ersten Schichten, wird es dünner. Der Druck der Klemmen läßt nach und die Schrauben müssen nachgezogen werden, was leicht versäumt wird.

Klemmkauschen vermeiden die angeführten Nachteile des gewöhnlichen Kauscheneinbandes und haben sich daher in weitestem Ausmaß durchgesetzt.

Bei der Klemmkausche von DROSTE, ausgeführt von Heuer-Hammer, Grüne/W., wird das Seil gemäß Abb. 414 um das Kauschenherz *a* gelegt und mit diesem von unten in das Gehäuse *b* geschoben, in dem es sich durch die keilartige Wirkung des Kauschenherzes selbsttätig festzieht. Ein durch Schrauben *c* angezogener Querriegel *d* verstärkt noch die einziehende Wirkung und sichert gleichzeitig das Kauschenherz gegen ein zufälliges Lockern, wenn etwa infolge Aufsetzens des Förderkorbes über ihm Hängseil entsteht.

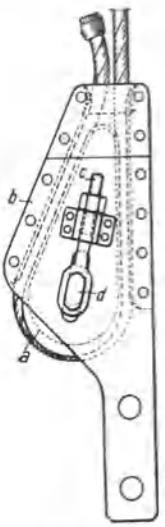


Abb. 414. Klemmkausche von DROSTE.

In der Klemmkausche der GHH Sterkrade wird nach Abb. 415 nur der Endstrang des Seiles zwischen Kauschenherz und Gehäuse eingeklemmt. Die andere Seite des Kauschenherzes stützt sich gegen eine Gehäusefläche und gleitet an dieser, wenn das Herz sich durch den Seilzug einzieht. Der tragende Strang liegt frei an der Außenseite des Gehäuses. Wegen des erforderlichen größeren Reibungswiderstandes des Endstranges ist der Winkel der Kausche kleiner als bei der Droste-Kausche.

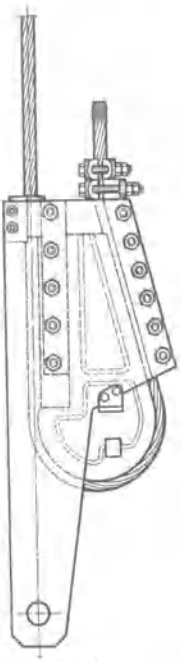


Abb. 415. Klemmkausche der GHH.

258. — Die Befestigung des Unterseiles geschieht durchweg mit einem gewöhnlichen Kauscheneinband, wobei die für Flachseile erforderlichen breiten Kauschen aus Blech zusammengeschweißt werden. An Stelle der Klemmbügel treten breite Klemmplatten, deren Kanten sorgfältig abgerundet werden müssen. Sie sind ebenso wie die Kausche mit weichen, fettdurchtränkten Beilagen zu versehen.

Die Kauschen werden mittels Laschen und Bolzen an einem unter dem Korbboden angebrachten Querträger angehängt. Bei Rundseilen ist auch noch ein Wirbel vorzusehen.

259. — Das Zwischengeschirr bildet die weitere Verbindung zwischen Seil und Förderkorb. Sein unterstes Glied ist meistens die *Königstange*, die den Förderkorb unmittelbar trägt. Bei Verwendung einer Keilklemme zum Einband wird der Förderkorb in der Regel an zwei Punkten aufgehängt. Notketten, die im Falle eines Zwischengeschirrbruches die Last aufzunehmen vermögen, werden von der Bergbehörde heute nicht mehr gefordert. Bei kleinen Anlagen, bei denen Widerstände des Korbes in den Führungen bedenkliche Beanspruchungen verursachen können, soll das Zwischengeschirr, auch wenn die Belastung kleiner ist, für wenigstens 10 t bemessen werden.

Durch das Zwischengeschirr sollen Längungen des Seiles leicht auszugleichen sein. Hierfür werden überwiegend *Verstecklaschen* benutzt, deren relative Lage zueinander so geändert werden kann, daß die erforderliche Längenänderung des ganzen Geschirrs erreicht wird. Man legt dabei Wert darauf, daß während des Versteckens die Verbindung zwischen Seileinband und Förderkorb nicht völlig getrennt wird, um zu verhindern, daß der am Seil hängende Teil durch den Seildrall verdreht wird.

Eine in Abb. 416 wiedergegebene Ausführung von Heuer-Hammer, Grüne, besitzt zwei Außenlaschen *a* mit Bohrungen in gleichen Abständen von zwei Bohrungsdurchmessern, ferner eine Mittellasche *b* mit einem Längsschlitz und darunter einer Bohrung, deren Abstand vom unteren Schlitzende um den Durchmesser einer Bohrung größer ist. Man kann die Laschen so in gegenseitige Stellungen bringen, daß man den Tragbolzen durch zwei Bohrungen der Außenlaschen *a* und entweder durch das untere Ende des Schlitzes oder durch die untere Bohrung der Mittellasche *b* steckt. Mit dem auf diese Weise gegebenen Differenzverfahren ist es möglich, Längenänderungen von der Größe eines Bolzendurchmessers auszugleichen, was ausreichend genau ist. Während des Versteckens wahrt ein Sicherungsbolzen die Verbindung zwischen den Laschen und schließt damit Schwierigkeiten durch den Seildrall aus.

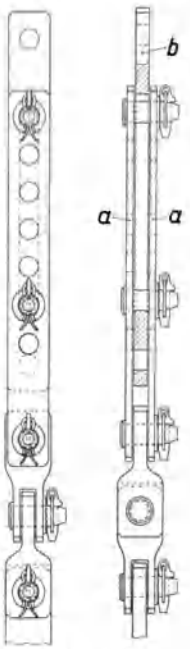


Abb. 416. Zwischengeschirr von Heuer-Hammer.

Wird der Seileinband mit einer Klemmkausche hergestellt, so empfiehlt es sich, die Versteckmöglichkeit im Zwischengeschirr auf etwa 30 cm zu begrenzen und größere Längungen des Seiles mit einem Durchziehen des Seiles durch die Kausche auszugleichen, damit die jeweils im Einband besonders beanspruchten Stellen des Seiles öfter verschoben werden.

Die Zwischengeschirrbolzen werden durch Spaltvorstecker gegen ein Herausfallen gesichert. Diese Vorstecker erfordern besondere Vorsicht, da sie nach mehrfachem Auf- und Zubiegen brechen und herausfallen können. Die Bergbehörde fordert deshalb eine doppelte Sicherung der Bolzen. In Abb. 416 ist eine weitere Sicherung durch einen federnden Drahtring mit angebogenem Auge dargestellt. Der Ring wird durch ein Loch des Vorsteckers gesteckt und umklammert das Bolzenende. Auf diese Weise hält er den Vorstecker noch, selbst wenn dieser gebrochen sein sollte.

Um Biegebeanspruchungen der Königsstange durch Querschwingungen des Zwischengeschirres auszuschalten, muß das Zwischengeschirr mit einem Kreuzgelenk an die Königsstange angeschlossen werden. Wird der Korb an mehreren Seilen angehängt (Mehrseilbetrieb), so wendet man noch selbsttätige Vorrichtungen zum Ausgleich von Längenunterschieden zwischen den einzelnen Seilen an, die auch gleichzeitig Belastungsunterschiede ausgleichen. Ebenfalls werden in diesem Falle Kraftmesser eingebaut, die es ermöglichen, die Belastungen der einzelnen Seile zu vergleichen[1].

[1] Lange, F.: Die Vierseilförderung. Essen: Verlag Glückauf 1952; — S. Bär: Der Ausgleich der Seilkräfte bei Mehrseilförderungen. Glückauf 1953 S. 1253.

Abb. 417 zeigt ein Zwischengeschirr der GHH für eine Zweiseilförderung. Man erkennt unterhalb der Klemmkauschen die Verstecklaschen und unter diesen die beiden Kraftmesser in Form starker, in einem waagerechten Querschnitt geschlitzter Ringe. Aus dem Zusammendrücken des Ringspaltes, das in einer Anzeigervorrichtung stark vergrößert wird, kann die Belastung ermittelt werden. Weiter unten sind die beiden Kreuzgelenke erkennbar, an die der Belastungsausgleicher in Form eines unten schmal auslaufenden Waagebalkens angeschlossen ist. Mit einem Bolzen ist dieser mit der Königsstange verbunden.

Abb. 417. Zwischengeschirre für Zweiseilförderung der GHH.

Man hat versucht, die dynamischen Beanspruchungen der Seile und Zwischengeschirre durch Stoßdämpfer im Zwischengeschirr zu mildern, die im wesentlichen aus einer starken Feder und einer Ölbremse bestanden[1]. Es hat sich aber gezeigt, daß diese Milderung nicht zu erreichen war, da das Arbeitsaufnahmevermögen solcher Vorrichtungen zu klein war, wenn man ihr Gewicht in erträglichen Grenzen halten wollte[2].

d) Die Führung der Fördergutträger.

260. — Führungsmittel am Fördergutträger für Spurlatten sind fast ausschließlich einfache Gleitschuhe aus Stahlguß oder in geschweißter Ausführung, die am oberen und unteren Ende des Fördergefäßes oder -gestelles seitlich angebracht sind. Beim Fördergestell haben auch die Zwischenböden in der Regel Gleitschuhe. Die Seitenwangen der Gleitschuhe, mit denen sie seitlich die Spurlatten umfassen, sind bei den obersten und untersten Schuhen durch Rippen versteift, weil sie beim Übertreiben starken Bremskräften der Spurlattenverdickungen zu widerstehen haben (vgl. Ziff. 287). Die Gleitschuhe sollen gegen die neuen Spurlatten 10 mm Spielraum gewähren.

Mit der Zunahme der Gewichte der Fördergutträger wachsen die Stoßkräfte[3], die sie bei den stets mehr oder minder ungeraden Führungen auf diese ausüben, was zu starkem Verschleiß führt. Besonders macht sich dieser bei Fördergefäßen bemerkbar, die starrer als Gestelle sind und daher härtere Stöße ergeben. Man ist deshalb bestrebt, diese Stöße durch federnd nachgiebige Gleitschuhe[4] zu mildern. Abb. 418 zeigt eine Ausführung der Demag für den Zwischenboden eines Fördergestelles. Der eigentliche, in sich starre Schuh gleitet auf der am Korb befestigten Schleißplatte *1*. Die

[1] Horst, H.: Stoßdämpfereinrichtung für Förderseile. Glückauf 1928 S. 365.

[2] Mettler, E.: Theorie der Schwingungsdämpfer für Schachtförderanlagen. Ausschnitt aus Entwicklungsarbeiten der Gutehoffnungshütte Sterkrade. Reihe Bergbau H. 8 1950.

[3] Bär, S.: Die Beanspruchung der Einbauten von Förderschächten durch waagerechte Kräfte. Glückauf 1953 S. 156.

[4] Hillen, G.: Federnde Führungsschuhe für Förderkörbe. Glückauf 1948 S. 697.

Zungen *2* des Schuhs führen sich in den durch die ausgefrästen Platten *3* gebildeten Spalten und begrenzen gleichzeitig die Bewegung des Schuhs. Die Kegelstumpffedern, die sich gegen die Platten *4* stützen, drücken den Schuh in die Mittellage. Für eine ausreichende Schmierung ist Sorge getragen.

Andere Ausführungen liefern G. Schönfeld, Berlin und die GHH, Sterkrade. Ersterer verwendet für die Federung Gummi, letztere starke Blattfedern.

Im südafrikanischen Bergbau benutzt man mit gutem Erfolg statt der Gleitschuhe vollgummibereifte und federnd gelagerte Rollen[1].

Die Demag[2], Duisburg, liefert neuerdings auch Rollenführungen. Sie verwendet sowohl Rollen mit Vollgummi als auch mit Luftreifen. Die Erfolge hinsichtlich eines ruhigen Ganges wie einer Ersparnis an Spurlatten lassen eine zunehmende Verbreitung erwarten.

Bei anderen als hölzernen Führungen werden Gleitschuhe verwendet, die sich dem Profil der Führungen anpassen.

261. — Anordnung der Führungen im Schacht. Starre Schachtführungen sollen zwischen den Förderkörben einen Abstand von etwa 10 cm gewähren. Man unterscheidet nach Art der Anordnung Kopf-, Seiten- und Eckführungen.

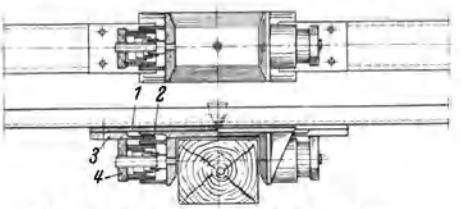


Abb. 418. Federnder Gleitschuh der Demag.

Kopfführungen nach Abb. 419a führen das Fördergestell an den bei der Produktenförderung offenen Seiten, das Gefäß an einer offenen und der gegenüberliegenden Seite. Sie haben die weiteste Verbreitung gefunden und bilden insbesondere bei langen und schmalen Querschnitten der Fördergutträger die Regel, da sie für diese die sicherste Führung bei gleichzeitig einfachster Anordnung der Einstriche und bester Ausnutzung des Schachtquerschnitts ergeben. Bei der Gestellförderung bieten die Kopfführungen gleichzeitig eine gute Sicherung der Wagen gegen ein Abrollen während der Förderung.

Als Nachteil ist zu nennen, daß die Führungen an den Anschlagstellen unterbrochen werden müssen, um die Bedienung der Förderkörbe zu ermöglichen. Dies tritt besonders in Erscheinung, wenn von mehreren Sohlen gefördert werden soll und wenn es sich um niedrige Gestelle mit nur einem oder zwei Tragböden handelt. An den Anschlagstellen werden deshalb *Eckführungen* aus 4 Winkelstählen nach Abb. 420 vorgesehen. Bei hohen Fördergestellen schadet die Unterbrechung der Führungen zwar weniger,

[1] Wire Ropes in Mines. Proceed. of a Conference at Ashorne Hill Leamington Spa. Sept. 1950. The Just of Mining Metallurgy. London 1951 S. 270; — ferner H. Herbst: Internationale Konferenz über Drahtseile im Bergbau. Glückauf 1951 S. 116; — ferner Lehmann: Förderkorbführung mit Luftreifen. Glückauf 1953 S. 215.

[2] Renfordt, H.: Demag-Rollenführung mit Gummibereifung für Fördergefäße und Förderkörbe. Demag-Nachrichten 1954 H. 136 S. 6.

weil einige Führungsschuhe die Führung noch aufrechterhalten. Doch richtet man auch in solchen Fällen Eckführungen ein, um das Gestell beim Aufschieben der Wagen noch besonders gegen ein seitliches Ausweichen zu stützen.

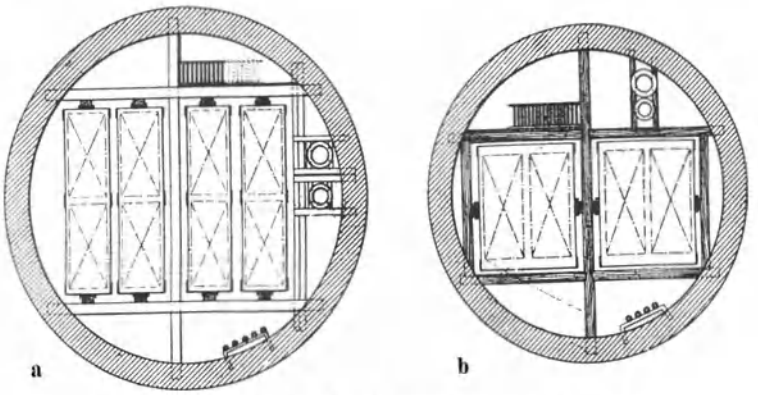


Abb. 419. Kopf- (a) und Seitenführungen (b) von Fördergestellen.

Seitenführungen nach Abb. 419b liegen an den geschlossenen Seiten der Gefäße oder Gestelle und eignen sich nur für solche mit annähernd quadratischem Querschnitt, wie er sich bei nebeneinander stehenden Wagen ergibt. Sie sind insbesondere vorteilhaft, wenn von mehreren Sohlen gefördert werden soll, weil sie dann keine Unterbrechungen an den Anschlägen notwendig machen. In solchen Fällen wendet man sie auch bei Gestellen mit länglichem Querschnitt an, wobei man allerdings wenigstens an einer Seite zwei Führungsstränge vorsieht. Da die Sicherheit gegen ein Ablaufen der Wagen aber nicht unter allen Umständen gewährleistet erscheint, besonders wenn der Schacht unter Einwirkung des Gebirgsdruckes schief gestellt ist, baut man im Schacht wohl besondere Schleifbohlen vor den offenen Seiten ein, um die Sicherheit zu verbessern.

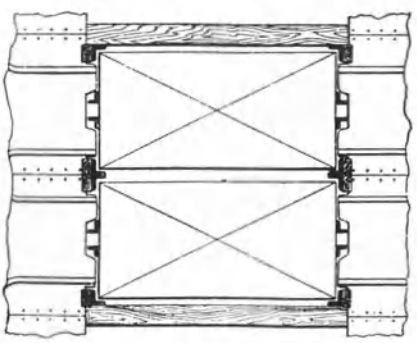


Abb. 420. Eckführung der Fördergestelle an Füllort und Hängebank.

Außer diesen Führungen der Förderkörbe an zwei gegenüberliegenden Seiten, die die Regel bilden, kann man bei stählernen Führungen nach Briart auch solche an nur einer Langseite gemäß Abb. 424 u. 425 (Ziff. 263) vorsehen. Bei Seilführungen hat man in der Anordnung der Führungsseile verschiedene Möglichkeiten (vgl. Ziff. 264 S. 500).

262. — Ausführung der Schachtführungen im einzelnen. Holzführungen. Holzführungen, „Spurlatten“ oder „Leitbäume“ genannt, sind im Bergbau besonders beliebt, weil sie einen ruhigen Gang der Förder-

körbe ermöglichen und sich bequem bearbeiten und einbauen lassen. Nacharbeiten, die durch Veränderung des Schachtes unter Gebirgsdruck notwendig werden, sind daher ebenso wie Instandsetzungen nach einer Störung leicht und rasch auszuführen. Bei plötzlichen Veränderungen des Schachtes können schwere Störungen dadurch vermieden werden, daß einzelne Späne von den Spurlatten abgerissen werden, ohne daß ein Korb sich etwa festklemmt oder stärker beschädigt wird. Geeignete Holzarten (Eiche, harzreiche Lärche) sind auch in feuchten Schächten und bei schlechten Wettern sehr haltbar, was insbesondere für die Schachthölzer (Einstriche), an denen die Spurlatten befestigt werden, wichtig ist. Nachteilig ist die im Vergleich zu Stahl geringere Festigkeit, die zu größeren Abmessungen mit entsprechendem Raumbedarf zwingt. Die Brandgefahr des Holzes ist nur selten nachteilig in die Erscheinung getreten.

Die Spurlatten werden in Längen von 4—10 m eingebaut. In großen Hauptschächten werden die großen Längen sehr bevorzugt, um die Zahl der Stöße klein zu halten. Da das Holz gerade gewachsen und frei von stärkeren Ästen sein muß, sind hauptsächlich das Holz der amerikanischen Pechkiefer (Pitchpine) und das australische Eukalyptus-(Jarrah)-Holz in Aufnahme gekommen. Eichen- und Lärchenholz ist weniger gerade gewachsen und astreicher. Auch ist es nicht in so großen Längen zu haben wie die erstgenannten Hölzer. Kiefern- und Fichtenholz kommt wegen der geringeren Verschleißfestigkeit nur für kleine Anlagen in Frage. Mit Ausnahme von Jarrah-Holz soll aus einem Stamm nur eine Latte geschnitten werden, damit das Kernholz in die Querschnittsmitte kommt. Andernfalls zieht sich die Latte leicht krumm.

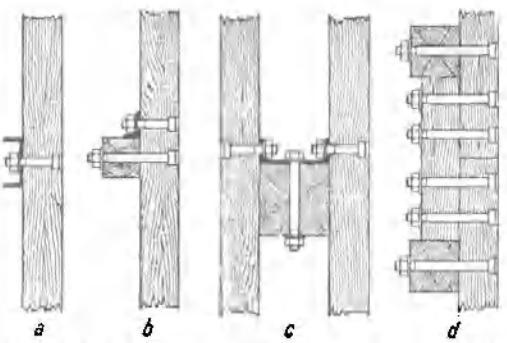


Abb. 421. Befestigungen von Spurlatten an den Einstrichen.

Die Firma J. Bank, Bochum-Gerthe, liefert Latten, deren Querschnitt aus verschiedenen Hölzern zusammengesetzt ist, wobei das hochwertige harte Holz nur für die dem Verschleiß besonders ausgesetzten Seitenflächen der Latten verwendet wird. Die Verbindung geschieht nach einem besonderen Verfahren mit wasserfestem Spezialleim und an den Lattenenden zusätzlich mit Holzdübeln. Das Verfahren hat sich gut bewährt und ermöglicht auch die Instandsetzung verschlissener Latten.

Die Spurlatten werden mit ¾—1″ starken Schrauben an den Einstrichen befestigt, wobei die Schraubenköpfe in die Spurlatte eingelassen werden. Der Höhenabstand der Schachthölzer beträgt in der Regel etwa 1,5 m, doch findet man auch Abstände von 1,0 und 3,0 m. Abb. 421 a zeigt die Befestigung an einem stählernen Einstrich und Abb. 421 b an einem hölzernen. Bei letzterem ist außerdem noch ein ⌊-Stahl auf dem Einstrich befestigt, um eine zweite Halteschraube für die Latte zu ermöglichen. Abb. 421 c

zeigt die Befestigung von Spurlatten an einem Mitteleinstrich bei Seitenführung. Endlich ist in Abb. 421 d ein knicksicher gestützter Spurlattenstoß dargestellt. Der Stoß ist zwischen zwei Schachthölzer gelegt, und die mit 5—10 mm Spielraum aneinanderstoßenden Spurlattenenden sind mit je zwei Schrauben an einem hinterlegten Holz befestigt, das gerade den Abstand der Schachthölzer ausfüllt. An Stelle des hinterlegten Holzes kann auch ein ⊏-förmig gebogenes Stahlblech von 5—8 mm Stärke treten. Die beiden Flanschen können allerdings nur eine geringe Höhe von etwa 1,5 cm haben, damit die Führungsschuhe mit ausreichendem Spielraum vorbeigehen.

Stark verbreitet ist die Befestigung mit Hilfe von Spurlattenschuhen, für die Abb. 422 als Beispiel eine Ausführung der Firma Wiemann & Co., Bochum, bietet. Die Spurlatte wird mit Hilfe von zwei Schrauben durch den seinerseits gleichfalls mit zwei Schraubenbolzen vom Einstrich getragenen Schuh a gehalten und durch dessen Seitenwangen b gegen Seitenverschiebungen gesichert. Der Schuh a greift, damit die Last im Holz des Einstrichs auf eine größere Fläche verteilt wird, mit angegossenen Hülsen c in diesen ein.

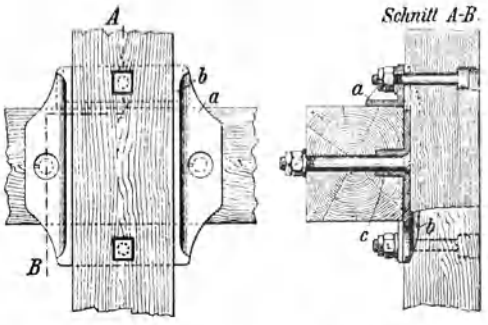


Abb. 422. Spurlattenbefestigung der Fa. Wiemann.

Eine Befestigung, die es mit Hilfe von Langlöchern für die Halteschrauben ermöglicht, die Lage der Spurlatten Bewegungen des Schachtes anzupassen, wurde bereits in Abb. 357 auf S. 415 für Blindschächte dargestellt, da sie hier von besonderer Bedeutung ist. Entsprechende Ausführungen werden auch für Hauptschächte geliefert. Spurlattenhalter ähnlicher Art liefert auch die Firma J. Brand, Hamborn.

Bei Anwendung von Spurlattenschuhen wird der Spurlattenstoß zweckmäßig unmittelbar auf den Einstrich verlegt. Die Enden finden dann eine gute Stützung im Schuh und können mit je zwei Schrauben an diesem befestigt werden.

Der Verschleiß der hölzernen Spurlatten macht eine sorgfältige Überwachung notwendig. Als Hilfsmittel hat sich hierbei der ursprünglich von Bergrat Adam zusammen mit der Firma Fueß, Berlin-Steglitz, entwickelte Spurlattenprüfer bewährt, der heute in verbesserter Ausführung von der Firma *Feinmechanik und Meßtechnik*[1], Recklinghausen, geliefert wird. Abb. 423 läßt die Wirkungsweise erkennen. Das Gerät wird im Förderkorb an den Spannsäulen a_1, a_2 und b befestigt. Die Rollenpaare c_1 und c_2, die durch die Zugfedern d angedrückt werden, zeigen die Breitenänderungen der Latten S, die Rollen c_3 und c_4, die auf den Hebeln g_1, g_2 sitzen und in ähnlicher Weise durch Federn angedrückt werden, den Abstand der Stirnflächen der Spurlatten an. Die Bewegungen der Rollen werden durch die Drahtzüge f_1—f_4 auf Schreibstifte übertragen, die auf der Papiertrommel h fortlaufend Linien aufzeichnen. Aus ihnen ergibt sich ein Bild sowohl des seitlichen

[1] Düwell, K.: Spurlattenprüfgerät für Schachtförderungen. Glückauf 1951 S. 310.

Verschleißes der Spurlatten als auch der durch stirnseitigen Verschleiß der Latten entstandenen Veränderung ihres Abstandes. Die Rolle c_3 ist mit einer Zahnung versehen und dient gleichzeitig zum Antrieb der Papiertrommel, so daß 1 m Diagrammlänge einem Korbweg von 200 m entspricht. Als stärkster zulässiger Verschleiß gilt bei Latten von 15×19 cm² Querschnitt ein seitlicher Verschleiß von 2 cm, bei stärkeren Latten von 3 cm. Der stirnseitige Verschleiß soll in keinem Fall 1 cm überschreiten.

Hölzerne Spurlatten kosten je Festmeter in Eiche 400 bis 430 DM, in Pechkiefer oder Lärche 500 bis 570 DM und in Jarrah 560 bis 620 DM.

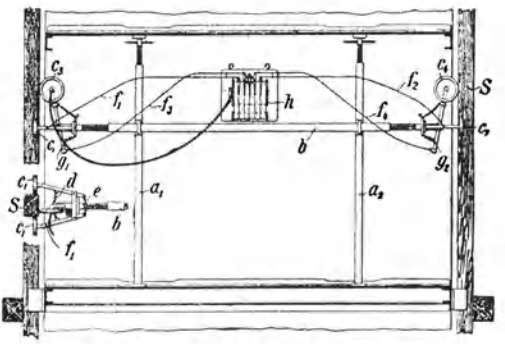


Abb. 423. Spurlattenprüfer.

263. — Stählerne Führungen beanspruchen nur geringen Raum. Sofern sie gut geschmiert werden, was auch mit Rücksicht auf den Verschleiß unbedingt geboten ist, rosten sie auch in nassen Schächten nur wenig. Von der Rostgefahr werden hauptsächlich die Einstriche betroffen. Vorteilhaft ist ferner die Brandsicherheit. Als nachteilig gelten die harten Stöße, die der Korb bei geringen Unregelmäßigkeiten erhält, sowie die Schwierigkeit der Bearbeitung, insbesondere bei Instandsetzungen nach eingetretenen Störungen, so daß diese in der Regel weit länger dauern als bei hölzernen Führungen. Stählerne Führungen werden aus diesen Gründen in unserem Bergbau kaum noch neu eingerichtet.

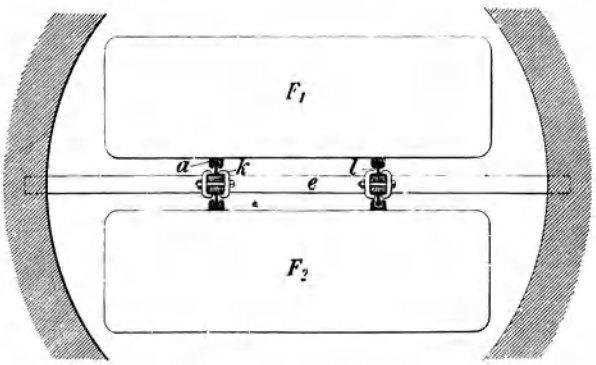


Abb. 424. Briartsche Führung mit einem Mitteleinstrich.

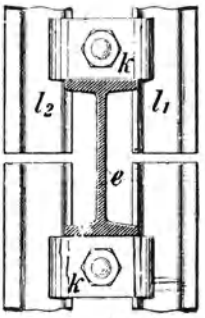


Abb. 425. Befestigung der Schachtführungen bei der Briartschen Führung mit Mitteleinstrich.

In älteren Schächten findet man noch die Briartsche einseitige Führung. Sie ist für lange und schmale Fördergestelle bestimmt, deren jedes nur an einer Seite, dafür aber an je zwei Führungen geführt wird. Es können diese entweder an zwei äußeren Einstrichen oder (Abb. 424 und 425) an einem gemeinsamen Mitteleinstrich befestigt werden. Man erreicht dadurch, daß bei Vermeidung der Nachteile der Kopfführung Einstriche im Schacht gespart werden, so daß sich ein sehr günstiger freier Schachtquerschnitt für die Wetterführung ergibt, der Einbau sich wesentlich verbilligt und der Schacht besser für eine Doppelförderung eingerichtet werden kann. Die Befestigung erfolgt in diesem Falle am besten nach Abb. 425. Die beiden Führungsschienen l_1 l_2 legen sich in Ausschnitte des $\underline{\mathrm{I}}$-Trägers e, der den Einstrich bildet; ihre Füße werden durch die Klauen k umfaßt, die durch Schrauben zusammengehalten werden. Eine un-

verrückbare und doch etwas elastische Verlagerung sichern die gemäß Abb. 424 zwischen die Klauen gelegten Holzklötze. — Wichtig für stählerne Schachtführungen ist eine ständige Schmierung, die am einfachsten durch Schmierbüchsen ermöglicht wird, die oberhalb der Führungsklauen am Fördergestell befestigt werden.

264. — Seilführungen. Bei Verwendung von Seilführungen fallen die Schachthölzer, die der Wetterbewegung einen erheblichen Widerstand bieten[1], fort. Man erspart also erhebliche Kosten sowohl für den Einbau der Hölzer als auch für die Bewetterung, muß allerdings auch auf die Vorteile verzichten, die die Schachthölzer für andere Zwecke bieten. (Fahrschacht, Instandhaltungsarbeiten an Leitungen u. a.). Die Führungsseile sind leicht einzubauen und erfordern nur geringe Instandhaltungskosten. Dabei ergibt sich eine ideale, stoßfreie Führung der Förderkörbe. Sie sind jedoch nur bei geraden Schächten möglich, erfordern drallfreie Förderseile und einen großen Abstand von mindestens 30 cm zwischen den Förderkörben. Im britischen Bergbau werden sie in Verbindung mit patentverschlossenen Förderseilen viel angewendet[2]. Man bevorzugt neuerdings die Führung eines Korbes durch vier Seile an einer Korbseite und wählt die Seile ¼″ im Durchmesser kleiner als die Förderseile. Als Spanngewicht für jedes Seil rechnet man je 90 m 1 t, bei Teufen über 450 m etwas weniger. Die Lebensdauer in trockenen Schächten beträgt durchschnittlich 20 Jahre.

e) Die Fördergerüste und Seilscheiben[3].

265. — Fördergerüste. Bei der Ausgestaltung der die Seilscheiben tragenden *Fördergerüste* ist außer den auftretenden Zugkräften einmal die erforderliche Höhe und ferner die Art der Verlagerung der Seilscheiben zu berücksichtigen.

Die Höhe wird in erster Linie durch die Erwägung bedingt, daß zwischen der Hängebank und den Seilscheiben ein genügender Spielraum bleiben muß, um im Falle eines Übertreibens eine gewisse Sicherheit zu bieten. Je größer also das Gewicht und die Geschwindigkeit der Fördergestelle und die Schwungmassen der Fördermaschine sind, um so höher muß das Gerüst werden. Daher verlangt die Bergbehörde für größere Seilfahrtanlagen wenigstens 10 m „freie Höhe", d. h. Abstand zwischen dem Förderkorb und den Prellträgern, wobei diese so anzuordnen sind, daß der Seileinband nicht auf die Seilscheibe gelangt. Für kleinere Anlagen wird eine freie Höhe von 3 m als ausreichend erachtet. Ein zweiter Gesichtspunkt ist die Höhenlage der Förderhängebank. Wird die Rasenhängebank als solche benutzt, so kann das Fördergerüst wesentlich niedriger werden (vgl. Ziff. 240). Im deutschen Bergbau, in dem im allgemeinen für größere Förderanlagen mit einer erhöhten Hängebank gerechnet werden muß, dient die Rasenhängebank zum Einhängen von schweren Maschinenteilen, von Holz, Schienen, Bergen, zum Einbau neuer Fördergestelle u. dgl.

Die *Seilscheiben* können neben- oder übereinander liegen. Ersteres ist der Fall bei Fördermaschinen mit Seiltrommeln oder Bobinen, weil deren Breite oder Abstand zur Verringerung der schädlichen seitlichen Seilablenkung einen seitlichen Abstand der Seilscheiben erforderlich macht,

---

[1] Bär, S.: Der Wetterwiderstand von Förderschächten und die Möglichkeit zu seiner Verringerung nach Modellversuchen. Glückauf 1949 S. 327.

[2] Wire Ropes in Mines. S. 88 vgl. Fußnote S. 495.

[3] Kögler, F.: Grundsätze für die statische Berechnung der Fördergerüste. Glückauf 1928 S. 310. — H. P. Witt: Unsere Fördergerüste im In- und Ausland. Bergfreiheit 1954, S. 232.

der am besten gleich der Entfernung von Mitte zu Mitte Trommel oder Bobine ist. Bei Fördermaschinen mit Treibscheibe dagegen ist es aus demselben Grunde erwünscht, die Seilscheiben unter sich und mit der Treibscheibe in eine seigere Ebene zu verlegen, so daß dann die Seilscheiben übereinander zu liegen kommen; das Gerüst wird dann freilich schmaler, aber entsprechend höher, und es ergibt sich ein etwas kleinerer Umschlingungswinkel für die Treibscheibe. Für Rundseile wird im allgemeinen ein größter Seilablenkungswinkel von $1^1/_2^\circ$ noch als zulässig betrachtet.

Die Fördergerüste werden, da die gemauerten und durch Strebepfeiler verstärkten Schachttürme früherer Zeiten den heutigen Beanspruchungen nicht mehr gewachsen sind, jetzt in Stahl oder in Stahlbeton ausgeführt.

Abb. 426. Doppelbockgerüst mit übereinanderliegenden Seilscheiben.

266. — Stahl-Fördergerüste[1] haben ein verhältnismäßig geringes Eigengewicht. Sie können daher auch geringere Seitenkräfte, wie sie durch den Seilzug ausgeübt werden, nicht durch ihr Eigengewicht aufnehmen, sondern müssen, wie Abb. 426 an einem Doppelbockgerüst der GHH mit zunächst nur einer Förderung zeigt, durch Streben, deren Richtung der Resultierenden aus dem Seilzug zur Fördermaschine und demjenigen im Schachte entspricht, gegen die Maschine hin abgestützt werden. Statt der früheren Vergitterung der Streben führt man diese heute vollwandig aus. Man gewinnt damit neben einem ruhigeren Bilde die Vorteile einfacherer Herstellung und vor allem leichterer Instandhaltung des Anstriches. Das Gerüst enthält in der Mitte den verhältnismäßig schwachen Führungsteil für die Förderkörbe und trägt oben den Aufbau für einen Laufkran zum Einbauen der Seilscheiben. Das Gewicht der Stahlkonstruktion neuzeitlicher Fördergerüste für größere Lasten erreicht bei Doppelförderungen etwa 500 t. Die Kosten betragen je 1 t etwa 1000 DM. Die Höhe erreicht etwa 55 m.

[1] DIN 4118; — ferner E. Ackermann: Die neuen Berechnungsgrundlagen für Fördergerüste. Glückauf 1949 S. 881.; — ferner K. Fröhlich: Erfahrungen beim Entwerfen und Berechnen von Fördergerüsten. Glückauf 1953 S. 1.

267. — **Stahlbeton-Fördergerüste**[1] haben gegenüber den Stahlgerüsten Vorteile durch geringere Kosten, die Möglichkeit einer raschen Herstellung und die Ersparnis der Anstrichkosten. Das Gewicht ist bis zu viermal größer, was zwar die Gründung erschwert, andererseits aber auch die Standfestigkeit vergrößert, so daß in Fällen, in denen die Fördermaschine nahe am Schacht steht oder die Höhe des Gerüstes mäßig ist, Streben entbehrt werden können. Sind sie erforderlich, so müssen sie meist mehrfach gegen das Führungsgerüst abgesteift werden. Nachteilig ist, daß später notwendig werdende Änderungen bei ihnen nicht oder nur sehr schwer vorgenommen werden können. Auch ein Abbruch ist erheblich schwieriger als bei einem Stahlgerüst. Endlich sind die Stahlbetongerüste auch empfindlicher gegen Bodensenkungen infolge Bergschäden als Stahlgerüste. Man kann zwar Vorkehrungen treffen, um an den Fundamenten Senkungen mittels hydraulischer Pressen ausgleichen zu können, jedoch sind solche Arbeiten schwieriger als bei Stahlgerüsten. In Deutschland sind Stahlbetongerüste selten, während im Ausland mehr von ihnen Gebrauch gemacht wird.

268. — **Fördertürme**[2]. Bei der Treibscheibenförderung kann man, da hier die breite Fördertrommel mit ihrer ungünstigen Seilablenkung fortfällt, die Fördermaschine unmittelbar auf das Fördergerüst selbst setzen. Wegen der Erschütterungen durch die hin- und hergehenden Massen eignet sich die Dampffördermaschine dazu nicht.

Bei der elektrischen Fördermaschine mit ihrem gleichförmigen Gang fällt diese Schwierigkeit fort. Mit ihrer zunehmenden Verbreitung hat sich daher auch der *Förderturm* eingeführt. Entscheidend hierfür ist sein Vorteil der Raumersparnis durch Fortfall der Streben und des Fördermaschinenhauses. Weitere Vorteile sind die größere Umschlingung der Treibscheibe durch das Förderseil und damit größere Sicherheit gegen Seilrutsch, ein kürzeres Förderseil sowie Fortfall einer Seilscheibe und damit leichtere Möglichkeit eines Mehrseilbetriebes. Die neuerdings häufiger angewendete geschlossene Bauweise des Turmes ergibt auch einen guten Abschluß der Hängebank gegen die Witterung. Sie ermöglicht es gleichzeitig, den Raum des Turmes noch für andere Zwecke nützlich zu verwenden. Die Tragkonstruktion des Turmes fällt schwerer aus als die eines Fördergerüstes, obgleich die Streben eingespart werden. Die schlechtere Zugänglichkeit der Fördermaschine erschwert die Montage und die notwendigen Instandhaltungsarbeiten. In der Regel wird ein besonderer Aufzug zum Fördermaschinenraum notwendig.

Früher wurde noch eine Gefährdung durch Bodensenkungen als Einwand gegen Fördertürme stark geltend gemacht. Heute mißt man diesem Einwand aber nur noch wenig Bedeutung bei. Durch entsprechend gestaltete Fundamente der vier Eckpfosten des Turmes glaubt man, in ausreichender Weise Widerlager und Angriffspunkte für hydraulische Pressen schaffen zu können,

---

[1] KUHLMANN, K.: Fördergerüste und Fördertürme aus Stahlbeton. Glückauf 1953 S. 1125.

[2] ACKERMANN, E.: Die Weiterentwicklung der Fördergerüste, insbesondere der Turmfördergerüste. Der Stahlbau 1954 S. 49.

mit denen die Pfosten senkrecht und waagerecht verschoben werden können, um einen schief gestellten Turm wieder auszurichten.

Der Turm wird sowohl in Stahl als auch in Stahlbeton ausgeführt. Die Vor- und Nachteile beider Ausführungen sind im allgemeinen gleicher Art wie bei den Fördergerüsten. Dem größeren Gewicht des Stahlbetonturmes ist aber in der Regel mehr Bedeutung beizumessen als beim Fördergerüst, da das Turmgewicht ohnehin höher als das Gerüstgewicht ist und es von Fundamenten unmittelbar neben dem Schacht aufgenommen werden muß. Architektonisch fügt sich der Stahlturm in seiner heutigen geschlossenen Ausführung mit einer Ziegelsteinfachwerk-Ummauerung besser in das Bild einer Schachtanlage ein als ein Stahlbetonturm. Andererseits sind die Kosten des Stahlbetonturmes um 20—30% geringer zu veranschlagen als die eines Stahlturmes. Auch ist seine Bauzeit wesentlich kürzer, insbesondere, wenn die Gestaltung des Turmes das Gleitschalverfahren mit Vorteil anwendbar macht. Wesentlich hängt dies davon ab, wieviel Bühnen im Innern angeordnet sind und wie man deren Einbau bei der Gleitverschalung vorbereiten kann.

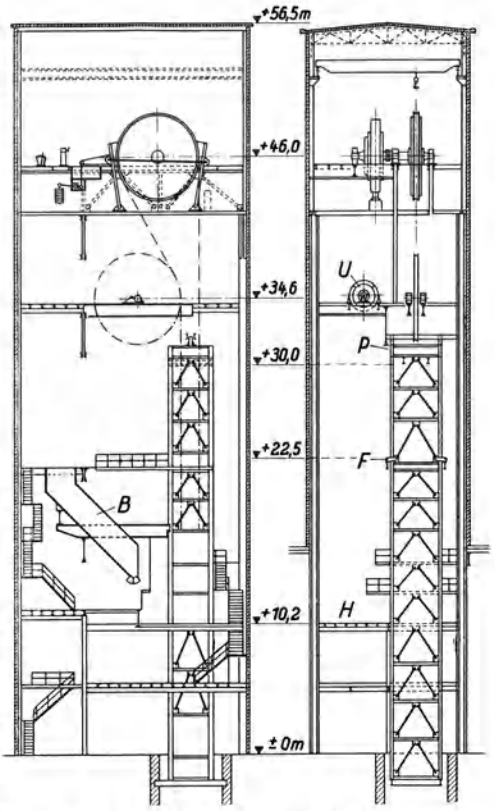


Abb. 427. Stahlturm für eine Gestellförderung des Schachtes Grimberg I.

Abb. 427 zeigt einen *Stahlturm* für eine Gestellförderung des Schachtes Grimberg 1 der Zeche Monopol, Bergkamen, in geschlossener Ausführung mit geraden Seitenwänden. Der Querschnitt des Turmes entspricht dabei dem Platzbedarf für den Fördermaschinenraum. Die Welle der elektrischen Leonard-Gleichstrommaschine liegt 46 m über der Rasenhängebank. 11,4 m tiefer liegt die Bühne für die Ablenkscheibe und das Umformeraggregat *U* der Fördermaschine. Das auf Schachtträgern ruhende Führungsgerüst enthält bei *P* Prellträger gegen ein Übertreiben und bei *F* Fangstützen zum Auffangen des bei einem Übertreiben seillos gewordenen Korbes. Von der in 10,2 m Höhe liegenden Hängebank *H* führen Treppen aufwärts zu Zwischenbühnen, von denen aus bei der Seilfahrt weitere zwei Tragböden des Gestells gleichzeitig bestiegen werden.

Etwa in Höhe der Fangstützen *F* befindet sich eine Bühne, an der ein Bergeaufzug endet. Die mit diesem Aufzug hochgezogenen Berge werden

in einen Bunker *B* gekippt, von dem sie auf der Hängebank in Förderwagen abgezogen und als Versatz in die Grube gefördert werden. Nicht wiedergegeben sind in der Abbildung ein Aufzug zum Maschinenraum und den Bühnen sowie ein Montageschacht, in dem schwere Maschinenteile mittels eines im Fördermaschinenraum befindlichen Krans hochgezogen werden können.

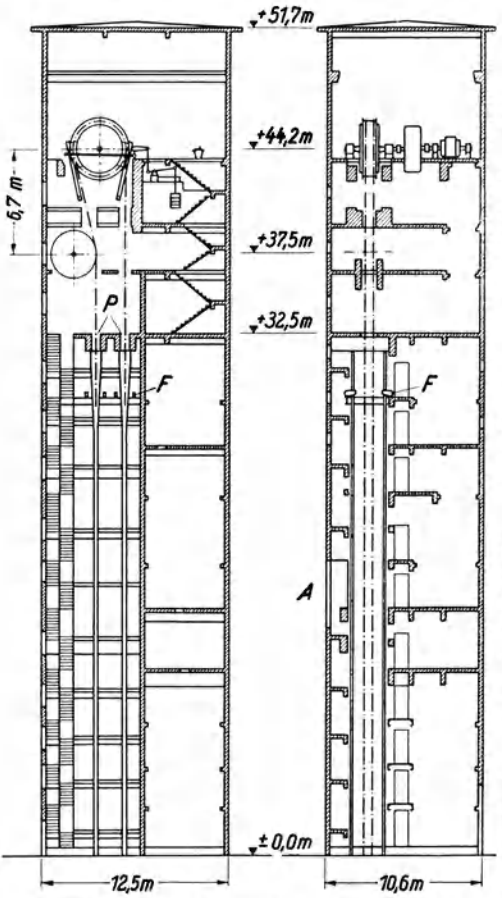


Abb. 428. Stahlbetonturm für eine Zweiseil-Gefäßförderung der Zeche Kaiserstuhl II.

Der Turm ist für eine Förderseilbruchlast von 301 t bemessen. Seine Stahlkonstruktion wiegt 585 t und seine Gesamthöhe beträgt 56,5 m.

Der größte Stahlturm, ebenfalls in geschlossener Bauart, ist derjenige des Schachtes Mathias Stinnes V, Essen-Karnap. Er enthält zwei Fördermaschinen für Nutzlasten von 15 t und Förderteufen bis zu 1400 m. Seine Gesamthöhe beträgt 72,3 m. Die Stahlkonstruktion ist für eine Seilbruchlast von 1160 t bemessen und wiegt 1600 t.

Stahlbetontürme hatten bisher bei uns im Gegensatz zum Ausland kaum Eingang gefunden, wahrscheinlich weil eine wenig geeignete Bauart infolge von Bergschäden ungünstige Erfahrungen ergeben hatte. In neuester Zeit sind aber auch in Deutschland zwei bemerkenswerte Ausführungen entstanden, eine auf der Schachtanlage Anna I des Eschweiler Bergwerksvereins in Alsdorf bei Aachen und eine auf der Anlage Kaiserstuhl II der Hoesch Bergwerks A.G. in Dortmund. Abb. 428 zeigt diesen Turm. Er enthält eine Zweiseilgefäßförderung, die von einer sich selbsttätig steuernden, mit zwei Frequenzen arbeitenden Drehstromfördermaschine angetrieben wird. Die Förderung wird zunächst von der 710 m Sohle betrieben und soll später bis zu 1200 m Teufe verlegt werden. Mit Gefäßen für 6 t Nutzlast sollen täglich 3500 t Kohlen gefördert werden. Seilfahrt findet nicht statt.

Der Turm ist mit gleichem Querschnitt, der durch den Fördermaschinenraum bedingt wird, bis zu einer Gesamthöhe von 51,7 m mit 0,25 m starken Wänden aufgeführt. Die Fördermaschinenwelle liegt in 44,2 m Höhe, die

Welle der Ablenkscheibe 6,7 m tiefer. Ein besonderes Führungsgerüst ist nicht vorhanden. Vielmehr werden die Spurlatten mit Hilfe von Spurlattenhaltern an Betonbalken befestigt, wobei die Halter an Bügeln befestigt werden, die die Balken umfassen und Raum für Holzbeilagen gewähren. Prellträger *P* sind ebenfalls in Stahlbeton ausgeführt, ebenso die Träger für die Fangstützen *F*. Bei *A* ist die Austragöffnung für die Gefäße angedeutet. Der Turm enthält ebenso wie der in Abb. 427 einen Aufzug und einen Montageschacht, die nicht angegeben sind. Die freien Räume sind für Lagerzwecke vorgesehen.

Besondere Beachtung verdient in diesem Falle die Gründung. Mit Rücksicht auf einen unsicheren Baugrund und die hohe Belastung der vier Eckpfostenfundamente mit im ganzen 4000 t sind diese Fundamente auf Franki- (Beton-) Pfähle gesetzt. Sie sind auch in diesem Falle für das Anbringen hydraulischer Pressen eingerichtet, um erforderlichenfalls den Turm ausrichten zu können. Die Fundamentierung nahm 16 Tage, das Aufführen des Baues 50 Tage und das Ausschalen 9 Tage in Anspruch.

Der Turm der Schachtanlage Anna I, der in der äußeren Form sehr ähnlich ist, wurde in Gleitschalung mit einer Gesamthöhe von 69,2 m ebenfalls in sehr kurzer Zeit errichtet und unterscheidet sich von dem beschriebenen hauptsächlich durch ein besonderes stählernes Führungsgerüst im Innern.

269. — Seilscheiben. Die Seilscheiben-Durchmesser werden etwa mit dem 100fachen Seildurchmesser gewählt, so daß die großen Förderanlagen Scheiben mit 6—7 m Durchmesser haben. Diese verhältnismäßig großen Durchmesser haben sich als lohnend erwiesen, weil sie sowohl die Biegebeanspruchung als auch den spezifischen Auflagedruck des Seiles in der Scheibenrille verringern und dadurch dessen Lebensdauer verlängern.

Die Scheibenkränze wurden früher vielfach aus Gußeisen ausgeführt. Sie haben sich aber als nicht genügend widerstandsfähig erwiesen, da sie zu rasch verschlissen. Im deutschen Salzbergbau hat man mehrfach mit holzgefütterten Rillen gußeiserner Scheiben gute Erfahrungen gemacht. Die Futter haben eine hohe Lebensdauer erreicht und offenbar sehr zur Schonung der Seile beigetragen[1]. Die letztere Auswirkung wird um so größere Bedeutung erlangen, je wertvoller die Seile mit zunehmenden Teufen werden. Es ist deshalb damit zu rechnen, daß die Ausfütterung der Scheibenrillen mit Holz oder anderen weichen Stoffen in Zukunft größere Bedeutung erlangt, zumal bei elektrischen Fördermaschinen. Diese ermöglichen bekanntlich einen sehr gleichmäßigen Antrieb, so daß das Seil nur wenig schwingt und deshalb nicht an den Einbänden, sondern in dem über die Scheiben laufenden Teil zuerst schadhaft wird. Eine Schonung dieser Seilstrecke wird daher besonders lohnend. Abb. 429a zeigt die Befestigung eines Futters in

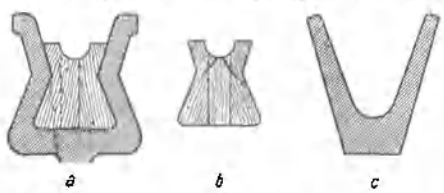


Abb. 429. Kränze von Seilscheiben mit und ohne Ausfütterung.

[1] DÖDERLEIN: Über holzgefütterte Seilscheiben im deutschen Salzbergbau. Kali 1937 S. 31.

einer schwalbenschwanzförmigen Nut der Scheibenrille. Die Holzklötze von etwa 20 cm Länge werden in ihrer Form der Rille angepaßt und senkrecht zur Grundfläche, jedoch schwach geneigt zur Umfangsrichtung geteilt. Sie bilden auf diese Weise zwei Keile, die sich gegeneinander in der Nut festziehen. Die Schlußlücke wird dann durch einen nach Abb. 429b dreigeteilten Klotz ausgefüllt. Stahlgußkränze bewirkten einen zu raschen Verschleiß der Seile.

Man stellt die Kränze heute überwiegend aus gewalztem Flußstahl her, der in Kreisform mit dem gewünschten Durchmesser gebogen wird. Die Querschnittsform hat gemäß Abb. 429c einen verstärkten Rillengrund

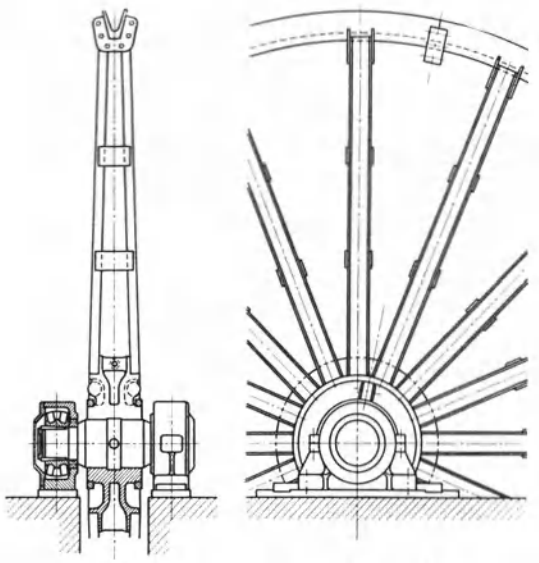


Abb. 430. Seilscheibe in geschweißter Ausführung.

erhalten, um das Durchschleißen hinauszuziehen. Je nach der Größe wird der Kranz aus 4—6 Teilen zusammengesetzt und zweiteilig ausgeführt, wobei die Stoßstellen durch angeschweißte Flanschen verbunden werden. Infolge der Einfachheit der Schweißverbindung bereitet es keine Schwierigkeit, die Scheiben mit sehr zahlreichen Armen auszurüsten, was der Steifigkeit des Kranzes zugute kommt. (Abb. 430).

Die Kränze müssen im Betrieb mit Hilfe von Schablonen vierteljährlich auf ihren Verschleiß geprüft werden. Es ist zwar ein sehr weitgehender Verschleiß zulässig, da ein Auseinanderbrechen des Kranzes wegen der Versteifungen durch die Armansätze nicht zu befürchten ist. Jedoch soll der Vorsicht halber an der schwächsten Stelle noch eine Wandstärke von etwa 7 mm verbleiben.

Die Scheiben werden überwiegend in Wälzlagern gelagert, da deren geringere Reibung zu einer fühlbaren Beschleunigung des Anfahrens und einer entsprechenden Ersparnis an Maschinenleistung führt.

f) Die Signaleinrichtungen.

270. — Allgemeines über den Signaldienst. Für die Verständigung mit Hilfe von Signalen bei der Schachtförderung kommen drei Hauptfälle in Betracht, nämlich:

1. Verständigung zwischen Füllort oder Zwischensohle und Hängebank.
2. Verständigung zwischen Hängebank und Fördermaschine.
3. Signalgebung von einer beliebigen Stelle des Förderschachtes aus bei Schacht-Ausbesserungsarbeiten, Besichtigungen, Unfällen usw.

Ihrem Grundgedanken nach können die Signale sein:

1. akustische oder Hörsignale und
2. optische oder Schausignale; auch gibt es
3. Signalvorrichtungen, die sich gleichzeitig an Ohr und Auge wenden.

Hörsignale werden von dem Empfänger aufgenommen, ohne daß er durch eine besondere Aufmerksamkeit auf ein Signal vorbereitet ist. Sie dürfen jedoch nur einfach sein und aus wenigen Zeichen bestehen. Andernfalls sind, besonders wegen des meist an den Anschlägen herrschenden Lärms, leicht Irrtümer möglich. Ein *Schausignal* setzt dagegen voraus, daß der Blick des Empfängers auf die Stelle gerichtet ist, an der das Signal erscheint. Es wird also unter Umständen verspätet wahrgenommen, kann aber leicht einige Zeit bestehen bleiben, so daß es mit großer Sicherheit richtig verstanden wird.

Aus diesen Gründen sind nach behördlicher Vorschrift die einfachsten Ausführungssignale für den Fördermaschinisten als Hörsignale zu geben, und zwar dürfen sie ihm im gewöhnlichen Betrieb nur von dem Hängebankanschläger gegeben werden. Um bei zwei nebeneinander liegenden Förderungen in einem Schacht Verwechslungen zu vermeiden, sollen sich die Hörzeichen der beiden Förderungen im Klang deutlich unterscheiden. Außerdem muß gleichzeitig mit dem Hör- auch ein Schauzeichen erscheinen.

Die Ausführungssignale sind im deutschen Bergbau einheitlich folgendermaßen festgesetzt:

Halt = 1 Schlag, Auf = 2 Schläge, Hängen = 3 Schläge.

Maßgebend für diese Regelung war der Gedanke, für das Haltsignal, das in erster Linie in Fällen von Gefahr Bedeutung hat, das kürzeste Signal zu wählen. Gleichzeitig werden Gefahren vermieden, die dadurch entstehen, daß infolge mangelhafter Signalabgabe oder einer Störung der Signaleinrichtung von zwei Schlägen nur einer durchkommt. In diesem Falle wird statt „Auf“ „Halt“ ertönen, was zu keiner Gefahr führen kann.

Signale, die gewisse Besonderheiten oder Änderungen im Förderbetrieb ankündigen, sogenannte *Ankündigungssignale*, werden mit steigender Verbreitung elektrischer Signalanlagen in zunehmendem Maße durch Schauzeichen gegeben. An die Stelle umständlicher Hörsignale, die öfter zahlreiche, in mehreren Abschnitten gegebene Schläge umfassen, können hierbei im durchscheinenden Licht hinter farbigen Glasscheiben deutliche Schriftzeichen erscheinen. Werden bei der Seilfahrt gleichzeitig mehrere Tragböden von Hilfsbühnen aus bestiegen, so müssen die Anschläger auf

diesen Bühnen die Fahrbereitschaft ihres Tragbodens dem Hauptanschläger durch Schauzeichen anzeigen, der dann das Fahrsignal mit Hörzeichen an den Maschinisten gibt.

Außer durch die Signaleinrichtung müssen die verschiedenen Anschläge auch durch eine Einrichtung zur mündlichen Verständigung verbunden sein. Für kleine Entfernungen bis zu etwa 100 m genügt ein Sprachrohr, für größere wird ein Fernsprecher notwendig.

271. — Der Schachthammer, zur Gruppe der akustischen Signalvorrichtungen gehörig, war als einfachste Signalvorrichtung lange Zeit ausschließlich in Benutzung. Er wird durch einen den ganzen Schacht durchlaufenden Draht- oder Seilzug bewegt und schlägt gegen eine im Maschinenraum oder am oberen Anschlag angebrachte Blechplatte. Bei großen Teufen arbeitet er wegen des langen Zugseiles recht schwerfällig und langsam. Er wird deshalb heute in der Regel nur noch bei Arbeiten im Schacht benutzt, da er ohne weiteres an jeder Stelle im Schacht betätigt werden kann. Bei dieser Verwendung ist es wichtig, daß Signale nur von den Schachthauern gegeben werden können. Es ist deshalb für diesen Fall Vorschrift, daß der Schachthammer nicht ohne weiteres an den Anschlägen betätigt werden kann. Das Schachthammerseil wird deshalb an den Anschlägen durch Rohre geführt. Darüber hat das Seil eine Schlaufe, die mit einem nur im Besitz der Schachthauer befindlichen Haken erfaßt werden kann. Statt des Hammers wird durch das Seil auch ein Zugkontakt einer elektrischen Signaleinrichtung betätigt.

272. — Elektrische Signalvorrichtungen[1]**.** Sie haben sich in weitestem Umfange eingeführt, da sie nicht nur zuverlässig, sondern auch schnell arbeiten und dadurch zu einer erheblichen Beschleunigung des Förderbetriebes beitragen.

Eine elektrische Signalanlage besteht aus drei Hauptteilen:

a) der Stromquelle, als welche man meist eine besondere Sammelbatterie verwendet, unter gewissen Bedingungen aber auch das Starkstromnetz verwenden kann, das mit ihr aber keine leitende Verbindung haben darf.
b) dem Leitungsnetz (Kabel),
c) den elektrischen Signalgeräten, nämlich Kontakten, Signalgebern und Signalempfängern.

Für die Anlage einer jeden Seilfahrteinrichtung ist eine besondere Stromquelle erforderlich, die in der Regel eine Batterie ist, die von einem Gleichrichter dauernd gepuffert wird, da heute als Stromart nur noch Gleichstrom zugelassen wird. Wechselstrom hat sich als nicht genügend zuverlässig erwiesen. An die Stromquelle dürfen außer der Notbeleuchtung im Fördermaschinenraum nur noch Organe angeschlossen werden, die zur Steuerung oder Verriegelung des Schachtförderbetriebes (z. B. Schachtsperren) dienen. Sinkt die Spannung unter 90% des Nennwertes, so muß sich die Anlage selbsttätig abschalten.

[1] Busch, J., u. W. Gassmann: Elektrische Fernmeldeeinrichtungen im Grubenbetrieb, 2. Aufl. Essen: Verlag Glückauf 1949.

Als Signalgeber können Drucktasten, Hebelschalter oder Zugkontakte dienen. Die letzteren werden im allgemeinen bevorzugt, da sie die beste Sicherheit gegen eine zufällige, unbeabsichtigte Betätigung bieten. Sie werden in einem geschlossenen Gehäuse unter Öl betätigt.

Als akustische Signalerzeuger an den Empfangsstellen werden elektrische *Wecker* und *Hupen* verwendet. Bei den Weckern unterscheidet man die „Rasselwecker" und die „Einschlagwecker". Bei den ersteren wird der Strom in rascher Folge selbsttätig unterbrochen, so daß die Glocke des Weckers entsprechend schnell angeschlagen wird. Beim Einschlagwecker dagegen wird bei jedem einzelnen Stromschluß der Klöppelanker nur einmal angezogen, die Glocke also nur einmal angeschlagen. — Die elektrischen Hupen besitzen wie die Rasselwecker ein Magnetsystem mit einem Selbstunterbrecher, doch wirkt hier der bewegliche Anker auf eine vor einem Schalltrichter eingespannte Metallmembrane, die entsprechend der Ankerbewegung in Schwingungen versetzt wird, so daß ein Summerton erzeugt wird.

Für die Fördersignale eignen sich in erster Linie die Einschlagwecker, da die Signale bei ihnen besonders rasch und deutlich ertönen und die Gehörnerven auf die Dauer nur mäßig beansprucht werden. Die Hupen dienen in der Regel für Notsignale.

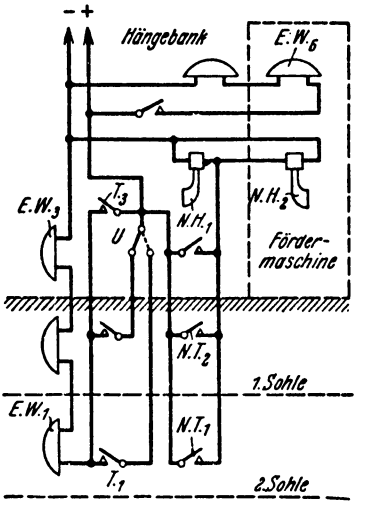


Abb. 431. Schaltplan einer Einschlagwecker-Signalanlage mit einpoligen Kontakten.

Abb. 431 zeigt einen grundsätzlichen Schaltplan einer elektrischen Signaleinrichtung, der zunächst einen Stromkreis für die Verständigung zwischen Füllort und Hängebank enthält mit den Signalsendern T_1—T_3 und den hintereinander geschalteten Einschlagweckern EW_1—EW_3. Man erkennt, daß bei jedem von einem Anschläger gegebenen Signal dieses auch durch den Wecker am Anschlagsort selbst ertönt. Der Anschläger hört also selbst das von ihm gegebene Signal und vermag die Richtigkeit zu überprüfen. An der Hängebank ist ein Umschalter U vorgesehen, der den Zweck hat, eine Signalgebung jeweils nur von einer Sohle zu ermöglichen. In der gezeichneten Stellung kann nur von der 1. Sohle signalisiert werden, während die 2. Sohle „blockiert" ist (Sohlenblockieranlage). Ein weiterer Stromkreis mit einem Signalsender und zwei Weckern verbindet die Hängebank mit der Fördermaschine, an der der Wecker EW_5 ertönt, während der zweite Wecker wieder dem Anschläger das gegebene Signal zu Gehör bringt. Für Notsignale endlich ist ein dritter Stromkreis vorgesehen, der die Notsignalsender NT_1, NT_2 usw. sowie die beiden Hupen NH_1 und NH_2 enthält. Er verbindet nicht nur die Anschläge in und am Schacht, sondern mit ihnen auch die Fördermaschine. Notsignale können also von jedem Anschlag unmittelbar zur Fördermaschine gegeben werden.

Diese Einrichtung für Hörsignale kann für Schausignale in verschiedener Weise ergänzt werden. Es kann die Einrichtung getroffen werden, daß mit dem Anschlagen des Weckers an der Hängebank ein optisches Sohlenzeichen aufleuchtet, das mit der Weitergabe des Signals zur Fördermaschine wieder erlischt. An dem Zeichen erkennt der Hängebankanschläger die Herkunft des Signales, und er erhält damit auch bei einer Doppelförderung die Bestätigung, daß das Signal für ihn gilt. Es können ferner optische Ankündigungssignale wie „Seilfahrt", „Schachtbesichtigung" od. ä. gegeben werden, die so lange bestehen bleiben, bis sie gelöscht werden und deshalb auch als „Standsignale" bezeichnet werden. Die optischen Signale erscheinen an der Fördermaschine in einer Signalsäule, für die die in Abb. 432 wiedergegebene Ausführung der Firma Funke u. Huster, Kettwig, ein Beispiel bietet. Sie enthält oben links eine „Betriebslampe", deren Aufleuchten anzeigt, daß die Anlage betriebsbereit ist. Rechts davon leuchtet eine rote Lampe auf, wenn das Notsignal gegeben wird. Darunter folgen vier Felder, in denen angezeigt wird: 1. Die Schaltung der Anlage auf Signale von der Hängebank, der Rasenhängebank oder dem Schachthammer. 2. Ankündigung von Seilfahrt oder Förderbetrieb. 3. Fördersohle. 4. Einschalten der Fördermaschinen-Sperreinrichtung. Weiter nach unten folgen zwei Lampen, die bei Betrieb mit nur einem Korb anzeigen, welcher Korb benutzt wird. Es folgt der Geschwindigkeitsanzeiger mit kreisförmiger Skala und endlich neben einer Uhr die Aufzeichnungen der Geschwindigkeit, der Signale und der Bremsbetätigung.

Abb. 432. Signalsäule der Fa. Funke & Huster.

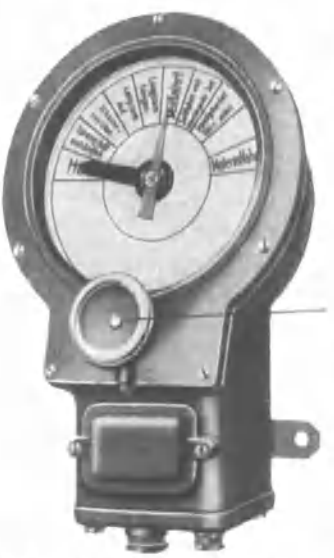


Abb. 433. Zeigertelegraf von Siemens & Halske.

Auch der in Abb. 433 wiedergegebene Zeigertelegraf, wie er z. B. auf Schiffen für die Befehlsübermittlung von der Kommandobrücke zum Maschinenraum in Anwendung ist, wird für Standsignale verwendet. Er ist mit zwei verschiedenfarbigen Zeigern ausgerüstet, von denen der eine mit dem Handrad auf das zu gebende Signal eingestellt wird, während der andere an der Empfangsstelle auf das Signal springt. Der Empfänger kann dann das angekommene Signal bestätigen, und der Geber erkennt an der Deckung beider Zeiger seines Apparates die richtige Übermittlung des Signals.

Neuerdings sind Schreibgeräte eingeführt worden, die sämtliche Signale in Verbindung mit der Geschwindigkeitsaufzeichnung der Fördermaschine aufnehmen — und zwar getrennt nach den von den Füllörtern und von der Hänge-

bank gegebenen Signalen — und die auch das Lüften und Schließen der Bremse angeben. Man kann auf diese Weise alle Vorgänge bei der Förderung nachträglich verfolgen und Anschläger wie Maschinisten zur Sorgfalt erziehen.

273. — Fertig-Signaleinrichtungen. Während bei den gewöhnlichen Signalvorrichtungen geschilderter Art sämtliche Signale von den Sohlen und Hilfsanschlägen erst zum Hängebankanschläger gehen müssen und dann von diesem zum Fördermaschinisten gegeben werden, werden bei den „Fertig-Signaleinrichtungen" die Signale an jedem Anschlag völlig unabhängig von den anderen Anschlägen gegeben. Die Signale ertönen oder erscheinen jedoch an der Fördermaschine erst dann, wenn der letzte Anschlag das Signal gegeben hat. Der besondere Stromkreis zwischen Hängebank und Fördermaschine fällt hier also fort, und alle Anschläge sind hintereinander geschaltet. Abb. 434 zeigt den Schaltplan einer solchen Anlage. Es ist nur eine Hängebank für vier gleichzeitig zu besteigende Böden des Förderkorbes, also mit insgesamt vier Anschlägen, dargestellt. Sämtliche Signalkontakte sind im Stromkreis *Ia* hintereinander geschaltet, so daß der Strom zum Fördermaschinenraum erst nach Schluß aller Kontakte fließen kann. Nach dem Schließen eines Kontaktes leuchtet auf dem Anschlage statt der an den Stromkreis *Ib* angeschlossenen grünen Lampe *f*, die das Ein- und Aussteigen von Fahrenden gestattet, die im gleichen Stromkreis liegende rote Warnlampe *w* auf und verbietet weiteren Verkehr. Im Fördermaschinenraum leuchtet mit Schluß des letzten Kontaktes die grüne Fertiglampe f_5 auf und der Wecker ertönt. Sobald der Maschinenführer die Bremse lüftet, betätigt er den unter der Batterie *B* sichtbaren „Löschkontakt", der den Stromkreis unterbricht und alle Lampen erlöschen läßt. Die Abbildung veranschaulicht den Augenblick, wo die Kontakte am 2. und 4. Anschlag bereits geschlossen und die zugehörigen Lampen entsprechend umgeschaltet sind[1].

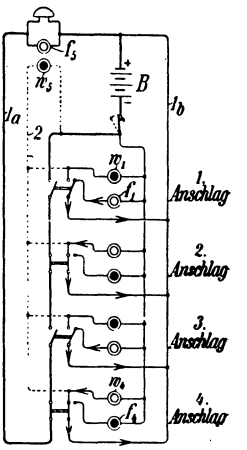


Abb. 434. Schaltplan einer Fertig-Signalanlage.

E. Der Förderseilantrieb[2].

a) Die Trommel- und Bobinenförderung.

274. — Zylindrische Trommeln. Die Förderung mit Hilfe von Seiltrommeln oder Seilkörben geht auf die uralte Förderung mit dem Haspelrundbaum zurück. Das Seil ist mit einem Ende an der Trommel befestigt und wickelt sich zum Zwecke des Hochziehens des Förderkorbes auf dieser auf. Für jeden Förderkorb ist daher ein besonderes Seil erforderlich. Die einfachste Form der Trommeln ist die zylindrische. Damit sich das

[1] PHILIPPI, W.: Anforderungen und Fortschritte beim Bau elektrischer Fördermaschinen. ETZ. 1930 S. 1294.

[2] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen. 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Berlin 1950.

Seil ordnungsgemäß aufwickelt und dabei möglichst geschont wird, erhält die Trommel einen Holzbelag, in den eine schraubenförmig verlaufende Seilrille eingedreht wird. Die Rille muß einen geringen Zwischenraum von etwa 3—6 mm je nach der Dicke des Seiles zwischen je zwei Seilumschlägen gewähren. Der seitliche Ablenkungswinkel der Seilstrecke zwischen Seilscheibe und Trommel soll von der Mitte aus nach jeder Seite 1,5° nicht überschreiten, da sich andernfalls das Seil nicht mehr regelmäßig aufwickelt, sondern Rillen überspringt oder an Nachbarumschlägen reibt. Für eine Entfernung der Seilscheibe von der Trommel von 40 m darf beispielsweise die größte Nutzbreite der Trommel eines Seiles nicht größer als $2 \cdot 1{,}04 = 2{,}08$ m werden. In dem Beispiel für 800 m Teufe auf S. 513 ist ein Seil von 11,35 cm² Querschnitt oder etwa 57 mm Durchmesser erforderlich. Der Rillenabstand muß $57 + 5 = 62$ mm werden. Die Trommel kann also $2080 : 62 = 34$ Umschläge aufnehmen, von denen 2 als Reserve für Einbanderneuerungen betrachtet werden, so daß 32 Umschläge für einen Förderzug aus 800 m verfügbar bleiben. Die Trommel muß daher einen Durchmesser von $\frac{800}{32 \cdot 3{,}14} = 8$ m erhalten.

Der Durchmesser würde etwas kleiner ausfallen können, wenn die Entfernung der Maschine vom Schacht vergrößert und dann die Trommel entsprechend breiter gewählt würde. Hierbei sind aber größere Querschwingungen des Seiles zwischen Seilscheibe und Seiltrommel möglich, durch die das Seil trotz mäßiger Ablenkung noch eine Seilrille überspringen kann. Man erkennt jedenfalls, daß sehr große und schwere Trommeln erforderlich werden, wenn große Lasten aus großen Teufen gefördert werden sollen. Die Gewichte der Trommeln von 6—8 m Durchmesser liegen etwa zwischen 55 und 95 t, wogegen für die weiter unten (Ziff. 277) zu besprechenden Treibscheiben nur Gewichte von 25—40 t einzusetzen sind. Ein Übereinanderwickeln des Seiles in mehreren Lagen, wie man es wohl bei kleinen Förderungen findet, kommt für größere mit über 30 mm starken Seilen wegen des starken Seilverschleißes nicht in Frage.

Schwierigkeiten ergeben sich bei der Trommelförderung durch den ungleichmäßigen Verschleiß der beiden Trommelbeläge, wodurch die beiden Förderkörbe an den Anschlägen ungleichmäßig vorstehen und das Umsetzen erschwert wird. Man hilft sich wohl durch Aufnageln von Brettern auf der am stärksten verschlissenen Trommel, was aber natürlich nur einen schlechten Notbehelf darstellt, da die Trommel unrund wird und Seilschwingungen verursacht.

Mit einer Trommelförderung kann leicht von verschiedenen Sohlen gefördert werden, und zwar jeweils gleichzeitig mit beiden Förderkörben von derselben Sohle. Zu diesem Zweck wird eine der beiden Trommeln, „die Lostrommel", auf ihrer Nabe versteckbar eingerichtet. Für den Wechsel zu einer höheren Fördersohle fährt man zweckmäßig den Förderkorb der Lostrommel an die neue Sohle, stellt die Trommel mit einer besonderen Vorrichtung oder Bremse fest und entkuppelt sie von der Nabe. Darauf zieht man den zweiten Förderkorb an die Hängebank und kuppelt die Lostrommel wieder mit der Nabe. Man hat auf diese Weise mit der Maschine nur den leeren Korb mit einer kurzen Seilstrecke zu heben. Beim Übergang

zu einer tieferen Sohle wird der Förderkorb der Lostrommel zunächst an die Hängebank gehoben und dann entsprechend verfahren.

Das Kuppeln und Entkuppeln der Lostrommel geschieht mit Hilfe von Schnell-Versteckvorrichtungen, bei denen ein Kupplungsglied, meistens ein Zahnsegment, mittels eines Druckluftzylinders mit einem Zahnkranz der Lostrommel in und außer Eingriff gebracht wird. Die Druckluftsteuerung ist dabei mit dem Handhebel der Versteckbremse so verriegelt, daß die Kupplung nur gelöst werden kann, wenn die Bremse angezogen ist.

Bei großen Teufen gewinnt das Eigengewicht des im Schachte hängenden Förderseiles große Bedeutung, wie aus Abb. 435 ersichtlich ist. Sie enthält für eine Gestellförderung mit 8 t Nutzlast aus 800 m Teufe bei einem Seilgewicht von 11 kg je lfd. m die Zugkräfte und Schachtleistungen der Fördermaschine. Dabei ist angenommen, daß während der Anfahrt die Beschleunigung von 1 m/sek² allmählich auf 0 abnimmt, so daß nach 350 m Weg eine Höchstgeschwindigkeit von 16 m/sek erreicht ist. Die Verzögerung ist gleichmäßig 1 m/sek² und beginnt nach 670 m Weg. Die Kurven der Zugkräfte und der Maschinenleistungen sind für einen Betrieb ohne und mit Ausgleich des Seilgewichtes gekennzeichnet. Man erkennt, daß sowohl die Zugkräfte als auch die Leistungen der Maschine mit Seilausgleich erheblich gleichmäßiger ausfallen und daß als größte Maschinenleistung nur ⅔ des Höchstwertes beim Betrieb ohne Seilausgleich notwendig ist.

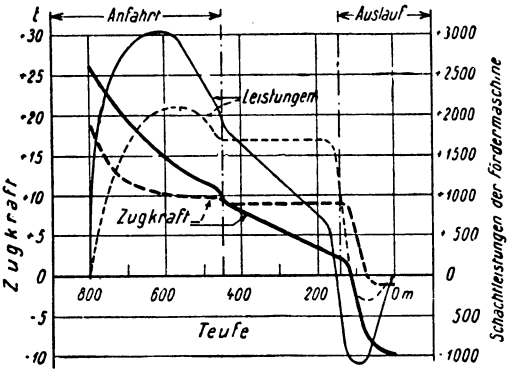


Abb. 435. Fördermaschinenleistung ohne (—) und mit (– – –) Ausgleich des Seilgewichtes.

Man kann den Seilausgleich durch ein Unterseil vom gleichen Metergewicht wie das Förderseil erreichen (vgl. Ziff. 251). Durch ein solches Unterseil wird aber ein Sohlenwechsel unmöglich gemacht, da das Seil in seiner unteren Kehre, der „Seilbucht", geführt werden muß. Beim Fördern mit beiden Körben von einer oberen Sohle würde sich aber die Seilbucht heben und die Führung müßte verlegt werden, was praktisch zu große Schwierigkeiten bereiten würde.

275. — Konische Trommeln. Betrachtet man in Abb. 435 den mittleren Teil des Treibens, in dem weder eine Beschleunigung noch eine Verzögerung vorliegt, so verläuft die Zugkraftkurve ohne Ausgleich des Seilgewichtes geradlinig geneigt abwärts. Die Zugkraft nimmt also in dem Maße ab, wie der Förderkorb hochkommt, was sich durch das abnehmende Seilgewicht ohne weiteres erklärt. Es liegt daher nahe, ein gleichmäßiges Drehmoment für die Fördermaschine dadurch zu erzielen, daß man den Wickelhalbmesser des Förderseiles im gleichen Maße größer werden läßt wie die Zugkraft abnimmt. Man erhält dann konische Trommeln, wie sie Abb. 436a und b zeigen. Die Ausführung a mit glatten Trommeln, im engeren Sinne des Wortes als konische Trommeln bezeichnet, wird bei Neigungswinkeln bis höchstens 30° und im allgemeinen nur für kleine

Förderungen angewendet, da die großen Kräfte, die bei starken Seilen auftreten, einen zu starken Seilverschleiß durch das Reiben des auflaufenden Seilstranges am Nachbarumschlag verursachen. Bei größerem Neigungswinkel und starken Seilen versieht man den Trommelmantel mit einer spiralig verlaufenden Seilrille nach Abb. 436b und bezeichnet daher diese Art als *Spiraltrommel.*

Die einfach konischen Trommeln ermöglichen nur einen statischen Ausgleich des Seilgewichtes. Sie bauen sich für große Teufen sehr schwer, da die Hälfte mit kleinem Durchmesser nur wenig Seil aufzunehmen vermag und der größte Durchmesser sowie die Breite größer ausfallen müssen, als es bei Zylindertrommeln notwendig ist. Man ist daher bestrebt gewesen, den Ausgleich der Maschinenleistung gleichzeitig auch auf die Beschleunigungs- und Verzögerungskräfte zu erstrecken. So haben im ausländischen Bergbau zylindro-konische Trommeln eine große Verbreitung gefunden, die nur in der Mitte einen stark konischen Teil haben, an den sich beiderseits zylindrische Teile anschließen[1]. Im südafrikanischen Goldbergbau fördert man mit derartigen Trommeln von 10,7 m größtem und 4,0 m kleinstem Durchmesser aus einer Teufe von 2020 m. Obwohl die Seile nur eine 4,8fache Sicherheit haben, wiegt jede Trommel 125 t[2].

In Deutschland sind die konischen Trommeln durch die Koepescheibe verdrängt worden. Maßgebend hierfür war nicht nur das große Gewicht der Trommeln, sondern vor allem die Unmöglichkeit des Umsetzens. Da einem bestimmten Drehwinkel der Maschine wegen der verschiedenen Trommeldurchmesser verschiedene Wege für den unteren und den oberen Förderkorb entsprechen, können außer den ersten keine weiteren Tragböden der beiden Körbe gleichzeitig vorgesetzt werden.

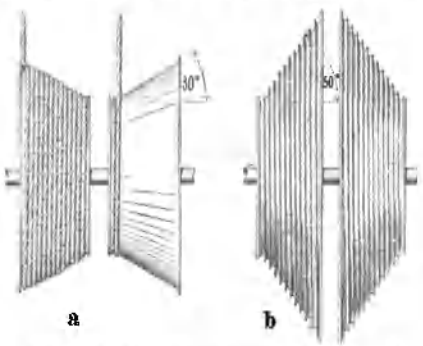


Abb. 436. Konische und Spiral-Seiltrommel.

276. — Bobinen. Bei Anwendung von Flachseilen kann sich das Drehmoment im Hinblick auf das Seilgewicht ohne weiteres dadurch ausgleichen, daß sich das Seil auf einer „Bobine" mit seinen Umschlägen übereinander aufwickelt und dadurch seinen Wickelhalbmesser mit abnehmender Seillänge im Schacht vergrößert. Der Ausgleich ähnelt also sehr stark demjenigen bei konischen Trommeln. Er unterscheidet sich von diesem nur dadurch, daß die Zunahme des Wickeldurchmessers von Umschlag zu Umschlag nicht mehr beliebig, sondern gleich der Seildicke ist.

Wie Abb. 437 zeigt, besteht die Bobine aus einer Nabe mit 8—12 Speichen a_1 usw., die das Abfallen der Seilumschläge verhindern. Die Speichen bestehen in der Regel aus ⊏-Stahl, die zur Schonung der an den Seilwänden vorstehenden Nähltzen mit Eichenholz ausgefüttert sind.

Der kleinste Durchmesser der Bobine soll nicht geringer als etwa das 80fache der Seildicke gewählt werden. Zum Fördern aus zunehmender Teufe wird eine Bobine ähnlich wie eine Trommel auf ihrer Nabe versteckbar eingerichtet.

---

[1] Berthold, M.: Machines d'extraction à tambour bicylindro-conique. Rev. de l'ind. minér. 1923 S. 597; — ferner L. Lahoussay: Les machines d'extraction à tambours bicylindro-coniques. Ebenda 1924 S. 271; — ferner J. Parker: The adjustment of ropes on bi-cylindro-conical drums. Coll. Guard. 1926 S. 550.

[2] Electric winders for 6600 ft. shaft. Engineering 1935, Bd. 139, S. 229.

b) Die Treibscheiben- (Koepe-) Förderung.

277. — Das Wesen der Treibscheibenförderung. Die Treibscheibenförderung, die nach ihrem Erfinder Bergwerksdirektor Koepe allgemein *Koepeförderung*[1] genannt wird, verwendet im allgemeinen nur ein Förderseil, das an jedem Ende ein Gefäß oder Gestell trägt. Das Seil wird durch die Reibung von einer Treibscheibe mitgenommen. Da es also nicht aufgewickelt zu werden braucht, bietet das Fördern auch aus größten Teufen keine Schwierigkeit. Im Gegenteil eignet sich die Treibscheibe für große Teufen besser als für kleine, wie in Ziff. 278 gezeigt wird. Die Fördermaschine bleibt leicht und gut manövrierfähig und dies ist wohl der wichtigste Vorteil der Koepe-Förderung. Das Umsetzen gestaltet sich in der Praxis einfacher als bei zylindrischen Trommeln, bei denen sich durch ungleichmäßigen Verschleiß der Trommelbeläge leicht Unterschiede der Korbstellungen zu den Anschlägen ergeben. Der Verschleiß der Treibscheibenrille ist demgegenüber ohne Einfluß. Im Falle eines Übertreibens können starke Überbeanspruchungen des Seiles, die zu einer Gefährdung des Seiles oder sonstiger Teile der Fördereinrichtung führen, dadurch vermieden werden, daß das Seil auf der Scheibe rutscht. Sehr angenehm ist ferner die große Freiheit, die man in der Aufstellung der Fördermaschine zum Schacht hat. Man kann beide Seilscheiben in einer Ebene schräg übereinander anordnen. Dadurch wird eine Ablenkung des Seiles vermieden, und der Abstand der Maschine vom Schacht kann erheblich kleiner gehalten werden als bei der Trommelförderung. Auch wenn die beiden Seilscheiben im Fördergerüst nebeneinander liegen, ist der Ablenkungswinkel von geringerer Bedeutung. Die Seilscheiben können so ausgerichtet werden, daß das Seil an ihnen keine Ablenkung erfährt. Diese macht sich vielmehr nur an der Treibscheibe bemerkbar, wo sie zu einem breiteren Ausschleißen der Treibrille und einem rascheren Verschleiß des Rillenfutters führt.

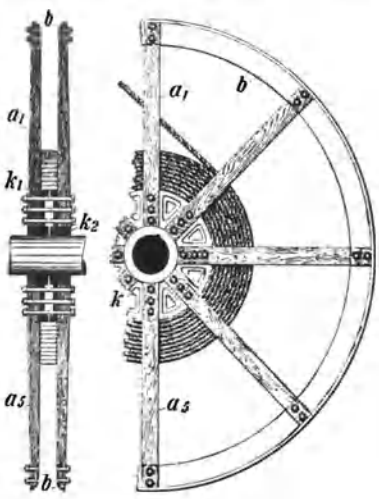


Abb. 437. Bobine.

Nach dem Vorschlage von Mommertz und Lenze[2] wurden auf Zeche Walsum die Fördermaschinen unmittelbar neben dem Schacht aufgestellt, so daß die Seilstränge von den Treibscheiben nahezu senkrecht zu den Seilscheiben führen. Sie fallen kurz aus und unterliegen nur unbedeutenden Querschwingungen. Da die Seilkräfte in annähernd senkrechter Richtung wirken, können beim Fördergerüst Streben eingespart werden.

Elektrische Koepe-Fördermaschinen werden zunehmend in Fördertürmen über dem Schacht aufgestellt (vgl. Ziff. 268). Man braucht dabei nur eine

[1] Schmidt, F.: 50 Jahre Koepe-Förderung. Glückauf 1928 S. 1173.
[2] DRP. 589677.

Seilscheibe, die das Seil auf die Mitte des zweiten Trums leitet. Sie bewirkt gleichzeitig einen größeren Umschlingungswinkel des Seiles auf der Treibscheibe, der für die Reibungskraft der Scheibe vorteilhaft ist. Bei dieser Aufstellung der Fördermaschine kommt noch der weitere Vorteil der Treibscheibe besonders zur Geltung, daß sie auch leicht einen *Mehrseilbetrieb*[1] ermöglicht, wie er bei Personenaufzügen vorgeschrieben ist. Die ständig zunehmenden Teufen und Korblasten führen allmählich zu außerordentlich starken Seilen, die sowohl bei der Herstellung als auch im Betriebe Schwierigkeiten bereiten und auch eine verhältnismäßig geringere Lebensdauer haben. Man verwendet deshalb besser statt eines Seiles zwei oder vier, was die Treibscheibe ohne weiteres erlaubt. Bei der Aufstellung über dem Schacht fällt dabei der Mehrbedarf an Seilscheiben gering aus. Der Mehrseilbetrieb bietet gegenüber dem Einseilbetrieb eine größere Sicherheit und erlaubt Seile zu verwenden, die sich leicht handhaben lassen und für die kleinere Scheiben genügen, was sich auch vorteilhaft auf den Preis der Fördermaschine auswirkt. Durch abwechselnd entgegengesetzten Verseilungssinn der Seile wird ihr Drall (vgl. Ziff. 247) aufgehoben, so daß der Spurlattenverschleiß geringer wird. Die erste große Ausführung einer Vierseilförderung auf der Zeche Hannover[2] ließ erkennen, daß eine gleichmäßige Belastung aller 4 Seile unschwer zu erreichen ist, sofern darauf geachtet wird, daß die Durchmesser der 4 Treibrillen gleich bleiben.

Den Vorteilen der Treibscheibe stehen zwar auch Nachteile gegenüber, die aber jedenfalls nicht verhindern konnten, daß die Treibscheibenförderung in Deutschland heute das Feld völlig beherrscht. Als hauptsächlichster Nachteil wird angeführt, daß die Reibung des Seiles auf der Treibscheibe keinen ausreichenden Kraftschluß darstelle. Dies ist jedoch unbegründet, wie die zahlreiche Anwendung beweist. Höchstens ist anzuerkennen, daß Koepe-Seile zur Vermeidung des Seilrutschens nicht so wirksam geschmiert werden können wie Trommel-Seile. Jedoch ist auch bei ihnen ein ausreichender Rostschutz durchaus möglich; lediglich ist die Auswahl des Rostschutzmittels beschränkter.

Öfter wird auch als Nachteil angeführt, daß zum Ausgleich des Seilgewichtes ein Unterseil erforderlich ist. Ein Ausgleich des Seilmomentes ist aber für mittlere bis große Teufen unter allen Umständen sowohl aus Gründen der Sicherheit als auch der Wirtschaftlichkeit geboten. Ohne Seilausgleich ist in hohem Maße mit der Gefahr eines Übertreibens zu rechnen, und gleichzeitig wird der Betrieb durch den hohen Energieverbrauch der Fördermaschine unwirtschaftlich (vgl. Abb. 435). Ein Ausgleich durch ein Unterseil verdient aber den Vorzug vor demjenigen durch konische Trommeln. Bei letzteren ist insgesamt annähernd die gleiche Seillänge im Betrieb, die sich teilweise auf kleine Durchmesser aufwickeln muß und

[1] HERBST, H.: Neuere Entwicklung und Aussichten der Schachtförderung im Steinkohlenbergbau. Techn. Mitteilungen (Haus der Technik, Essen) 1938 S. 179; — ferner H. HERBST: Seilfragen bei der Steinkohlenförderung aus großen Teufen. Techn. Blätter 1939 S. 213.

[2] LANGE, F.: Die Vierseilförderung. Essen: Verlag Glückauf 1952; — ferner H. KLAGES: Der Einfluß der Mehrseilförderung auf die Ausbildung der Fördergerüste. Glückauf 1951 S. 22. — S. BÄR: Der Ausgleich der Seilkräfte bei Mehrseilförderungen. Glückauf 1953 S. 1253.

dadurch stärker beansprucht wird. Eine Ersparnis an Seilkosten kommt daher nicht in Betracht. Anderseits bedingt aber die Schwerfälligkeit der Fördermaschine infolge der großen Trommelmassen eine geringere Leistungsfähigkeit. Man kann es daher nicht als Nachteil der Koepe-Förderung ansehen, daß sie einen Seilausgleich durch ein Unterseil notwendig macht.

Als Nachteil hat dagegen zu gelten, daß ein Fördern mit beiden Körben nur von einer Sohle möglich ist. Im Steinkohlen- und Salzbergbau kommt dieser Nachteil allerdings nicht zur Geltung, da die Einrichtung des Förderbetriebes ohnehin zu einer Beschränkung auf eine oder wenige Fördersohlen geführt hat, so daß eine Fördermaschine fast immer durch die Förderung von einer Sohle voll ausgenutzt ist. Im Erzbergbau liegen allerdings andere Verhältnisse mit meistens geringeren Fördermengen vor, so daß hier die Trommelförderung oder eine eintrümmige Koepe-Förderung mit Gegengewicht angewendet wird. Ferner ist nachteilig, daß die Einbände nicht wie bei Trommel- oder Bobinenförderungen in entsprechenden Zeiträumen abgeschnitten und erneuert werden können. Wenngleich sie auch nicht derart stark beansprucht werden wie bei Trommelförderungen mit Aufsetzvorrichtungen (vgl. Ziff. 190), so werden sie doch auch erheblich beansprucht, namentlich wenn eine starke Fördermaschine mit leichter Treibscheibe vorliegt, die scharf anzieht und stärkere Seilschwingungen verursacht, unter denen die Einbände leiden. Endlich ist noch zu berücksichtigen, daß im Falle eines Seilbruches unmittelbar beide Förderkörbe seillos werden.

278. — Die Reibkraft der Treibscheibe[1]. Da das Förderseil nur durch die Reibkraft der Treibscheibe mitgenommen wird, muß zunächst der Unterschied der in den beiden Seilsträngen an der Treibscheibe wirkenden Kräfte möglichst gering, d. h. in statischer Hinsicht nur durch die Nutzlast gegeben sein. Das Eigengewicht des Seiles muß ausgeglichen sein, was nur mit Hilfe eines Unterseiles (vgl. Ziff. 251) möglich ist.

Bezeichnet S_v die Kraft im Vollaststrang und S_l diejenige im Leerlaststrang, so ist nach der bekannten Seilreibungsgleichung von EYTELWEIN

$$S_v - S_l \leqq (e^{\mu\alpha} - 1)\, S_l\,, \tag{1}$$

wobei μ die Reibungszahl zwischen Seil und Treibscheibe, α der vom Seil umschlungene Winkel der Treibscheibe und $e = 2{,}718$ die Basis des natürlichen Logarithmus ist. Führt man für den statischen Fall, also den Zustand der Ruhe oder der gleichförmigen Geschwindigkeit, für $S_v - S_l$ die Nutzlast N ein, so kann man die Gleichung (1) auch schreiben:

$$\frac{S_v - S_l}{S_l} + 1 = \frac{N}{S_l} + 1 \leqq e^{\mu\alpha}. \tag{2}$$

Soll also der Reibungswert der Treibscheibe $e^{\mu\alpha}$ nicht überschritten werden, so kommt es darauf an, nicht nur die Nutzlast genügend klein, sondern auch die Leerlast genügend groß zu halten. Aus diesem Grunde ist die Sicherheit bei der Gestellförderung größer als bei der Gefäßförderung, und da die Leerlast auch bei großen Teufen durch das Eigengewicht des Seiles stark zunimmt, ergibt sich für große Teufen auch die größte Sicherheit gegen ein Rutschen des Seiles.

Bei der Beschleunigung oder Verzögerung vergrößern oder verringern sich die in den beiden Seilsträngen auftretenden statischen Kräfte um eine dynamische, insbesondere von der Größe der Geschwindigkeitsänderung abhängige Kraft.

[1] WEIH, W.: Seilrutsch bei Treibscheibenförderung. Glückauf 1925 S. 253 — ferner 1929 S. 602. — F. LOEBNER: Ein graphischer Beitrag zur Seilrutschfrage. Glückauf 1948 S. 196. — J. MAERCKS u. G. JUNGNITZ: Bergbaumechanik, 4. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1954.

Und zwar nimmt bei der Beschleunigung die Kraft im aufwärtsgehenden Vollaststrange zu, während im abwärtsgehenden Leerlaststrang eine entsprechende Verminderung der Seilkräfte eintritt. Der Unterschied zwischen den in beiden Seilsträngen wirksamen Kräften nimmt also zu, und damit vergrößert sich die Rutschgefahr. Ähnlich liegen die Verhältnisse beim Verzögern einer eingehängten Last. Auch können durch Seilschwingungen erhebliche Beschleunigungen verursacht werden. Aus diesen Gründen müssen die Seilreibung oder der Umschlingungswinkel größer gewählt werden, als es mit Rücksicht auf den Fall der Ruhe oder der gleichförmigen Geschwindigkeit erforderlich wäre. Da man den Umschlingungswinkel nur in einem begrenzten Bereich verändern kann, ist man insbesondere bestrebt, zwischen Seil und Seilrille möglichst große Reibungswerte zu erreichen.

Dies geschieht in der Hauptsache durch geeignete Rillenfutter der Treibscheibe einerseits und durch Vermeiden einer ungeeigneten Schmierung der Förderseile anderseits. Nach Versuchen, die auf der Versuchsgrube in Gelsenkirchen[1] vorgenommen wurden, kann für die hauptsächlich in Frage kommenden Stoffe mit nachstehenden Reibungszahlen μ gerechnet werden:

Rillenfutter	Zustand des Seiles	
	ungeschmiert	mit Lacküberzug
Naturholz (Ulme, Buche, Eiche)	0,45	0,40
Leder (gefettete Treibriemenausschnitte) .	0,40	0,25
Leder (besondere Verarbeitung)	0,65	0,50
Baumwollgewebe mit Kunstharz getränkt .	0,42	0,40
Gummi mit Baumwollgewebe	0,60	0,65
Leder-Baumwolle-Balata	0,45	0,50
Aluminium	0,70	—

Die angeführten Reibungszahlen liegen beim Beginn eines Rutschens vor. Sie sind also maßgebend für den Eintritt des Rutschens. Sobald das Rutschen eingetreten ist, ermäßigen sie sich im allgemeinen auf 30—50% der obigen Werte. Bei Gummi und Aluminium ist der Abfall geringer. Diese Abnahme der Reibung hat jedoch in der Regel keine nennenswerte Bedeutung. Das Rutschen tritt nämlich nur infolge einer besonders starken Beschleunigung oder Verzögerung ein. Sobald diese mit dem Beginn des Rutschens aufhören, kommt das Seil trotz der kleineren Reibungszahl bald wieder zur Ruhe.

Noch größere Bedeutung als dem Rillenfutter kommt der sachgemäßen Schmierung des Seiles zu. Gewöhnliche Schmieröle oder vaselinartige Fette vermindern bei jedem Rillenfutter die Reibkraft bis zur Rutschgrenze. Vaselin, das gern zum Tränken der Hanfseele angewendet wird, darf daher nur mit großer Vorsicht in geringer Menge gebraucht werden, so daß es sich nicht in einem solchen Maße aus dem Seil herausdrücken kann, daß es in die Rille gerät. Besser sind stark klebrige Fette, die durch mäßige Erwärmung dünnflüssig werden (vgl. Ziff. 243), zum Tränken der Hanfseele geeignet. Für den äußeren Überzug eignen sich am besten Seillacke, die dünn aufgetragen werden müssen, damit die Schicht rasch vollkommen durchtrocknet. Mit Rücksicht auf die Unsicherheit der Reibungszahl μ infolge der Seilschmierung soll nach der Vorschrift der Bergbehörde bei der Berechnung der Sicherheitsbremsen nur ein Wert $\mu = 0{,}25$ zugrunde gelegt werden.

Der zweite für die Reibkraft der Treibscheibe wichtige Faktor ist der Umschlingungswinkel α der Treibscheibe. Er beträgt bei Aufstellung über dem Schacht mit der üblichen Anordnung der Ablenkscheibe schräg unter der Treibscheibe bis zu 225°. Man hat auch die Ablenkscheibe in gleicher Höhe wie die Treibscheibe so angeordnet, daß ein Umschlingungswinkel von 270° erzielt wird. Rechnet man mit einem $\mu = 0{,}25$, so ergibt sich aus Gl. (1) für den Winkel $\alpha = 225°$ eine Steigerung der Reibkraft von 40% und für $\alpha = 270°$ eine solche von 89% gegenüber der Reibkraft bei $\alpha = 180°$. Bei höheren Reibungszahlen wird die Zunahme der Reibkraft noch größer.

[1] Berichte der Versuchsgrubengesellschaft m. b. H., Nr. 3; H. HERBST: Reibungszahlen für Koepescheiben. (Gelsenkirchen, C. Bertenburg), 1931.

Besondere Hilfsmittel zur Steigerung der Reibkraft, wie sie bei Blindschachthäspeln gelegentlich angewendet werden (vgl. Ziff. 169), sind bei Hauptschachtförderungen in unserem Bergbau nicht ausgeführt worden.

279. — Ausführung der Treibscheiben. Mit der Vervollkommnung der Schweißtechnik kamen geschweißte Ausführungen zunächst in der Bauart mit Armen ähnlich den früheren genieteten Scheiben auf. Heute wird statt der Arme die Vollwandausführung mit Blechen vorgezogen. Abb. 438 zeigt eine Ausführung der Demag. Die Seitenbleche enthalten Einsteigeöffnungen, um das Innere für den Einbau und die Erneuerung der Seilrillenfutter sowie für Anstreicherarbeiten zugänglich zu machen. Zur Versteifung des Kranzes wie auch der beiden Seitenbleche sind die in der Abb. 438 erkennbaren Stegbleche eingeschweißt. Abb. 439 zeigt die Ausbildung des Kranzes mit den Bremsringen und die Befestigung des Rillenfutters[1], und zwar Abb. a für eine normale und Abb. b für eine verbreiterte (Magazin)-Scheibe. Die mit Schrauben auf dem Scheibenkranz befestigten Holzklötze gewähren die Möglichkeit, die Einspannung des eigentlichen Rillenfutters mit Hilfe von Keilen nachzuziehen, wenn das Futter sich infolge Austrocknen des Holzes gelockert haben sollte. Die Blechringe neben den Holzklötzen sind bei dem normalen Kranz (Abb. 439a) nach innen durch Querbleche versteift. Bei der verbreiterten Ausführung (Abb. 439b) ergibt sich die Versteifung aus der Bauart.

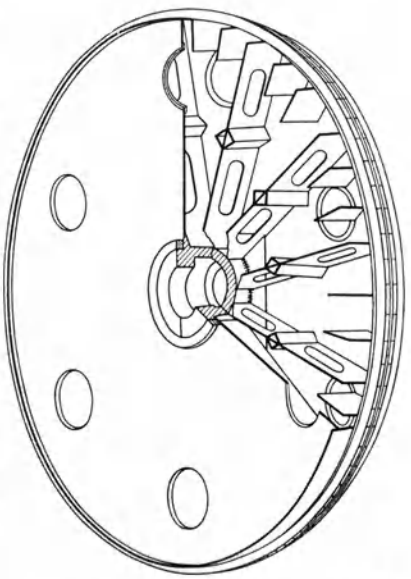


Abb. 438. Treibscheibe der Demag in Vollwandausführung.

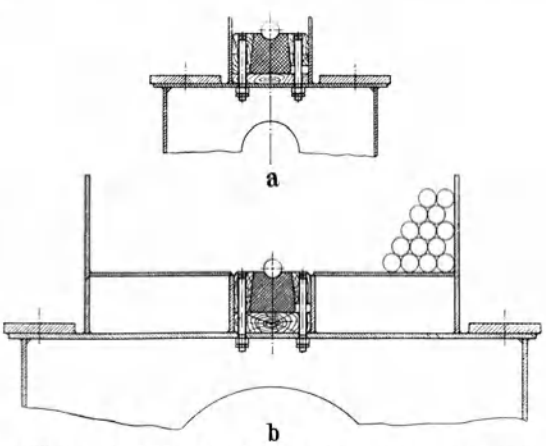


Abb. 439. Ausbildung des Kranzes für eine normale (a) und eine verbreiterte (b) Treibscheibe.

[1] Berke, W.: Befestigungsmöglichkeiten von Seillauffuttern auf Treibscheiben für Bergwerksförderanlagen. Bergbau 1941, S. 217.

280. — Anwendungsgebiet der Treibscheibenförderung. Wie aus den vorstehenden Ausführungen zu entnehmen ist, kommen die Vorzüge der Treibscheibenförderung besonders in folgenden Fällen zur Geltung:

1. Bei der Förderung großer Massen aus tiefen Schächten. Hier ist wegen des hohen Seilgewichtes die Gefahr des Gleitens des Seiles gering und andererseits der Gewichts-, Raumbedarfs- und Preisunterschied zwischen Treibscheibe und Trommel sehr erheblich.

2. Wenn kein Bedürfnis besteht, von mehreren Sohlen abwechselnd zu fördern oder wenn doch wenigstens die Gesamtförderung sich ohne große Schwierigkeiten auf einer Sohle vereinigen läßt, so daß ein Umstecken nicht erforderlich wird, oder wenn für jede Fördersohle eine besondere Förderanlage zur Verfügung steht.

3. Bei beschränkten Raumverhältnissen am Schachte, wenn man die Fördermaschine entweder möglichst nahe an den Schacht heranrücken oder quer zur Richtung des Aufschiebens der Wagen aufstellen oder auf das Fördergerüst selbst setzen will. Solche Fälle werden besonders dort vorliegen, wo man auf einer älteren Schachtanlage nachträglich einen neuen Schacht niedergebracht hat.

F. Die Sicherheitsvorrichtungen bei der Schachtförderung.

281. — Unfallmöglichkeiten. Die Unfallursachen bei der Seilfahrt lassen sich in einige Hauptgruppen zusammenfassen, nämlich:

I. Unregelmäßigkeiten der Korbführungen im Schacht, auf die meistens auch die Abstürze vom Korb zurückzuführen sind.

II. Seil- und Zwischengeschirrbrüche.

III. Störungen an der Fördermaschine oder unrichtige Maschinenführung, die teilweise auf Irrtümer bei der Signalgebung zurückzuführen ist.

IV. Unrichtiges Verhalten der Verunglückten oder zufällige besonders unglückliche Umstände.

Im folgenden sei auf einige besondere Sicherheitsvorrichtungen näher eingegangen, nämlich die *Fangvorrichtungen* für Förderkörbe, die Vorrichtungen gegen das *Übertreiben* und gegen das *unzeitige Inbetriebsetzen* der Fördermaschinen.

a) Die Fangvorrichtungen für Förderkörbe.

282. — Bedeutung der Fangvorrichtungen. Die Unfälle infolge Seilloswerdens von Förderkörben haben stark abgenommen. Brüche von Seilen oder Zwischengeschirren infolge Rost oder Materialermüdung sind selten, weil Fortschritte in der Erkenntnis dieser Gefahren zu einer verbesserten Überwachung geführt haben. Ebenfalls sind Brüche infolge Übertreibens selten geworden, seitdem Fahrtregler für Fördermaschinen (vgl. Ziff. 285) eingeführt und für ausreichende freie Übertreibwege Sorge getragen wurde, auf denen die Körbe durch verdickte oder zusammengezogene Spurlatten abgebremst werden können.

In den letzten 25 Jahren haben die Fangvorrichtungen mindestens doppelt so oft unzeitig gewirkt als Notfälle vorlagen. Die Folgen eines solchen

unzeitigen Eingreifens sind nicht zu unterschätzen. Sehr erhebliche Beschädigungen von Spurlatten mit tagelangen Betriebsstörungen und gefährlichen Ausbesserungsarbeiten sind nicht selten. Es hat sich herausgestellt, daß die Zahl der durch unzeitiges Eingreifen verursachten Unfälle weit häufiger war als die Zahl der vermiedenen Unfälle. Auch hat sich ferner gezeigt, daß mit den stark angewachsenen Korblasten die Wirksamkeit der Fangvorrichtungen in Notfällen höchst unsicher geworden ist. Ihr praktischer Wert wird daher nur gering eingeschätzt, so daß auch die Bergbehörde auf Fangvorrichtungen für Förderkörbe neuerdings verzichtet.

283. — Bauarten. Im Aufbau der Fangvorrichtungen kann man unterscheiden zwischen dem Auslöser, dem Kraftmittel, das über ein Gestänge die Fänger bewegt, und den Fängern.

Als Auslöser wurden bisher eine Königstangenfeder oder ein Tanzgewicht benutzt. Das Kraftmittel ist in beiden Fällen eine gespannte Feder.

Die Königstangenfeder ist so geformt, daß sie gespannt ist, wenn der Korbkopf auf dem Tragkranz der Königstange aufliegt. Verschwindet etwa durch einen Seilbruch der Seilzug, so wird die Königstange durch die Spannkraft der Feder nach abwärts gezogen und betätigt über ein Gestänge die Fänger, die gegen die Spurlatten drücken.

Bei der *Tanzgewichtauslösung* hält auf dem Förderkorb ein Gewicht im Ruhezustand eine Feder gespannt. Bei einer Abwärtsbeschleunigung wird das Gewicht so weit dynamisch entlastet, daß es von der Feder angehoben werden kann. Die Bewegung dient zum Auslösen der Fangvorrichtung. Um ein unzeitiges Auslösen zu vermeiden, verlangsamt man die Bewegungen des Gewichtes durch eine Ölbremsung.

Bei der Ausbildung der Fänger unterscheidet man als hauptsächliche Grundformen Exzenter und Keile. Sie ziehen sich selbsttätig unter dem Einfluß des Förderkorbgewichtes an den Spurlatten fest, sobald sie zu einem ersten Angriff gebracht worden sind.

b) Vorrichtungen gegen das Übertreiben.

284. — Teufenzeiger und Geschwindigkeitsmesser. Vorbedingung für die Sicherheit gegen ein Übertreiben der Förderkörbe ist für den Maschinisten die Möglichkeit, in jedem Augenblick eines Treibens Gewißheit über die Stellung der Förderkörbe und ihre Geschwindigkeit zu haben. Hierzu dienen ihm Teufenzeiger und Geschwindigkeitsmesser.

Die *Teufenzeiger* sind in neuerer Zeit durchweg mit je einer senkrechten Schraubenspindel für jeden Förderkorb versehen, durch die ein Zeiger an einer Skala entsprechend der Korbbewegung auf- oder abwärts geschraubt wird, so daß die Stellung jedes Korbes aus dem Stande des zugehörigen Zeigers an der Skala zu erkennen ist. Die beiden Spindeln werden über ein entsprechendes Vorgelege in zuverlässiger Weise, meist durch Zahnräder, von der Fördermaschinenwelle aus angetrieben. Bei Koepe-Scheiben erfolgt der Antrieb beider Spindeln gemeinsam, bei Trommeln und Bobinen, von denen jeweils eine auf der Welle versteckt werden kann, muß jede Spindel besonders von der zugehörigen Trommel oder Bobine angetrieben werden.

Bei Treibscheibenfördermaschinen muß der Teufenzeiger rasch und sicher neu eingestellt werden können, wenn das Seil auf der Scheibe etwas gerutscht ist oder sich gegen sie verlaufen hat.

Durch den Teufenzeiger wird auch noch eine Warnglocke zum Ertönen gebracht, wenn die Maschine noch zwei Umdrehungen bis zum Ende des Treibens zu machen hat.

Mechanische Geschwindigkeitsanzeiger arbeiten meist mit Fliehkraftpendeln[1]. Bei ihnen ist der Zeigerausschlag nicht verhältnisgleich der Geschwindigkeit, sondern er nimmt mit steigender Geschwindigkeit langsamer zu.

In neuester Zeit haben *elektrische Geschwindigkeitsanzeiger* sehr an Verbreitung gewonnen, weil sie leicht in die Signalsäule der Signalanlage eingebaut werden können. Sie beruhen darauf, daß die von einer Dynamomaschine erzeugte Stromspannung verhältnisgleich der Umlaufgeschwindigkeit ist. Die Spannung eines von der Fördermaschine angetriebenen kleinen Gleichstromgenerators wird durch ein Voltmeter mit großem Zeigerausschlag angezeigt, dessen Skala nach m/sek geeicht ist. Der Zeigerausschlag ist allerdings auch in dem Bereich der niedrigeren Geschwindigkeiten größer als in dem der höheren.

Die Geschwindigkeitsanzeiger müssen die Geschwindigkeit gleichzeitig auf einem langsam bewegten Diagrammstreifen aufschreiben, so daß der Geschwindigkeitsverlauf während eines Treibens deutlich erkennbar ist. Als ausreichende Maßstäbe gelten für die Zeit 1 min = 1 cm und für die Geschwindigkeit 1 m/sek = 1 mm.

285. — Fahrtregler für Fördermaschinen. Um ein Übertreiben sicher zu vermeiden, muß dafür gesorgt werden, daß die Bewegung der Förderkörbe unter allen Umständen um so mehr verlangsamt wird, je mehr sie sich ihren Endstellungen nähern. Gleichzeitig darf auch im mittleren Abschnitt des Treibens die Höchstgeschwindigkeit nicht in einem Maß überschritten werden, das die Beherrschung des Ganges der Förderkörbe durch die Maschine in Frage stellt. Damit eine entsprechende Führung der Fördermaschine auch für den Fall eines Versagens des Maschinisten gesichert ist, müssen die Fördermaschinen mit *Fahrtreglern* ausgestattet werden, sofern die Seilfahrtgeschwindigkeit größer als 6 m/sek ist. Die Fahrtreglung gestaltet sich für die elektrische Gleichstromfördermaschine sehr einfach mit Hilfe einer zusammen mit dem Teufenzeiger von der Fördermaschine aus angetriebenen Kurvenscheibe, die mittels eines Gestänges auf den Steuer- und Bremshebel wirkt. Die Kurve ist so eingerichtet, daß sie im mittleren Teil des Treibens die volle Auslage des Steuerhebels gestattet, ihn am Ende des Treibens jedoch entsprechend der notwendigen Verzögerung nach der Mittellage hin verschiebt. Diese einfache Lösung ist möglich, da die Geschwindigkeit der Maschine nahezu von der Belastung der Körbe unabhängig nur durch die Auslage des Steuerhebels bestimmt wird.

Der selbsttätige Förderbetrieb mit elektrischen Fördermaschinen macht besondere Feinsteuerungen notwendig, die den unterschiedlichsten Belastungen gerecht werden. Bei Drehstrommaschinen arbeiten diese bei den kleinen Geschwindigkeiten des An- und Auslaufens vorteilhaft mit einer stark verringerten Frequenz (z. B. 2,5 Hz). Oberhalb einer gewissen Geschwindigkeitsgrenze schaltet sich die Netzfrequenz selbsttätig ein. Da der Zeitpunkt des Stillsetzens sehr genau getroffen

[1] STEFFEN: Über Geschwindigkeitsmesser bei Hauptschachtfördermaschinen und ihre Meßgenauigkeit. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1931 S. B. 471; — F. SCHMIDT: Über das Verhalten der Geschwindigkeitsmesser für Hauptschachtförderanlagen im praktischen Förderbetrieb. Ebenda S. 485.

werden muß, so muß der Einfluß jeglichen Verschiebens des Förderseiles gegen die Treibscheibe ausgeschaltet werden. Dies kann z. B. mit Hilfe von Magnetschaltern geschehen, die auf der Endstrecke bis zu etwa 150 m von der Hängebank im Schacht angeordnet und vom Korb betätigt werden. Durch sie kann sowohl eine Berichtigung der Fahrtreglereinstellung als auch das genaue Stillsetzen der Maschine bewirkt werden.

Für die Fahrtregler elektrischer Drehstrom- und Dampffördermaschinen sei auf das einschlägige Schrifttum verwiesen[1]. Erwähnt sei hier nur, daß die Einwirkung auf Steuerung und Fahrbremse grundsätzlich durch Zusammenarbeiten eines Geschwindigkeitsreglers mit der bereits obenerwähnten Kurvenscheibe erfolgen muß. Als Geschwindigkeitsregler werden bei den neueren Bauarten Öldurchflußregler verwendet, die so vervollkommnet wurden, daß sie der behördlicherseits gestellten Forderung einer *stetigen* Regelung weitgehend gerecht werden. Hierunter wird eine Regelung verstanden, die in sanfter Weise die Geschwindigkeit nur in einem solchen Maße verringert, wie es der Sicherheitserfordernis entspricht. Die Maschine wird also durch ein Eingreifen des Fahrtreglers nur im Notfall stillgesetzt. Auch wird sie nicht etwa am Ende des Treibens vollkommen zum Stillstand gebracht. Vielmehr muß ein Durchfahren der Endstellung mit einer mäßigen Geschwindigkeit (4 m/sek) noch zugelassen werden, damit der Maschinist die nötige Freiheit zum Steuern behält, um die Körbe genau einfahren und umsetzen zu können. Dies ist gefahrlos, da die Körbe bei der mäßigen Geschwindigkeit erfahrungsgemäß in den verdickten Spurlatten (vgl. Ziff. 286) sanft zur Ruhe kommen, besonders da auch noch kurz nach dem Durchfahren der äußersten Betriebsstellung die Bremse der Fördermaschine mit voller Kraft ausgelöst wird.

Ein einwandfreies Arbeiten der Fahrtregler, unter denen besonders die Bauarten GHH, Sterkrade, Prinz-Rudolph-Hütte, Dülmen, und G. Schönfeld, Berlin, genannt seien, setzt allerdings voraus, daß die Fördermaschine mit Knaggensteuerung und der vorschriftsmäßigen regelbaren Bremse ausgestattet ist[2].

Sofern die Geschwindigkeit bei der Seilfahrt zwar 4 m/sek überschreitet, jedoch höchstens 6 m/sek beträgt, läßt die Bergbehörde an Stelle der Fahrtregler auch Sicherheitsapparate älterer Bauart (Baumann, Römer u. ä.) zu. Sie verhindern ebenfalls ein Überschreiten der in den verschiedenen Abschnitten des Treibens zulässigen Geschwindigkeit, jedoch nicht stetig wie die Fahrtregler, sondern plötzlich in äußerst energischer Weise, indem sie nicht nur die Dampfzufuhr in dem jeweils notwendigen Maße verringern und nur im Bedarfsfall die Bremse auflegen, sondern sie bringen unvermittelt den Steuerhebel in die Null- oder Gegendampflage und werfen die Bremse mit voller Kraft auf. Sie verlangsamen also den Lauf der Maschine nicht nur, sondern setzen diese ganz still.

Eine Ergänzung der Fahrtregler bieten die sogenannten *Übertreibsicherungen*, durch die die Bremse der Fördermaschine mit größter Kraft zur Wirkung gebracht wird, wenn ein Korb seine höchste Betriebsstellung um etwa 1,5 m überfährt, auch wenn dies nur mit geringer Geschwindigkeit geschieht. Die Auslösung der Bremse kann vom Teufenzeiger aus geschehen. Bei elektrischen Fördermaschinen wird statt dessen aber im Fördergerüst ein Endschalter vorgesehen, durch den der Korb unmittelbar den Strom der Fördermaschine und eines Haltemagneten für ein Fallgewicht zur Bremsbetätigung abschaltet. Die Einrichtung ist deshalb besonders für *Koepe*-Förderungen vorteilhaft, weil sie unabhängig von einem etwa vorhergegangenen Seilrutsch auf der *Koepe*-Scheibe zuverlässig arbeitet. Aus diesem Grunde hat man auch wohl bei Dampffördermaschinen elektrisch oder mechanisch vom Förderkorb betätigte Bremsauslösungen angewendet.

---

[1] Bockemühl: Kritik der Fahrtregler im Bergbau Preußens. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1927 S. B. 111; — ferner K. Düwell: Neuzeitliche Fahrtregler an Dampffördermaschinen. Glückauf 1948 S. 477.

[2] Schmidt, Fr.: Die Bremsdruckregler. Glückauf 1928 S. 461; — Fr. Schmidt u. G. Dalmann: Die Prüfung des Bremsdruckreglers. Glückauf 1929 S. 357; — ferner K. Düwell: Bremsen an Förderhäspeln und Fördermaschinen. Glückauf 1949 S. 585.

286. — Verdickte oder gegeneinander geneigte Spurlatten[1]. Auch ein Durchfahren der Hängebank mit geringer Geschwindigkeit kann den Förderkorb oder die auf ihm Fahrenden in Gefahr bringen, wenn der Korb durch einen Stoß gegen die unter den Seilscheiben angeordneten Prellträger plötzlich zum Stehen kommt. Es muß daher auch für diesen Fall ein sanftes Anhalten gesichert sein. Dies geschieht am besten durch verdickte Spurlatten oberhalb und unterhalb der äußersten Betriebsstellungen der Körbe. Die Gleitschuhe bremsen sich an den Verdickungen fest, wodurch die Körbe sanft zum Stehen kommen. Die Verdickungen sind symmetrisch auf jeder Seite mit einer Steigung 1 : 100 bis zu einem Höchstmaß von 5 cm auszuführen, so daß ein Gesamtmaß von 10 cm erzielt wird. Danach verlaufen die Seitenflächen wieder parallel. Die Verdickung kann durch entsprechend schräges Zuschneiden der Spurlatten oder durch Auseinanderspreizen von zwei Spurlattenhälften mittels eines zwischen sie gesetzten Keiles ausgeführt werden; dagegen empfiehlt es sich nicht, Keilstücke außen aufzusetzen, da solche leicht abgestreift werden. Die Führungsschuhe am Förderkorb müssen durch Rippen sehr gut versteift sein, damit sie dem Keildruck widerstehen können. Statt die Spurlatten zu verbreitern, verringert man wohl im Schacht unterhalb des Füllortes ihren lichten Zwischenraum, wobei man jeder Spurlatte eine Neigung 1 : 50 gegen die Senkrechte gibt bis zu einer gesamten Verringerung des Abstandes um 20 cm. Die Spurlatten müssen auf dieser Strecke besonders stark gegen die Schachtwand abgesteift werden. Für die Endstrecke oberhalb der Hängebank kommt diese Ausführung nicht in Frage, da der starke auf die Spurlatten nach auswärts wirkende Druck das Fördergerüst verbiegen würde. Überdies führt das Zusammenziehen der Spurlatten leicht zu einem Verbiegen des Korbes, während bei der Verbreiterung von Spurlatten in der Regel nur diese beschädigt werden. Endlich ist dies auch im Schachtsumpf bei Seitenführungen nicht möglich, da die an den Mitteleinstrichen befestigten Spurlatten nicht genügend abgestützt werden können. In allen Fällen müssen die äußersten Enden sowohl von verbreiterten als auch von zusammengezogenen Spurlatten durchaus zuverlässig in der Längsrichtung abgestützt werden, damit sie die starken Bremskräfte der Körbe aufnehmen können. Am besten werden sie mit den Stirnenden unmittelbar gegen starke Träger gestützt und mittels Winkelblechen mit ihnen gegen seitliches Abgleiten verschraubt.

287. — Prellträger und Fangstützen. Wenn auch die geschilderten Sicherheitsvorrichtungen ein gefährliches Übertreiben nahezu ausschließen, so ist man trotzdem bestrebt, auch dem ungünstigsten Fall nach Möglichkeit Rechnung zu tragen. Man sichert deshalb die Seilscheiben durch unterhalb angeordnete starke *Prellträger* gegen eine Beschädigung durch den Korb für den Fall, daß die Wucht der in Bewegung befindlichen Massen nicht durch die verdickten Spurlatten vernichtet werden konnte. Bei einem Anprall eines Korbes gegen diese Prellträger liegt die Gefahr sehr

[1] Düwell, K.: Technische Erklärungen zu polizeilichen Bestimmungen über die Seilfahrt in Blind- und Hauptschächten mit besonderer Berücksichtigung der Anfertigung von Genehmigungsanträgen. Bergbau 1938 S. 151.

nahe, daß das Seil abreißt, und der Korb, der sich allerdings in der Regel an den verdickten Spurlatten festklemmt, zurückfällt. Um ihn dabei vor dem völligen Absturz zu bewahren, müssen nach behördlicher Vorschrift *Fangstützen* angebracht werden, die vor dem hochgehenden Korb ausweichen, um dann zurückzufallen und den etwa abstürzenden Korb aufzufangen. Abb. 440 stellt das Zusammenwirken von verdickten Spurlatten s, Prellträgern T und Fangstützen k dar. Die letzteren, von denen auf jeder Seite zwei für jedes Gestell vorgesehen sind, werden in einer solchen Höhe angeordnet, daß sie mindestens den obersten Tragboden zu fassen vermögen, wenn der Korb bis an die Prellträger gekommen ist. Besser ist es noch, wenn sie in diesem Fall unter den Korbboden greifen können, da sie bei einem erstmaligen Versagen dann noch bei mehreren Tragböden und dem Korbkopf fassen können.

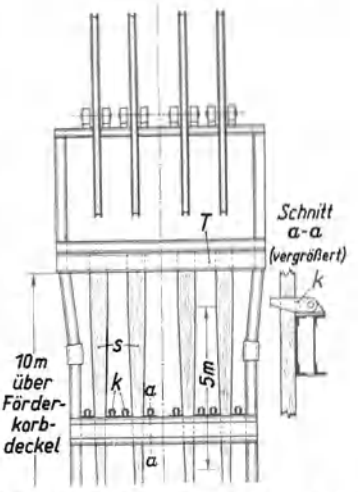


Abb. 440. Kopf eines Doppelfördergerüstes mit Prellträgern und Fangstützen.

288. — Fördermaschinen-Sperreinrichtungen[1]. Die Zahl von Unfällen, die durch unzeitiges Betreten oder vorzeitiges Wegnehmen des Förderkorbes entstehen, bilden einen recht erheblichen Teil der Gesamtzahl der Seilfahrtunfälle. Sie hat auch im Laufe der Zeit nur wenig abgenommen. Die Bergbehörden fordern deshalb eine Einrichtung, die es dem Fördermaschinisten unmöglich macht, die Bremse zu lüften, solange nicht sämtliche Schachttore geschlossen sind. Zu diesem Zwecke ist der Bremshebel bei aufgelegter Bremse gewöhnlich durch eine Klinke gesperrt, die durch einen Elektromagnet abgezogen werden kann. Der Magnet liegt in einem Stromkreis mit Kontakten, die nach Abb. 441 beim Schließen der Schachttore geschlossen werden. Das Schließen erfolgt durch die schräge Fläche a an der Tür, die mittels der Rolle b und der Hebel c_1—c_3 den im Gehäuse d untergebrachten Kontakt schließt. Der Strom kann nur fließen, wenn sämtliche Schachttore und damit auch die Kontakte geschlossen sind. Solange die Maschine gesperrt ist, leuchten an allen Anschlägen grüne Lampen als Zeichen, daß der Korb gefahrlos betreten werden kann.

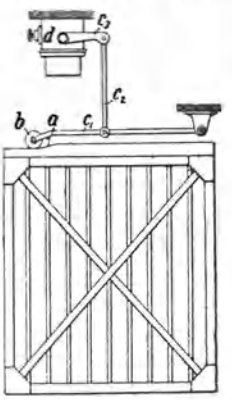


Abb. 441. Schachttor mit selbsttätiger Kontaktvorrichtung.

Bei der Güterförderung sind in der Regel die Torkontakte überbrückt, und die Einrichtung ist ausgeschaltet. Sie kann aber an jedem Anschlag auch jetzt jederzeit eingeschaltet werden, um in besonderen Fällen den Korb über die normale Zeit des Wagenwechsels am Anschlag festzuhalten, etwa um einen beim Aufschieben entgleisten Wagen wieder einzuspuren.

[1] Schensky, M.: Sicherung der Seilfahrt durch Fördermaschinen-Sperreinrichtungen. Bergbau 1939 S. 204; — ferner F. Berkermann: Neuartige Schaltung einer Fördermaschinen-Sperreinrichtung. Glückauf 1951 S. 25. — H.-D. Schenkel u. H. Litz: Eine neue Fördermaschinen- Sperrschaltung für elektrische Schachtsignalanlagen. Glückauf 1954 S. 123.

Vierter Abschnitt.

Grubenbewetterung.

I. Einleitende Bemerkungen.

1. — Begriffsbestimmungen. Mit dem Ausdrucke „*Wetter*“ werden die in der Grube vorkommenden Gasgemische ohne Rücksicht auf ihre Zusammensetzung bezeichnet. Wenn die Wetter annähernd wie die atmosphärische Luft zusammengesetzt und deshalb für die Atmung gut geeignet sind, so sprechen wir von *frischen* oder *guten* Wettern. Sind die Wetter infolge eines zu großen Anteilverhältnisses unatembarer Gase (CO_2, N_2, CH_4, H_2) nicht oder doch nur schlecht geeignet, die regelmäßige Atmung zu unterhalten, so heißen sie *matte* oder *stickende* Wetter. Führen sie giftige Beimengungen (CO, H_2S, Stickoxyde), so werden sie *böse* oder *giftige* Wetter genannt. Besitzen sie infolge Auftretens brennbarer Gase (CH_4, höhere Kohlenwasserstoffe, wie sie besonders bei Grubenbränden als Schwelgase auftreten, CO) die Eigenschaft der Explosionsfähigkeit, so nennt der Bergmann sie wegen der sich schlagähnlich äußernden Wirkung der Explosion *schlagende* Wetter.

Unter „*Grubenbewetterung*“ versteht man die planmäßige Versorgung der Grubenbaue mit frischer Luft. In ähnlichem Sinne gebraucht man auch die Ausdrücke „Wetterwirtschaft“ oder „Wetterführung“.

2. — Zweck der Grubenbewetterung. Der Zweck der Grubenbewetterung ist hauptsächlich:

1. den in der Grube befindlichen Menschen und Tieren die zum Atmen und dem Geleucht die zum Brennen erforderliche Luft zuzuführen;

2. die in der Grube auftretenden matten, giftigen oder schlagenden Wetter bis zur Unschädlichkeit zu verdünnen und fortzuspülen;

3. in warmen (tiefen) Gruben die Temperatur herabzukühlen und insbesondere die schädlichen Wirkungen feuchtwarmer Wetterströme zu bekämpfen.

3. — Luftbedarf für die Atmung. Der Mensch macht in der Ruhe etwa 10—15 Atemzüge in der Minute und atmet in dieser Zeit ungefähr 5—7 l Luft ein und aus. Bei der Arbeit und in Bewegung erhöht sich die Zahl und Tiefe der Atemzüge, so daß ein fleißig arbeitender Mann bis zu 20 l minutlich ein- und ausatmen kann. Bei besonders schwerer Arbeit kann

für kurze Zeit der Luftbedarf sogar bis auf 40 l in der Minute steigen. Eine solche Luftmenge würde für die Atmung sicher genügen, wenn es gelänge, sie stets als frische Luft bis zu den Atmungsorganen des Mannes heranzubringen; 1 m^3 in der Minute würde alsdann für mindestens 25 Mann ausreichen.

Da aber die ausgeatmete Luft nicht von der einzuatmenden getrennt gehalten werden kann, sondern sich zum Teil immer wieder mit dieser mischt, muß die für einen Mann zuzuführende frische Luft erheblich mehr als 40 l minutlich betragen. Die Erfahrung hat gelehrt, daß auch in solchen Gruben, wo keine anderen Gründe der Wetterverschlechterung als die Atmung vorhanden sind, mindestens etwa 750 l, also ¾ m^3 je Kopf und Minute, zugeführt werden müssen, wobei das Geleucht des Mannes mit gespeist wird. Besser ist es mit Rücksicht auf Gesundheit und Leistungsfähigkeit der Belegschaft freilich, wenn man auch unter den genannten günstigen Umständen 1—2 m^3 vorsieht.

Ein Pferd braucht etwa fünfmal so viel Luft wie ein Mensch.

4. — Auftreten und Beseitigung nicht atembarer Gase in den Grubenwettern. Die atmosphärische Luft, die wir in die Grube führen, behält ihre ursprüngliche Zusammensetzung und Reinheit nicht bei. Schon durch das Atmen der Menschen und Tiere und durch das Brennen der Lampen wird die Luft verschlechtert. Noch erheblicher wirken andere Ursachen: die Fäulnis und Zersetzung von Holz, Kohle, sonstigen organischen Stoffen oder von Mineralien (z. B. Schwefelkies), die Ausströmung von Gasen aus dem Nebengestein, der Kohle oder dem Grubenwasser, die Sprengarbeit, Grubenbrand und Kohlenstaub- oder Schlagwetterexplosionen.

Die Beseitigung aller für die Atmung ungeeigneten oder schädlichen Wetter, insbesondere des Grubengases, geschieht mit Ausnahme der Fälle, in denen ein Absaugen des Grubengases gelingt, durch eine bis zur Unschädlichkeit gehende Verdünnung mit frischer Luft und darauf folgende Abführung. Die Verdünnung des Methans muß nach den in Deutschland geltenden bergpolizeilichen Vorschriften so weit gehen, daß der Gehalt des Wetterstroms an keiner Stelle der Grube 1% übersteigt.

5. — Wetterbedarf. Welcher von den in Ziff. 2 genannten drei Hauptzwecken der Wetterführung der wichtigste ist und die übrigen an Bedeutung überragt, läßt sich von vornherein nicht sagen. Auf Salz- und Erzgruben von geringer Tiefe wird im allgemeinen die Wetterführung genug getan haben, wenn sie dem Sauerstoffbedarf der Menschen, Tiere und Lampen Rechnung trägt. In Schlagwettergruben ist gewöhnlich die völlige Beseitigung der Schlagwettergefahr der wichtigere Teil der Aufgabe und bestimmt die Größe der erforderlichen Wetterzufuhr. Im Oberbergamtsbezirk Dortmund werden im Hinblick auf diese Gefahr in der Regel 6 und im OBA-Bezirk Bonn 3 m^3/min je Kopf der Belegschaft in der stärkst belegten Schicht gefordert. In heißen Gruben wird die Rücksicht auf die Wärmeabfuhr ausschlaggebend (s. Ziff. 84).

II. Die Grubenwetter.

A. Die atmosphärische Luft und ihre Bestandteile.

6. — Allgemeines. Die atmosphärische Luft besteht im wesentlichen aus 21 Raumteilen Sauerstoff und 79 Raumteilen Stickstoff.

Außerdem enthält sie stets Kohlensäure und Wasserdampf. Der Kohlensäuregehalt kann zu durchschnittlich 0,04 = $^1/_{25}$% angenommen werden. Der Gehalt an Wasserdampf wechselt stark. Näheres darüber folgt unter „Wasserdampf", Ziff. 9 u. f.

Luft dehnt sich beim Erwärmen um 1°C wie alle Gase um $^1/_{273}$ ihres Volumens aus. 1 m³ trockene Luft wiegt bei 0° und 760 mm Druck 1,293 kg.

Als regelmäßige Bestandteile der atmosphärischen Luft bedürfen die in den folgenden Abschnitten aufgeführten Gase einer besonderen Besprechung.

7. — Sauerstoff. In der Grube findet ein lebhafter Verbrauch an Sauerstoff durch die Atmung der Menschen und Tiere, durch das Brennen der Lampen, durch Faulen von Grubenholz und durch allmähliche Oxydation von Kohle und Schwefelkies statt.

Die ausgeatmete Luft enthält noch 17% Sauerstoff. Nur 4% sind durch Kohlensäure ersetzt, so daß also die Zusammensetzung der Ausatmungsluft mit rund 79% Stickstoff, 17% Sauerstoff und 4% Kohlensäure anzunehmen ist. Derartige Luft ist für die weitere Atmung aber bereits ungeeignet, so daß der Mensch in solcher Luft an hochgradiger Atembeklemmung zugrunde geht. Anders wirkt der einfache Sauerstoffmangel ohne eine entsprechende Steigerung des Kohlensäuregehaltes. Atembeklemmungen treten alsdann nicht ein; vielmehr bleibt die Zahl der Atemzüge unverändert. Sinkt der Sauerstoffgehalt unter 13%, so ist das Leben bedroht, und der völlige Zusammenbruch kann schnell erfolgen[1]. Hierbei hängt die Gefahr auch davon ab, ob der Mensch sich in Ruhe befindet, sich bewegt oder Arbeit verrichtet.

Für den Bergmann ist es wichtig, zu wissen, daß er in einer Luft, in der eine Lampenflamme bereits zu erlöschen beginnt, zwar noch leben kann, daß aber dann auch die Gefahr für ihn beginnt. Ist die Lampe erloschen, so fehlt jeder Maßstab für die Beurteilung der Luftzusammensetzung. Deshalb ist der Aufenthalt in Räumen, in denen die Lampe nicht mehr brennen will, stets gefährlich. Es ist ein erheblicher Nachteil der elektrischen Lampen, daß sie in bezug auf die Luftbeschaffenheit nicht warnen.

In Fäulnis begriffenes Holz, das selbst aus Kohlenstoff, Wasserstoff und Sauerstoff besteht, zerfällt in die gasförmige Kohlensäure und in Wasser. Dieser Vorgang wird durch Pilzbildungen, wie sie sich häufig bei mit Feuchtigkeit gesättigter Luft an Grubenholz finden, beschleunigt.

Auch die Kohle selbst unterliegt den Einwirkungen des Sauerstoffs. Er haftet an deren Oberfläche (Adsorption) und dringt in die Poren ein. Dabei findet eine langsame Verbindung zwischen ihm und der Kohle unter Entwicklung von Kohlensäure statt. Die Neigung der verschiedenen Steinkohlen zur Verbindung mit dem Sauerstoff ist verschieden groß. Mürbe, weiche und poröse Kohle verschluckt mehr Sauerstoff als feste und harte, Feinkohle mehr als Stückkohle, Faserkohle mehr als Glanz-, diese mehr als Mattkohle. Flöze, die viel Schwefelkies führen, pflegen der Einwirkung des Sauerstoffs besonders ausgesetzt zu sein, da Schwefelkies selbst durch den Sauerstoff zu schwefelsaurem Eisen umgewandelt wird und hierbei eine Volumenvermehrung eintritt, die die Kohle auseinandertreibt und dem Sauerstoff neue Wege zum Eindringen in die Kohle eröffnet. Außerdem findet bei der Einwirkung des Sauerstoffs auf den Schwefelkies eine Temperaturerhöhung statt, die nun ihrerseits wiederum die Oxydation des Schwefelkieses wie auch der Kohle beschleunigt.

---

[1] HAUSMANN: Die physiologischen Grundlagen für den Bau von Gastauchgeräten. Glückauf 1923 S. 725.

Auf Steinkohlengruben pflegt der Sauerstoffverbrauch infolge der Oxydation der Kohle und des Holzes wesentlich größer als derjenige durch das Atmen der Menschen und Tiere zu sein. Man hat z. B. für die Saarbrücker Gruben berechnet, daß $^{16}/_{17}$ der ganzen verbrauchten Sauerstoffmenge auf Rechnung der Oxydation der Kohle und des Holzes zu setzen sind und nur $^{1}/_{17}$ auf diejenige der Atmung von Menschen und Pferden entfällt. (Vgl. Ziff. 15, S. 533.)

Die ursprünglich in der Luft vorhandene Sauerstoffmenge wird somit auf dem Wege durch die Grube zwar allmählich, aber ununterbrochen vermindert. Da anderseits die Grubenwetter durch sonstige, für die Atmung nicht nutzbare Gase vermehrt werden, muß der Prozentgehalt an Sauerstoff im ausziehenden Wetterstrom stets geringer als im einziehenden sein. In der Regel bewegt sich der Sauerstoffgehalt der ausziehenden Wetter zwischen 20 und 21%. Wetter mit einem auf 19—20% verminderten Sauerstoffgehalt werden bereits als recht matt empfunden.

8. — **Stickstoff.** Der *Stickstoff* (N_2) ist ohne chemische Wirkung bei der Atmung und geht nur schwer chemische Verbindungen ein. Seine Wichte beträgt 1,2505 kg/Nm³.

Stickstoff findet sich in den Poren einzelner Steinkohlenflöze eingeschlossen und strömt unter Umständen aus diesen aus. Im Ruhrbezirk tritt er jedoch nur selten und in geringen Mengen auf. In Oberschlesien und in Mährisch-Schlesien ist er häufiger. In letzterem Bezirk enthalten die in den Kohlen eingeschlossenen Gase in einzelnen Fällen neben Grubengas und Kohlensäure 30—40% Stickstoff. Infolge dieses Vorkommens in der Kohle ist Stickstoff in manchen Bläsergasen (s. Ziff. 33) zu finden.

Aus Belgien und Frankreich sind auch einige bedeutende Ausbrüche von Stickstoff aus Hohlräumen und Poren des Nebengesteins bekannt geworden.

In Kalisalzgruben findet sich das Gas teils rein, teils vergesellschaftet mit Methan und Wasserstoff auf Klüften, Spalten und eingeschlossen im Salz[1].

Schließlich führen die Nachschwaden der meisten Sprengstoffe Stickstoff.

9. — **Wasserdampf. Allgemeines.** Der *Wasserdampf* (H_2O), Wichte 0,598 kg/m³, spielt in den Grubenwettern eine besonders wichtige Rolle.

In einem allseitig geschlossenen, mit trockener Luft erfüllten Gefäß wird eingebrachtes Wasser alsbald bis zu einem gewissen Grade verdampfen. Da Wasserdampf wie jeder Körper Raum einnimmt, so wird in dem geschlossenen Gefäß eine Drucksteigerung eintreten müssen. Den Gasdruck, den der Wasserdampf so erzeugt, nennen wir seine Spannung.

In dem gedachten geschlossenen Raum kann aber nicht beliebig viel Wasser verdunsten. Die Verdunstungsfähigkeit hängt, abgesehen von der Größe des Raumes, allein von der darin herrschenden Temperatur ab.

Wenn die Luft mit Wasserdampf voll gesättigt ist, so enthält 1 m³:

bei	− 10°	2,2 g	Wasserdampf mit	2,1	mm	Spannung[2]
„	± 0°	4,7 „	„ „	4,6	„	„
„	+ 10°	9,1 „	„ „	9,2	„	„
„	+ 20°	16,9 „	„ „	17,4	„	„
„	+ 30°	29,8 „	„ „	31,6	„	„
„	+ 40°	50,9 „	„ „	54,9	„	„

Die in dieser Zusammenstellung angegebene Spannung, die der Wasserdampf in voll gesättigter Luft ausübt, heißt *Sättigungsspannung*. Die atmosphärische Luft ist aber nur selten voll mit Feuchtigkeit gesättigt. Bei nicht voller Sättigung ist auch die Spannung des in der Luft enthaltenen Wasserdampfes kleiner als seine Sättigungsspannung. Der *Grad der Sättigung* ist an verschiedenen Orten und zu verschiedenen Zeiten sehr verschieden. Bei uns pflegt der Sättigungsgrad (relative Luftfeuchte) im Jahresdurchschnitt 75% der vollen Sättigung zu betragen.

---

[1] GROPP: Gasvorkommen in Kalisalzwerken in den Jahren 1907—1917. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1918 S. 238. — Ferner: E. STOLLE: Gasvorkommen in Kaliwerken des Südharzgebietes. Bergbautechnik 1953 S. 646.

[2] Gemessen in mm Quecksilbersäule.

Der Sättigungsgrad der Luft steigt durch Abkühlung. Ist völlige Sättigung erreicht, so schlägt bei weiterer Abkühlung der Wasserdampf sich in Form von Nebel oder in Form von Wasserperlen an kalten Flächen nieder (Taupunkt). Wird dagegen gesättigte Luft erwärmt, so verliert sie hierdurch ihre Sättigung und wird fähig, weitere Wasserdampfmengen aufzunehmen.

10. — Messung der relativen Luftfeuchte. Die relative Luftfeuchte kann man durch *Hygrometer* und durch *Hygrographen* aufzeichnen. Da solche Instrumente, die auf der hygroskopischen Eigenschaft des menschlichen Haares beruhen, empfindlich und ungenau sind, ist die Benutzung von

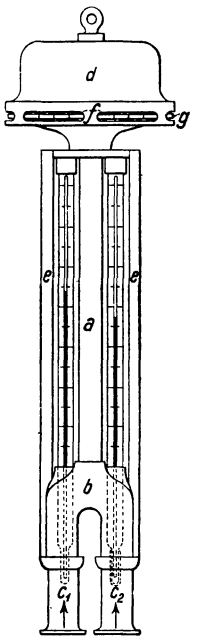


Abb. 442.
ASSMANNsches Aspirationspsychrometer.

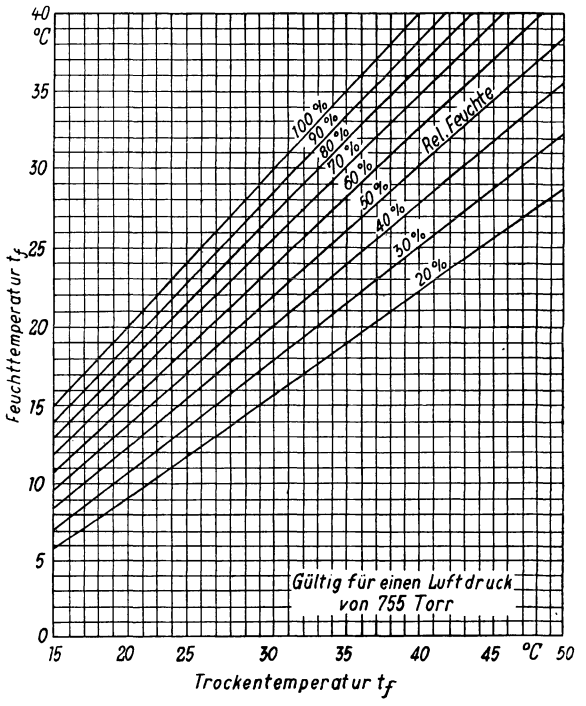


Abb. 443. Die rel. Feuchte der Luft in Abhängigkeit von den Trocken- und Feuchttemperaturen.

Schleuderthermometern empfehlenswerter. Da die Verdunstungskälte u. a. von der relativen Luftgeschwindigkeit abhängt, sind auch Schleuderthermometer für ganz genaue Messungen nicht so zuverlässig wie das ASSMANNsche *Aspirationspsychrometer*. Bei diesem Instrument (s. Abb. 442) wird durch einen mit Federkraft angetriebenen Propeller Luft mit gleichbleibender Geschwindigkeit an den Thermometern vorbeigesaugt.

Je größer die Trockenheit der Luft ist, um so lebhafter ist die Verdunstung des Wassers und um so stärker die Abkühlung des nassen Thermometers. Das Maß der Verdunstung ist außerdem noch vom herrschenden Luftdruck abhängig (vgl. Ziff. 11). Ist die Luft mit Feuchtigkeit gesättigt, so zeigen beide Thermometer die gleiche Temperatur an. Aus der gemessenen Trocken- und Feuchttemperatur läßt sich an Hand des in Abb. 443 wieder-

gegebenen Diagramms für einen Luftdruck von 755 Torr (1 Torr = 1 mm QS) die relative Luftfeuchte bestimmen.

Nach diesem Diagramm ergeben sich bei einer Trockentemperatur von z. B. 30° C für Feuchttemperaturen von 30°, 24° und 18° C relative Luftfeuchten von 100%, 61% und 31%.

11. — Relative Feuchte des Wetterstromes in der Grube. Der Sättigungsgrad der Wetter in der Grube ist zunächst von dem Feuchtigkeitsgehalt der Tagesluft oder des einziehenden Wetterstromes und von der jeweilig in den Grubenbauen vorhandenen Feuchtigkeit abhängig. Im übrigen wird die relative Luftfeuchte nach Ziff. 9 durch das wechselnde Maß der Verdichtung und durch die Temperatur beeinflußt. Die beim Einfallen des Wetterstromes in die Grubenbaue entsprechend der größer werdenden Tiefe eintretende Volumenverminderung hat, da die gleiche Wasserdampfmenge auf einen geringeren Raum zusammengedrängt wird, eine Erhöhung und entsprechend die beim Wiederaufsteigen des Wetterstroms erfolgende Entspannung eine Herabsetzung der relativen Luftfeuchte zur Folge, ohne daß jedoch die Wirkungen zahlenmäßig von großer Bedeutung sind. Wichtiger ist der Einfluß der Temperatur.

In trockenen, einziehenden Schächten erwärmt sich der Wetterstrom namentlich im Winter schnell, so daß er häufig am Füllort mit einem nicht unwesentlich erniedrigten Sättigungsgrad ankommt. Die Temperatur pflegt sodann in den Querschlägen langsam, in den Abbauen schnell zu steigen. Vielfach, insbesondere in trockenen Gruben und bei Verzicht auf die Verwendung feuchter Berge, hält die Aufnahme neuen Wasserdampfes nicht gleichen Schritt mit dieser Temperatursteigerung, so daß der Sättigungsgrad in einzelnen Teilen des Grubengebäudes weiter zurückgehen kann. Erreicht der Wetterstrom allerdings die höheren, kühleren Sohlen, so wird der Sättigungsgrad schnell steigen. Spätestens im ausziehenden Schacht wird in der Regel die Abkühlung so weit vorgeschritten sein, daß die Sättigungsgrenze erreicht wird und Nebelbildung eintritt (Regnen in den Schächten). Kühlt sich gesättigte Luft in einem ausziehenden Schacht z. B. von 30° auf 20° ab, so werden nach der Tabelle auf S. 529 12,9 g Wasser aus je 1 m³ Luft als Regen niederfallen.

Die vielfach herrschende Annahme, daß die Grubenwetter mit Feuchtigkeit voll gesättigt seien, trifft also zumeist nur für Teile des ausziehenden Stroms, dagegen nicht allgemein für die sonstigen Grubenbaue zu.

Eine Ausnahmestellung nehmen die Kalisalzgruben ein, die sich allgemein durch trockene Wetter auszeichnen. Bei Messungen auf verschiedenen Gruben hat man Feuchtigkeitsgehalte der Luft bis herab zu 14% gefunden[1].

12. — Wirkungen der verschiedenen relativen Luftfeuchten. Je nach seinem Sättigungsgrad wirkt der Wetterstrom in der Grube entweder *trocknend* oder *nässend*.

In einem nässenden Strom fault das Grubenholz besonders leicht, und es treten daran *Pilzbildungen* auf, die unter der ständigen Durchfeuchtung

[1] Untersuchungen über den Einfluß höherer Wärmegrade auf den Gesundheitszustand der Bergleute in tiefen Kalisalzbergwerken. Kali 1908 S. 185. — Ferner: ROSENTHAL: Das Grubenklima in tiefen Kalibergwerken usw. Z. Hyg. u. Infektionskr. Bd. 65 (1910) S. 435.

mit Wasserdampf schnell wachsen und wuchern können. Wenn sie aber infolge Umstellung des Wetterzuges von einem trocknenden Strom bestrichen werden, verschwinden sie rasch wieder.

Auch die *Wurmkrankheit* (Ankylostomiasis) wird in einem nässenden Wetterstrom einen besseren Nährboden finden als in einem trocknenden.

Für das Wohlbehagen und die Arbeitsfähigkeit des Menschen ist ein trocknender Wetterstrom erwünscht, der namentlich dann eine starke Kühlwirkung auf den menschlichen Körper ausübt, wenn er diesen mit einer gewissen Geschwindigkeit zu bestreichen Gelegenheit hat. Sind die Wetter bereits voll mit Feuchtigkeit gesättigt, so verdunstet der Schweiß des Arbeiters nicht mehr, und es fällt die mit der Schweißverdunstung verbundene Abkühlung fort. In der Nähe von Grubenbränden hat man bisweilen Arbeiten an Punkten verrichten lassen müssen, wo eine Temperatur von 60 bis 80° C herrschte. Bei solcher Temperatur ist es immerhin möglich, noch einige Minuten zu arbeiten, sofern die Luft trocken ist. Ist sie aber mit Feuchtigkeit gesättigt, so ist die Arbeit schon bei 30° angreifend und bei 35—40° unerträglich. Es tritt dann im menschlichen Körper, der selbst eine Temperatur von 36—38° C besitzt, eine das Leben gefährdende „Wärmestauung" ein. Pferde scheinen feuchte Wärme noch schlechter als Menschen vertragen zu können und sind schon bei 32° C in feuchter Luft geringen Anstrengungen erlegen. Weiteres hierüber folgt in den Ziffern 76 u. f.

13. — Austrocknung des Grubengebäudes. In den meisten Fällen hat die Bewetterung der Grube eine nicht unbeträchtliche Wasserentziehung zur Folge. Es soll angenommen werden, daß die Luft mit der durchschnittlichen Jahrestemperatur — das sind 9° C — und 75% Sättigung in die Grube tritt und diese voll gesättigt mit 20° C verläßt. Es enthält dann der einziehende Strom in einem Kubikmeter 6,45 g Wasser, der ausziehende dagegen 16,9 g, so daß jedes Kubikmeter Luft 10,45 g Wasser aus der Grube führt. Bei 8000 m^3 in der Minute sind dies rund 84 kg oder stündlich bereits 5 t und täglich sogar 120 t oder ebenso viele Kubikmeter.

Im Winter ist die Austrocknung der Grube durch den Wetterstrom stärker als im Sommer, weil die Luft infolge der tieferen Temperatur mit weniger Wasserdampf beladen als im Sommer in die Grube tritt.

In tiefen Gruben ist diese Wasserentziehung wegen der höheren Gebirgstemperatur größer als in flachen Gruben, in denen die Gebirgstemperatur sich mehr der durchschnittlichen Jahrestemperatur nähert. In letzteren wird der Wetterstrom an heißen Tagen in der Grube sogar abgekühlt werden und kann Wasser in der Grube zurücklassen. Einziehende Stollen z. B. pflegen im Sommer neblig zu sein.

Die Austrocknung der Grube vergrößert die Kohlenstaubgefahr, und zwar nach dem Gesagten im Winter mehr als im Sommer und in tiefen Gruben mehr als in flachen.

14. — Kohlensäure. Allgemeines. Die *Kohlensäure* oder *Kohlendioxyd* (CO_2). Wichte 1,9768 kg/Nm^3, ist nicht giftig, wirkt in geringen Mengen (3—4%) belebend auf die Atemtätigkeit, verursacht bei mehr als 5—6% jedoch Kopfschmerzen, Bewußtlosigkeit und Tod.

Der Gehalt an Kohlensäure im Wetterstrom nimmt in der Grube fortwährend zu und steigt sehr erheblich über das anfänglich vorhandene Maß von 0,04%. Im Ausziehstrom von Steinkohlengruben beläuft er sich meist auf 0,2—0,6%.

15. Kohlensäurebildung durch Einwirkung des Luftsauerstoffs. Die Kohlensäure-Bildung durch die Atmung sowie durch brennende Benzinwetterlampen ist gering. Die stärkste Kohlensäurebildung tritt bei der Zersetzung des Holzes und der Kohle durch Oxydation auf. Sie geht nicht nur in den bewetterten Grubenbauen, sondern auch im Alten Mann vor sich und kann dort sogar wegen der fehlenden Bewetterung und unzureichenden Wärmeabfuhr besonders lebhaft sein, falls größere Holzmengen oder Kohlenreste zurückgeblieben sind.

16. — Ausströmung der Kohlensäure aus dem Gebirge. Kohlensäure bildet sich auch bei der Zersetzung pflanzlicher oder tierischer Stoffe unter Luftabschluß, also bei dem Vorgang, den wir mit Inkohlung bezeichnen, und zwar in Steinkohlenflözen selbst, sodann aber auch in nahezu allen übrigen Gebirgsschichten. Besonders in Braunkohlengruben, wo die Kohle sich noch im Zustande der „Kohlensäuregärung" befindet, ist auf ein reichliches Ausströmen des Gases in die Grubenbaue zu rechnen. Aber auch in den meist schon im Zustand der „Methangärung" angelangten Steinkohlenflözen und in dem begleitenden Nebengestein findet sich Kohlensäure stets in mehr oder minder großen Mengen eingeschlossen (s. Ziff. 27). Die im Ruhrgebiet den Kohlenflözen entströmenden Gase enthalten bis zu einigen Prozenten Kohlensäure.

Stärkere Kohlensäureausströmungen sind auf einigen Steinkohlengruben Niederschlesiens[1] und Frankreichs (Gardbezirk, Becken von Brassac, Becken von Singles) bekanntgeworden. Die hier auftretenden Kohlensäurevorkommen und die sehr wechselnde Verteilung der Kohlensäure im Gebirge lassen sich durch regelmäßige Inkohlungsvorgänge nicht erklären. Man muß vielmehr eine aus der Tiefe stammende Kohlensäurezufuhr annehmen, die auch heute noch andauert und offenbar mit jungvulkanischen Vorgängen im Zusammenhang steht.

Auf einigen Kaligruben des Werra- und Fuldagebietes sind ebenfalls Kohlensäurevorkommen bekannt geworden, die den oben erwähnten ähnlich sind[2]. Hier besteht offenbar ein Zusammenhang mit dem Durchbruch tertiärer Basalte.

Die Kohlensäure ist schließlich vielfach in dem in den Gebirgsschichten vorhandenen Wasser enthalten. Das Wasser verschluckt sie um so mehr, unter je höherem Druck es steht. Fließt nun das Wasser in Grubenbaue und wird es vom Druck entlastet, so kann die Kohlensäure entweichen[3].

17. — Kohlensäurebildung bei der Explosion von Sprengstoffen. Bei der Sprengarbeit entsteht stets Kohlensäure. Für die gesamte Wetterführung der Grube sind aber die Sprenggase ohne Bedeutung, wenn man bedenkt, daß 1952 auf 1000 t Förderung im Ruhrbezirk nur 108 kg Sprengstoffe verbraucht wurden und daß 1 kg Sprengstoff insgesamt nur etwa ½ m³ unatembare Schwaden liefert.

18. — Kohlensäurebildung durch gelegentliche Ursachen. Die durch Grubenbrände, Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen und durch sonstige Ursachen entstehenden Kohlensäuremengen entziehen sich infolge der Unregelmäßigkeit dieser Quellen jeder Berechnung, können aber in einzelnen Fällen außerordentlich beträchtlich sein.

---

[1] Bericht des Ausschusses zur Erforschung der Kohlensäureausbrüche in Niederschlesien, mit Einzelaufsätzen von WERNE, BUBNOFF, RUFF, RADEMACHER, KINDERMANN und PRAUSNITZ. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1927 S. B. 249; — ferner: PATTEISKY: Die Geologie der im Kohlengebirge auftretenden Gase. Glückauf 1926 S. 1609; — ferner: BUBNOFF: Beiträge zur Geologie der Kohlensäureausbrüche in Flözen. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1928 S. B. 70; — ferner: R. HÖHNE: Über die Kohlensäureflöze Niederschlesiens. Ebenda 1935 S. 47.

[2] SCHEERER: Gasvorkommen in Kalisalzbergwerken. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1911 S. 212; — ferner: BECK: Über Kohlensäureausbrüche im Werragebiete usw. Kali 1912; — ferner: R. JUNGHANS: Der schwere CO_2-Ausbruch auf der Schachtanlage Menzengraben des VEB Kaliwerk Heiligenroda am 7. 7. 1953. Bergbautechnik 1953 S. 457; — ferner K. HATZFELD: Handbuch der Grubensicherheit, Teil III. Berlin: VEB Verlag Technik 1954.

[3] DROLZ: Der Kohlensäurewassereinbruch beim Teufen des Friedrich-Schachtes in Zabřek a. d. Oder. Montan. Rdsch. 1928 S. 489.

19. — Gefährdung des Betriebes durch langsam sich entwickelnde Kohlensäure. Der Betrieb kann einerseits durch *langsame*, mehr oder weniger dauernd vor sich gehende *Ansammlungen* von Kohlensäure an ungenügend bewetterten Punkten und anderseits durch *plötzliche Ausbrüche* gefährdet werden. Bei langsamer Entwicklung sammelt sich die Kohlensäure wegen ihrer Schwere vorzugsweise an tiefgelegenen Punkten (in Schächten, Abhauen, Gesenken, Brunnen) an, von wo aus sie nur langsam in die darüberstehende, reinere Luft diffundiert. An tiefen Punkten, wo sich erfahrungsgemäß leicht Kohlensäure ansammelt, ist Vorsicht namentlich dann geboten, wenn die Arbeit vorher (z. B. an Sonntagen) längere Zeit geruht und es an der mechanischen Durcheinanderwirbelung der Luft gefehlt hat. Die Diffusion allein wirkt langsam und genügt oft nicht. Vor dem Hinabsteigen in solche Arbeitsorte ist eine Probe mit der brennenden Lampe zu machen. Erlischt das Geleucht, so ist selbst bei Rettungsarbeiten ohne Atemschutzgerät jedes weitere Vordringen zu untersagen. Beim Fehlen von sonstigen Bewetterungseinrichtungen muß man alsdann durch Fallenlassen von Wasser aus einer Brause, durch Auf- und Niederbewegen umfangreicher, aber leichter Gegenstände oder durch Wedeln die ruhende Luftsäule in Bewegung zu bringen suchen, um die langsam wirkende Diffusion durch kräftige mechanische Durchmischung zu unterstützen. Es wird auch empfohlen, Gefäße mit Kalkmilch oder gebranntem Kalk in mit Kohlensäure erfüllte Räume hinabzulassen. Doch wird ein Erfolg hierbei nur langsam eintreten.

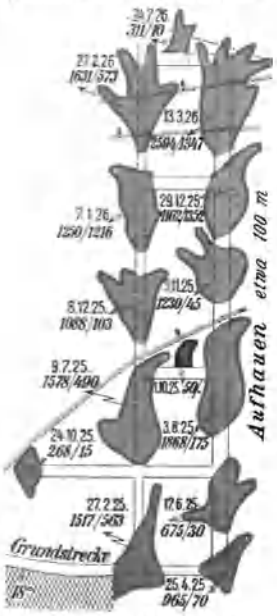


Abb. 444. Die beim Auffahren eines Aufhauens und einer Parallelstrecke vorgekommenen Gasausbrüche. (Die unter dem Datum angegebenen Zahlen bedeuten die Auswurfmassen: 965/70 = 965 Wagen Kohle und 70 Wagen Berge.)

Sehr häufig sind Rettungsmannschaften durch übereiltes Vorgehen in Abhauen, Gesenken oder Brunnen zu Tode gekommen.

20. — Kohlensäure-Gasausbrüche. Ein „*Gasausbruch*" liegt vor, wenn plötzlich nicht unerhebliche Mengen an Gas aus dem bisher festen Arbeitsstoß unter gleichzeitiger Zerstörung seines natürlichen Gefüges und unter gleichzeitigem Vorschleudern der so gelockerten Massen unter Druckentwicklung frei werden und als Windstoß in der Umgebung sich bemerkbar machen. Der bisher größte und schwerste Kohlensäureausbruch auf Steinkohlenbergwerken hat sich im Gardbezirk auf Grube Fontanes in einem Vorrichtungsbetriebe am 11. November 1921 ereignet, wobei in wenigen Augenblicken die ganze Grube mit einem Streckennetz von 34 km Länge bis nach über Tage hin mit Kohlensäure gefüllt und gleichzeitig die ungeheure Menge von 5000 t Kohlenklein und Bergen als „Auswurfmasse" in die Strecken geschleudert wurde.

In der großen Mehrzahl der Fälle liegt die Auswurfmenge unter 200 t. Man kann je Tonne ausgeworfener Kohle mit einer frei werdenden Gasmenge von etwa 5—20 m^3 rechnen. Die frei werdenden Gasmengen enthalten auf Steinkohlengruben neben der Kohlensäure (CO_2) mehr oder minder große Mengen CH_4, auf den Kalisalzgruben des Werragebietes N_2.

Nach Ruff sind in der Kohle rund 90% der Gasmenge physikalisch gebunden, während der Rest in den Poren unter einem dem Gas aufgezwungenen Druck, der bis 30 at und darüber betragen kann, frei ansteht.

Besonders die ins frische Feld führenden Vorrichtungsbetriebe sind in ausbruchgefährlichen Flözen oft der Schauplatz starker und zahlreicher Ausbrüche. Ein anschauliches Bild von der gelegentlichen Häufigkeit solcher Vorkommnisse in Vorrichtungsstrecken gibt Abb. 444, in der ein von einer Grundstrecke ausgehendes Aufhauen mit Parallelstrecke nebst den darin während des Auffahrens vorgekommenen Ausbrüchen dargestellt ist. Im Abbau dagegen finden infolge der

hier möglichen gleichmäßigeren und ausgedehnteren Druckentlastung und Entgasung seltener Ausbrüche statt. Anderseits können sie hier infolge der größeren freien Flächen und höheren Belegschaftszahl von besonders verheerenden Auswirkungen sein, wie das Unglück der Wenceslausgrube 1930 gezeigt hat.

Die Zahl und Schwere der Ausbrüche nimmt mit der Teufe der Grubenbaue zu. Auf den niederschlesischen Gruben sind bis Ende 1940 insgesamt über 450 Gasausbrüche bekanntgeworden, die über 400 tödliche Unfälle im Gefolge hatten.

21. — Die Bekämpfung der Ausbruchgefahr. Da die Ausbrüche leicht durch Erschütterungen eingeleitet werden, ist jede Arbeit mit schlagenden und stoßenden Werkzeugen — auch die Keilhauenarbeit — zu vermeiden. Ferner ist guter Ausbau anzuwenden, damit starker Gebirgsdruck und plötzliche Gebirgsbewegungen verhütet werden. Langsamer Vortrieb der Strecken und des Abbaustoßes — letzterer mit breitem Blick — ist zweckmäßig, um der Kohle Zeit zum Entgasen zu bieten. Auch ist es wichtig, Strebrichtung und Abbaufortschritt an benachbarte Abbaue anzugleichen, um eine planmäßige und gleichförmige Beeinflussung des Gebirgskörpers zu erzielen. Das Vorbohren hat sich, selbst wenn man den Ortsstoß siebartig durchlöcherte, nicht als sicheres Vorbeugemittel erwiesen. Vielmehr gelten die mit Vorbohrlöchern gemachten Feststellungen mit einiger Zuverlässigkeit nur für die allernächste Umgebung der Bohrlochwandungen und auch nur dann, wenn die Löcher mindestens 5 m tief sind. Das gilt sowohl für den Steinkohlen- als auch für den Kalibergbau. Es ist vielfach vorgekommen, daß dicht neben einem Bohrloch, das weder Ausströmung noch Druck erkennen ließ, heftige Ausbrüche erfolgten. Auch sind Ausbrüche an Stellen eingetreten, die man vorher ohne Anzeichen einer Gefahr überbohrt hatte.

Von den sonst noch angewandten Verfahren hat sich nicht für den Abbau, wohl dagegen für Streckenvortriebe, am besten die gewollte Auslösung der Ausbrüche durch schwere Sprengschüsse zu einem bestimmten Zeitpunkt bei zurückgezogener Belegschaft — das sog. *Erschütterungsschießen* — im Steinkohlen- und Kalibergbau bewährt[1]. In den „Kohlensäurebetrieben" werden besondere Schießabteilungen gebildet, die im allgemeinen mit den Wetterabteilungen zusammenfallen. Für jede Schießabteilung wird in dem die frischen Wetter zuführenden Abteilungsquerschlag eine Schießstelle eingerichtet, von der aus das Zünden der Schüsse auf elektrischem Wege — meist in der Mitte oder am Ende der Schicht — erfolgt. Zur festgesetzten Zeit müssen sich sämtliche Leute zur Schießstelle begeben. Nachdem dort die Anwesenheit der ganzen Belegschaft der Schießabteilung durch Verlesen festgestellt ist, wird der Zugang zum Kohlensäuregebiet an der Schießstelle durch feste Türen verschlossen, während der zum Hauptlüfter führende Wetterabzugsweg frei bleibt.

B. Sonstige, gelegentlich in Grubenwettern auftretende Gase.

22. — Kohlenoxyd. Allgemeines. Entstehung. Das *Kohlenoxyd* (CO) ist etwas leichter als atmosphärische Luft und wiegt 1,250 kg je Normalkubikmeter. Es ist die niedrigere, also ungesättigte Oxydationsstufe des Kohlenstoffs. Das Gas ist deshalb brennbar und verbrennt mit dem Sauerstoff der Luft zu Kohlensäure. Im Gemisch mit Luft ist es, wie jedes brennbare Gas, explosibel, und zwar liegt die untere Explosionsgrenze bei 15% CO im explosiblen Gasgemisch, ein Wert, der im praktischen Betrieb nie anzutreffen sein wird. Kohlenoxyd ist stark giftig.

In der Grube entsteht Kohlenoxyd namentlich bei *Grubenbränden*. Die in den Brandgasen vorkommenden Kohlenoxydmengen bilden in jedem Fall, auch schon bei verhältnismäßig niedrigen Anteilziffern, eine ernste Gefahr (s. Ziff. 23).

[1] KIRST: Methan- und Kohlensäureausbrüche im Steinkohlenbergbau Frankreichs und ihre Bekämpfung. Glückauf 1923 S. 816. — RUFF, ASCHER u. BRESLER: Wirkung von Sprengschüssen in Kohlensäure führenden Steinkohlenflözen. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1932 S. B. 211. — GÄRTNER: Die Entspannung des Gebirges und der Gase durch den Bergbau. Glückauf 1931 S. 149; — ferner W. GIMM: Kohlensäure und Kohlenwasserstoffgase im Kalibergbau der DDR und Methoden zur Bekämpfung der Gasgefahren. Bergbautechnik 1954 S. 587.

Sodann entsteht bei *Schlagwetter-* und *Kohlenstaubexplosionen* Kohlenoxyd sofern der Sauerstoff der Luft zur völligen Verbrennung des verfügbaren Grubengases und des Kohlenstaubes insgesamt oder örtlich nicht ausreicht. Bei allen größeren Grubenexplosionen wird man das Auftreten von Kohlenoxyd in den Nachschwaden erwarten müssen.

Die Dynamite liefern, im Gestein verwandt, kein Kohlenoxyd. Wenn man sie aber für die Sprengarbeit in der Kohle benutzt, so läßt sich das gleiche nicht mit derselben Bestimmtheit behaupten. Denn infolge der großen Hitze des explodierenden Sprengstoffs kann der vom Schuß erzeugte Kohlenstaub unter Umständen in die Explosionsverbrennung mit hineingezogen werden und dann zur Erzeugung von Kohlenoxyd Anlaß geben.

Eine gelegentliche Kohlenoxydquelle sind schließlich die *Diesellokomotiven*, die bei schlechter Wartung nicht unerhebliche Mengen des Gases liefern können. Eine gute Bewetterung der von den Lokomotiven befahrenen Strecken ist deshalb in jedem Fall notwendig und vorgeschrieben (s. S. 359 Ziff. 115).

23. — Giftigkeit des Kohlenoxyds. Das Kohlenoxyd ist im Gegensatz zur Kohlensäure überaus giftig und um so gefährlicher, als es mit den menschlichen Sinnesorganen nicht festgestellt werden kann, da es vollkommen geschmack-, geruch- und farblos ist.

Die giftige Wirkung des Kohlenoxyds auf den Menschen beruht darauf, daß es zu den roten Blutkörperchen eine weit größere chemische Verwandtschaft besitzt als der Sauerstoff. Atmet der Mensch mit der Luft Kohlenoxyd ein, so verbindet sich dieses mit den Blutkörperchen zu einer verhältnismäßig festen chemischen Verbindung. Die Blutkörperchen werden dadurch unfähig, Sauerstoff aufzunehmen. Es gelangt kein Sauerstoff mehr zu den Geweben des Körpers, und dieser selbst geht an Sauerstoffmangel zugrunde. Das Blut eines Erwachsenen kann, wenn sich bei genügend langer Einatmung sämtliche Blutkörperchen mit Kohlenoxyd sättigen, etwa 1,1 l dieses Gases aufnehmen. Der erreichbare Grad der Sättigung und die Schnelligkeit, mit der sie sich vollendet, hängt von der in der Atmungsluft vorhandenen Kohlenoxydmenge ab.

Die untere Grenze der Gefährlichkeit des Kohlenoxyds für den menschlichen Organismus (toxische Grenze) liegt bei einem CO-Gehalt von 0,01%. Bei 5—6 stündiger Einatmung eines derartigen Gemisches machen sich Kopfschmerzen und bisweilen auch Übelkeit bemerkbar. Schon 0,1% Kohlenoxyd genügen bei 2—3stündiger Einatmung, um das Blut etwa zur Hälfte mit CO zu sättigen. Eine unmittelbare Lebensgefahr besteht dann noch nicht.

Der Nachweis von Kohlenoxyd auf chemischem Wege ist möglich, bietet aber beim Vorhandensein von sehr geringen Mengen gewisse Schwierigkeiten. Er beruht auf der reduzierenden Wirkung des Gases auf Jodpentoxyd oder Palladiumchlorür.

Im deutschen Bergbau werden der *Gas-Meßanzeiger* (GMA-Gerät) mit Prüfröhrchen für CO der Auergesellschaft, Berlin, und das *Gasspürgerät* mit Prüfröhrchen für CO des Drägerwerkes, Lübeck, benutzt. Mit beiden Geräten wird die Anwesenheit von Kohlenoxyd nach dem Jodpentoxydverfahren mit Hilfe von Prüfröhrchen nachgewiesen. Die Breite eines sich ausbildenden Farbringes ist ein Maß für die CO-Konzentration. Die Breite des Ringes ist jedoch nicht nur von der Gaskonzentration abhängig, sondern auch von der durch das Prüfröhrchen strömenden Wettermenge und der dabei auftretenden Geschwindigkeit. Deshalb wird bei beiden Geräten der

Saugvorgang durch Federn bewirkt, so daß jeder Saughub die gleiche Menge bei gleicher Geschwindigkeit fördert. Die CO-Prüfröhrchen sind auf 10 Pumpenhübe eingestellt.

Außer diesen Geräten ist auch der Ultrarotabsorptions-Schreiber (siehe Ziff. 71, S. 573) mit Erfolg zur Feststellung von CO benutzt worden[1].

Das Dräger-Gasspürgerät (Abb. 445) enthält eine Saugbalgpumpe, die mit einer Hand betätigt wird. Der Saugvorgang der Pumpe kommt dadurch zustande, daß im Saugbalg angeordnete Federn den zusammengedrückten Balg strecken und so eine bestimmte Luftmenge durch das auf dem Gerät sitzende Prüfröhrchen saugen. Die Größe des Saughubes und damit die Menge werden durch eine Kette begrenzt. Beim Zusammendrücken des Balges entweicht die in ihm eingeschlossene Luft durch ein Ventil. Das Dräger-CO-Prüfröhrchen „0,001%" enthält je zur Hälfte eine weiße Vorreinigungsschicht und am Luftaustrittsende eine weiße bis elfenbeinfarbige Reaktionsschicht, die ähnliche chemische Zusammensetzungen wie das Auer-Prüfröhrchen aufweisen. Ein Maßstab für den CO-Gehalt der hindurchgesaugten Luft ist hier nur die Länge der beeinflußten Reaktionsschicht.

Abb. 445. Dräger-Gasspürgerät.

Zur Erleichterung der Ablesung sind auf das Prüfröhrchen Markierungsstreifen mit den entsprechenden Prozentgehalten aufgedruckt. Mit diesem Prüfröhrchen können CO-Konzentrationen von 0,001 bis etwa 0,5 Vol.-% gemessen werden, wobei in dem Bereich von 0,03 bis 0,5 Vol.-% die zur vollständigen Färbung der Reaktionsschicht notwendige Zahl der Saughübe mit wachsender CO-Konzentration abnimmt.

24. — Schwefelwasserstoff. Der *Schwefelwasserstoff* (H_2S), 1,2 mal so schwer wie atmosphärische Luft, ist noch giftiger als Kohlenoxydgas, ist aber im Gegensatz zu diesem leicht kenntlich an seinem starken Geruch (nach faulen Eiern), der sich bei dem geringsten, für den Menschen noch unschädlichen Prozentgehalt unangenehm bemerkbar macht. Schon 0,07% H_2S in der Luft rufen schwere Erkrankungen hervor, bei 0,1% verliert der Mensch bereits binnen kurzem das Bewußtsein und stirbt; 0,25% genügen, um ein Pferd zu töten. Das Gas ist brennbar.

Es bildet sich bei der Fäulnis organischer Stoffe in Gegenwart schwefelhaltiger Verbindungen. Von Wasser wird es begierig verschluckt, 1 l Wasser nimmt bei 15° 3,23 l Gas in sich auf. Steht das Wasser unter Druck, so ist die verschluckte Gasmenge ähnlich wie bei der Kohlensäure entsprechend größer. Läßt der Druck nach, so entweicht ein Teil des Gases. Auf H_2S muß man besonders beim Anfahren von Wasseransammlungen im Alten Mann gefaßt sein. Beim Anzapfen solcher Ansammlungen läßt das ausströmende und verspritzende Wasser den etwa vorhandenen Schwefelwasserstoff zum Teil entweichen. Im Ruhrgebiet sind vereinzelt hierdurch entstandene Unfälle bekanntgeworden.

[1] JÄGER, A., u. W. GREBE: Der Ultrarotschreiber und seine Verwendung im Bergbau. Glückauf 1949 S. 294.

Häufiger kommt H_2S auf Kaligruben vor, wo es im Salz eingeschlossen ist und Höhlungen und Klüfte unter Druck erfüllt. Insgesamt gehören Unfälle in Gruben durch Schwefelwasserstoff zu den Seltenheiten.

25. — Wasserstoff. Wasserstoff (H_2), Wichte 0,08987 kg/Nm³, ist ein brennbares, im Gemisch mit Luft explosibles Gas. Nach der Formel

$$H_2 + \tfrac{1}{2} O_2 + 2 N_2 = H_2O + 2 N_2$$

berechnet sich das kräftigste Explosionsgemisch auf 71,4% Luft und 28,6% Wasserstoff. Das Gas ist für die Atmung unschädlich und verhält sich der Lunge und dem Blut gegenüber wie Stickstoff.

Auf Steinkohlengruben kommt Wasserstoff nur ausnahmsweise vor (siehe Ziff. 26). Jedoch kann sich Wasserstoff bei Grubenbränden und Explosionen bilden, wenn glühender Kohlenstoff und Wasserdampf aufeinander einwirken (s. Ziff. 66). Auch die bei Grubenbränden aus den Kohlen ausgetriebenen flüchtigen Bestandteile enthalten Wasserstoff.

Gleichsam auf natürlicher Lagerstätte findet sich Wasserstoff auf Kaligruben. Er ist zuweilen im Salz eingeschlossen und entweicht dann unmittelbar daraus nach Art von Bläsern[1], häufig vermengt mit Methan, Kohlensäure oder Stickstoff. Es sind auch einzelne kleine Explosionen auf Kaliwerken vorgekommen, die auf Wasserstoffentwicklung zurückzuführen waren. Wasserstoff ist bedeutend leichter entzündlich als Grubengas, so daß Wetterlampen in ihm nicht die gleiche Sicherheit wie gegenüber Schlagwettern bieten. Selbst Lampen mit Doppelkorb sind gegenüber Wasserstoff-Luftgemischen nicht sicher.

C. Das Methan.

a) Das Auftreten von Grubengas.

26. — Allgemeines. Methan (CH_4), Grubengas, auch Sumpfgas genannt, besitzt das spezifische Gewicht 0,7168 kg/Nm³. Das Grubengas ist farb- und geruchlos[2], brennbar, nicht giftig, trotzdem aber wegen der Erstickungsgefahr nicht ungefährlich. Mit dem Begriff Grubengas werden im allgemeinen die im Kohlengebirge auftretenden brennbaren Gase bezeichnet. Da Grubengas jedoch überwiegend aus Methan besteht, werden diese Begriffe in der bergmännischen Praxis vielfach gleichbedeutend gebraucht.

Im Wasser ist Grubengas wenig, jedoch immerhin in dem Grad löslich, daß bei Druckentlastung oder Erwärmung des Wassers merkbare Mengen entweichen und beispielsweise Behälter oder Räume der Wasserhaltung erfüllen können. Gelegentlich sind Beimengungen höherer Kohlenwasserstoffe in Grubenwettern festgestellt worden, insbesondere Äthan (C_2H_6), wodurch das Grubengas leichter entzündlich und explosionskräftiger wird. In vereinzelten Fällen sind Schwefelwasserstoff und Wasserstoff mit Grubengas vergesellschaftet.

---

[1] ERDMANN: Zwei neuere Gasausströmungen in deutschen Kalisalzlagerstätten. Kali 1910 S. 137.

[2] Angeblich können mit gutem Geruchsinn begabte Personen beim Betreten eines Ortes mit der Benzinwetterlampe schon Bruchteile eines Prozents CH_4 wahrnehmen, weil sich bei der unvollständigen Verbrennung des verdünnten Gases im Korb der Wetterlampe Formaldehyd bildet, das durch einen eigentümlichen Geruch kenntlich ist.

27. — Entstehung des Grubengases[1]. Das Grubengas entsteht auch heute noch täglich bei der Vermoderung pflanzlicher Stoffe unter Luftabschluß und ist daher eine Folge der Inkohlung.

Über die Einzelheiten der Entstehung und den Zeitpunkt der Bildung der Gase herrscht noch keine volle Klarheit. Auf den ersten Stufen der Inkohlung herrscht neben Wasser die Bildung von Kohlensäure vor, die bei Braunkohlenlagerstätten überwiegt. Die wesentliche CH_4-Entwicklung ist mit dem geochemischen Umwandlungsprozeß im Stadium der Steinkohle verknüpft.

Nach den neueren Auffassungen spielen bei der Inkohlung und der Methanbildung Druck und Temperatur eine entscheidende Rolle. Die Inkohlung kann demnach durch gebirgsbildende und sonstige tektonische Vorgänge stark gefördert werden, wobei mit diesen Vorgängen eine verstärkte Gasbildung verbunden ist. Der Überlagerungsdruck der Gebirgsschichten genügt allein offenbar nicht.

Die Gasmengen, die sich im Wege der Inkohlung gebildet haben, sind beträchtlich. Nach PATTEISKY[2] entstehen bei der Bildung von 1 m^3 Kohle 350 m^3 CH_4 und 200 m^3 CO_2. Die errechneten Mengen anderer Forscher liegen z. T. noch erheblich über diesen Werten. Obwohl große Mengen Kohlendioxyd gebildet werden, enthält das Grubengas wenig CO_2. Diese Erscheinung ist darauf zurückzuführen, daß Kohlendioxyd bei hohem Druck in Wasser gut löslich ist und mit den Gebirgswässern wandern und aufsteigen kann. Ein weiterer Teil des Kohlensäureverlustes ist auf die Bildung von Kalk- und Eisenkarbonaten zurückzuführen, welche die Schlechten der Kohle und Klüfte im Nebengestein ausfüllen. Auch das Methan kann insbesondere bei fehlendem Deckgebirge ganz oder teilweise nach oben entweichen.

28. — Vorkommen des Grubengases. Grubengas kann in jedem Gebirge auftreten, in dem organische Reste inkohlt sind. Man hat es daher gelegentlich in den verschiedensten Gebirgsformationen gefunden, z. B. im Buntsandstein, Zechstein, Jura und Tertiär. Auf einzelnen Kalisalzgruben ist es sogar in größeren Mengen aufgetreten[3]. Bei hohem Inkohlungsgrad führen auch Braunkohlen Grubengas, wie z. B. einige Braunkohlengruben im Sudetenland und in der Steiermark. Auch am Habichtswald bei Kassel ist Grubengas in der Braunkohle aufgetreten.

Mehr oder weniger regelmäßig und allgemeiner verbreitet ist es aber nur im eigentlichen Steinkohlengebirge.

Auf primärer Lagerstätte kommt es in den Flözen selbst vor. Eine chemische Bindung des Methans an die Kohle ist sicherlich nicht anzunehmen, da durch sie die großen Grubengasmengen, wie sie im Betrieb täglich vorkommen, kaum zu erklären sind. Als Möglichkeiten der physikalischen Gasbildung kommen vorwiegend eine Adsorption, eine Absorption und eine

---

[1] PATTEISKY, K.: Die Entstehung des Grubengases. Bergbau-Archiv Bd. 11/12 (1950) S. 5.

[2] PATTEISKY: Die Geologie der im Kohlengebirge auftretenden Gase. Glückauf 1926 S. 1609 und 1641.

[3] HATZFELD, K.: Handbuch der Grubensicherheit, Teil III. Berlin: VEB Verlag Technik 1954.

Porenfüllung der Kohle in Betracht. Unter Adsorption wird eine Gasanlagerung an der Kohlenoberfläche verstanden, wohingegen als Absorption eine „Lösung" des Gases in der festen Kohlensubstanz in einer Art molekularer Durchdringung bezeichnet wird. Eine Porenfüllung dürfte wegen der Porenarmut der Kohle eine nur geringe Rolle spielen. Nach KEGEL[1] kommen für die Gasbindung an die Kohle ausschließlich die engsten Kapillarräume in Frage. Der größte Teil des bei der Inkohlung entstehenden Methans ist demnach kapillar durch molekulare Nahkräfte gebunden. Freie ungebundene Gase treten nur auf, wenn bei der Inkohlung mehr Gas erzeugt wird als die Kapillaren aufzunehmen vermögen. Je enger die Kapillaren sind, desto stärker wirken die Nahkräfte, die die CH_4-Moleküle binden. Eine hochinkohlte Steinkohle mit ihren sehr engen Kanälen vermag somit eine höhere Grubengasmenge zu binden als eine Kohle mit geringerem Inkohlungsgrad.

Allen Arten der physikalischen Bindung des Methans an die Kohle ist gemeinsam, daß sie druckabhängig sind. Bei Druckerhöhung kann die Kohle mehr Gas aufnehmen, bei Druckverminderung gibt sie Gas ab. Dieser Einfluß ist für die Ausgasung und für die Maßnahmen zur Verhütung von Schlagwetteransammlungen von Bedeutung. Außer in den Flözen kommt Methan im Nebengestein vor, insbesondere, wenn dieses aus sandigen Schichten besteht, also porös und von Klüften durchsetzt ist.

29. — Grad der Grubengasführung. Der Gasgehalt in der Kohle ist nicht in allen Flözen gleich, sondern kann in weiten Grenzen schwanken. Die größten Gasmengen enthalten die Flöze der Gas- und Fettkohlengruppe. Dies trifft besonders für das Ruhrrevier zu. Hingegen sind in Nordamerika im Kohlengebiet von Südwest-Pennsylvanien und in Südwales die Anthrazite am stärksten grubengasführend, in Belgien die Magerkohlen und Eßkohlen. Auf den am stärksten gasenden Steinkohlengruben treten bis zu 200 m^3 Grubengas je t geförderter Kohle aus.

Im Ruhrgebiet ist der Grad der Grubengasführung im allgemeinen geringer als im Aachener Bezirk, an der Saar und in den belgischen Kohlengebieten. Die Methanführung läßt im Ruhrgebiet in der Eß- und Magerkohlengruppe merklich nach, bis sie schließlich bei etwa 10% flüchtigen Bestandteilen ganz aufhört.

Wenn man den Grubengasgehalt der Steinkohlenflöze hinsichtlich der Beschaffenheit der Kohle betrachtet, so sind im allgemeinen die Fettkohlen reicher an Grubengas als die Gaskohlen, diese wieder reicher als die Gasflamm- und Magerkohlen. Der besondere Methanreichtum der Fettkohlen wird damit erklärt, daß Kohle nicht allein aus dem eigentlichen Träger der Inkohlung, der Humussubstanz besteht, sondern auch noch Bitumenstoffe, wie Sporen, Pollen, Harze u. dgl. enthält. Die Bitumenstoffe, die sehr wasserstoffreich sind, widerstehen lange den äußeren Inkohlungseinflüssen. Beim Übergang von der Gas- zur Fettkohle findet dieser Widerstand jedoch eine Grenze. Die Bitumenkörper zerfallen sprunghaft — es tritt ein „Inkohlungssprung" ein —, wobei der größte Teil ihres Wasserstoffgehaltes

[1] KEGEL, K.: Einwirkung des Abbaudruckes auf die Schlagwetterentwicklung. Bergbau u. Energiewirtschaft 1948 S. 44/49.

als Methan frei wird. E. HOFFMANN[1] bringt die erwähnte Verschiedenheit des Methangehaltes der einzelnen Flözgruppen außerdem mit dem Gefügeaufbau der Kohlen in Zusammenhang und macht darauf aufmerksam, daß in der Gaskohle und oberen Fettkohle die Mattkohle, in der unteren Fettkohle die Glanzkohle für die Methanentwicklung maßgebend sei. Bemerkenswert ist die neuere Angabe von PATTEISKY[2], demzufolge die Mattkohlen bei ihrer Inkohlung im Bereich zwischen der mittleren Gaskohle und der Eßkohle etwa doppelt soviel Methan freigeben als die Glanzkohlen. Nach PATTEISKY muß auf Grund rechnerischer Untersuchungen das Vorhandensein eines zwischen der Gas- und Fettkohle angenommenen „Inkohlungssprungs" in Frage gestellt werden. Hiernach gehen gerade in diesem Bereich nur sehr allmähliche Veränderungen vor sich. Insbesondere ist durch den Inkohlungsprung der im Ruhrgebiet häufig schwankende Gasgehalt innerhalb einzelner Flöze der Fettkohlengruppe nicht zu erklären. Es gibt im Ruhrgebiet Fettkohlen, die sehr arm an Grubengas sind, während in benachbarten Grubenfeldern im gleichen Horizont eine starke Ausgasung zu verzeichnen ist. PATTEISKY führt das darauf zurück, daß die Grubengasführung nicht so sehr vom Inkohlungsgrad als von der erlittenen tektonischen Beanspruchung abhängt. Der Inkohlungsprozeß, der die Gasbildung hervorrief, wurde während der varistischen Faltung ausgelöst und im wesentlichen zum Abschluß gebracht. Die Gasmengen dieser Hauptinkohlung sind im Laufe der Zeit bis auf geringe Reste entwichen. Das heute auftretende Grubengas soll einer in jüngerer geologischer Zeit eingetretenen tektonischen Beeinflussung und Nachinkohlung entstammen. Die sichtbaren Auswirkungen einer solchen tertiären Beeinflussung sind im Ruhrgebiet Überschiebungen und Verschiebungen. Die stärker gasenden Anthrazitflöze des Aachener Bezirks oder von Südwales waren demnach einem stärkeren Schub ausgesetzt, so daß ein „Vorspringen" der Inkohlung und damit der Gasabgabe erfolgte. Auf diese verschiedenen Beanspruchungen soll auch die verschiedene Gasführung einzelner Gebirgsschollen und Flözgruppen zurückzuführen sein.

30. — Das Gas in der Kohle. Durch die physikalische Bindung des Methans an die Kohle können erhebliche Gasmengen aufgenommen werden. Das Gas, das bei gewöhnlicher Temperatur aus der Kohle entbunden werden kann, wird als *Flözgas* bezeichnet. Darunter ist nur das heute in der Kohle vorhandene Gas zu verstehen und nicht das schon früher entwichene. Ein Teil des Flözgases entweicht durch Abbaueinwirkungen (s. Ziff. 43) sowie durch atmosphärische Einflüsse. Das Restgas, das beim Abbau in der Kohle verbleibt, wird erst bei feinster Zerkleinerung und unter Vakuum frei. Eine derart starke Zerkleinerung findet jedoch im Grubenbetrieb nicht statt, so daß das Restgas auf die Ausgasung in die Grubenbaue keinen unmittelbaren Einfluß ausübt. Eine Ausnahme bildet die durch tektonische Einwirkungen entstandene Staubkohle, die als besonders aufnahme- und abgabefähig für Grubengas angesehen werden kann. Solche Staubkohle

[1] HOFFMANN, E.: Abhängigkeit der Ausgasung von petrographischer Gefügezusammensetzung und Inkohlungsgrad bei Ruhrkohlen. Glückauf 1935 S. 997.

[2] PATTEISKY: Die Entstehung des Grubengases. Bergbau-Archiv Bd. 11/12 (1950) S. 5.

kann in flächiger Ausdehnung am Liegenden auftreten sowie im Flöz selbst als Ausfüllung und Belag von Schlechten und schließlich in Form mehr oder weniger ausgedehnter Nester. Ein Teil des Methans ist erst bei oder nach der Bildung der Staubkohle in sie eingedrungen, befindet sich in ihr also auf sekundärer Lagerstätte. Das Flözgas enthält 95—99% CH_4 mit geringen Beimengungen von Stickstoff, Kohlensäure und anderen untergeordneten Bestandteilen[1]. Das in der Kohle locker gebundene Gas ist von den oft fälschlich mit „Gasgehalt" bezeichneten flüchtigen Bestandteilen zu unterscheiden. Diese sind keine Bestandteile der Kohle, sondern bilden sich bei der thermischen Zerlegung und bestehen vorwiegend aus gasförmigen Kohlenwasserstoffen, Wasser, Ammoniak und Teer.

31. — Das Gas im Gestein entstammt im wesentlichen der Kohle, befindet sich im Gestein also auf sekundärer Lagerstätte. Das Grubengas erfüllt hier tektonische Klüfte oder durch Abbauwirkung gebildete Risse, die durch einen Gaszustrom aus Flözen gespeist werden. Der Übertritt des Methans in das Nebengestein, insbesondere in dessen Klüfte und Spalten, hat schon in geologischen Zeiträumen stattgefunden. Erneut belebt wird dieser Vorgang durch Auswirkungen des Abbaus, worauf in Ziff. 43 noch einzugehen sein wird.

Im Gegensatz zu diesem sekundär in das Gestein eingedrungene Gas steht das Primärgas, auch Porengas genannt. Das Grubengas erfüllt die Poren des Gesteins und entstammt entweder im Nebengestein vorhanden gewesenen pflanzlichen Resten oder ist in sehr frühem Stadium in breiter Fläche in das Gestein diffundiert. Es wird in seiner Menge von der Größe der Poren und dem Druck, unter dem es steht, „beeinflußt". Allgemein ist die Ausgasung des Porengases wegen der äußerst geringen Gasdurchlässigkeit des Gesteins unerheblich. Die Menge des Porengases ist bisher stark überschätzt worden[2].

32. — Der Gasdruck in der Kohle und im Nebengestein. Die methanführenden Schichten enthalten das Gas unter einem gewissen Überdruck. Zur Feststellung der Spannung des Gases in der Kohle sind häufig Messungen angestellt worden. Die Höhe des tatsächlichen Gasdruckes in der Kohle kann nur dann mit einiger Aussicht auf Erfolg ermittelt werden, wenn man ein noch nicht aufgeschlossenes Flöz in einem unverritzten Feldesteil durch eine Gesteinsschicht anbohrt.

In das Loch wird ein mit einem Manometer versehenes Gasrohr eingeführt und der zwischen Bohrlochwand und Gasrohr verbleibende Raum abgedichtet, so daß nur das Bohrlochtiefste mit der Mündung des Gasrohres frei bleibt. Umfangreiche Messungen ergaben ein Ansteigen des Gasdruckes mit wachsender Bohrlochtiefe. Die gemessenen Überdrucke lagen zum weitaus größten Teil zwischen 1 und 2 Atmosphären. BEHRENS[3] fand in einem Falle sogar einen Druck von 14,6 at. In weicher zersetzter Kohle herrscht ein geringer, in dichter und fester Kohle ein höherer Druck. In belgischen Kohlengruben sind Drucke bis zu 23 at, in einem

[1] FORSTMANN-SCHULZ: Die heutigen Erkenntnisse über das Auftreten von Grubengas und seine Bekämpfung. Bergbau-Archiv Bd. 1 (1946) S. 81.

[2] ERLINGHAGEN: Die Ausgasung von Steinkohlenflözen im Zusammenhang mit den Abbauverhältnissen und die Möglichkeiten des Absaugens von Grubengas. Bergbau-Archiv Bd. 5/6 (1947) S. 71.

[3] BEHRENS: Beiträge zur Schlagwetterfrage. Essen: Baedeker 1896.

Fall in einem noch unaufgeschlossenen Feld sogar 42,4 at gemessen worden. Bei Bohrlöchern, die ganz in der Kohle stehen, wird eine Messung nie den tatsächlichen Gasdruck anzeigen, da das Gas trotz bester Abdichtung des Bohrloches zum freigelegten Kohlenstoß diffundiert.

Der Gasdruck in der Kohle kann zwanglos durch den Absorptions- oder Lösungsdruck des Methans erklärt werden. Der im unverritzten Gebirge vorhanden gewesene Gleichgewichtszustand wird durch die Grubenbaue oder durch die Versuchsbohrlöcher gestört; es tritt ein Druckgefälle auf, das gemessen werden kann und das die Ausströmung des Methans bewirkt. Auch in Klüften und Spalten kann sich dieser Druck fortpflanzen.

Die sehr hohen Gasdrücke werden verschiedentlich[1] auf ein Zusammendrücken ursprünglich weiterer Klüfte und Spalten durch den Gebirgsdruck und eine dadurch bewirkte Raumverminderung zurückgeführt. Es ist somit nicht sicher, ob mit den erwähnten Messungen lediglich der Druck des Methans in der Kohle festgestellt wurde oder ob es sich hierbei zusätzlich um einen statischen, durch Gebirgsbewegungen hervorgerufenen handelt. Die in der jüngsten Zeit durchgeführten Untersuchungen[2] lassen jedoch an dem Vorhandensein auch eines primären Gasdruckes keinen Zweifel aufkommen.

Die Ermittlung des Gasdruckes im Gestein erfolgt auf ähnliche Weise wie bei der Kohle durch Bohrlöcher, die in von keinerlei Schnitten und Lösen gestörten Schichten gebohrt und durch gute Abdichtung von der Außenluft abgesperrt werden. Man kann annehmen, daß, wie bei den Kohlenbohrlöchern, der Gasdruck in den Gesteinsbohrlöchern mit der Tiefe ansteigt. Planmäßige Druckmessungen erbrachten einen Gasdruck bis 6,7 atü im Sandschiefer. Die Höhe des Gasdruckes hängt entscheidend von der Gasdurchlässigkeit, d. h. dem Porenvolumen des Gesteins ab. Bemerkenswert ist die Erscheinung, daß bei Beginn der Messungen statt des erwarteten Überdruckes ein Unterdruck auftrat. Die Ursache ist auf Adsorption von Luftsauerstoff an den Wandungen der Gesteinsbohrlöcher zurückzuführen, ein Vorgang, der auf einer Oxydation im Gestein eingesprengter feiner Kohlenteilchen beruhen dürfte. Der Gasdruck beginnt zu steigen, sobald die Sauerstoffadsorption aufgehört hat. Es ist denkbar, daß der gleiche Vorgang in Querschlägen auftritt und Sauerstoff der Grubenwetter an den Stößen adsorbiert wird. Bei der großen Wettermenge ist diese Erscheinung jedoch ohne Bedeutung.

33. — Ausgasung des Gesteins. Die Ausgasung des Porengases ist so gering, daß sie für die Gasführung des Wetterstromes nicht berücksichtigt zu werden braucht. Merkliche Mengen können jedoch von „Bläsern" stammen, deren Gas aus einem unter Überdruck stehenden Spaltensystem im Steinkohlen-, aber auch im Deckgebirge stammt. Werden derartige Spalten oder Hohlräume freigelegt oder angebohrt, so bläst das Gas durch die entstandene Öffnung plötzlich aus. Wenn es sich um ausgedehnte, unter hohem Gasdruck stehende Klüfte handelt, können die Bläser oft mit großer Gewalt ausbrechen. Sie sind nicht zu verwechseln mit Gasausbrüchen, die in ihrem Wesen verschieden sind und in Ziff. 39 behandelt werden. Entstammt das Flözgas alten tektonisch entstandenen Kluftsystemen, in denen es sich vor langer Zeit angesammelt hat, so spricht man von Bläsern erster Ordnung. Die von ihnen gelieferte Gasmenge ist von der Größe des Kluftsystems und dem in ihm herrschenden Gasdruck abhängig. Daneben ist es

[1] WEBER: Der Gebirgsdruck als Ursache für das Auftreten von Schlagwettern, Bläsern, Gasausbrüchen und Gebirgsschlägen. Glückauf 1916 S. 1025.

[2] FORSTMANN-SCHULZ: Bergbau-Archiv Bd. 1 1946 S. 81.

von Bedeutung, in welchem Umfang der Hohlraum mit Flözen in Verbindung steht. Häufig sind sie nach kurzer Zeit, nach wenigen Stunden oder Tagen erschöpft. Es sind aber auch Bläser bekannt geworden, die jahrelang ununterbrochen ganz erhebliche Gasmengen — bis zu 9 m^3 minutlich — geliefert haben. Bei derartigen Bläsern erscheint es ausgeschlossen, daß solche Gasmengen in offenen Klüften angesammelt sein konnten; vielmehr müssen die Bläser von den Klüften noch durch Flöze gespeist werden, die von dem Spaltensystem berührt werden.

Die Bläser zweiter Ordnung entstammen Hohlräumen und Rissen, die durch Einwirkungen des Abbaus entstanden sind. Das Gas gelangt auf diesen Wegen in Querschläge, Richtstrecken oder sonstige Grubenbaue und kann überraschend schnell die Baue mit großen Schlagwettermengen erfüllen. Es ist mit hoher Wahrscheinlichkeit anzunehmen, daß das Radbod-Unglück von 1908 darauf zurückzuführen ist[1]. Die Gasentwicklung kann besonders groß sein, wenn mit dem plötzlichen Durchbrechen des Hangenden noch Gasausbrüche (s. Ziff. 39) aus den zu Bruch gehenden Abbauen verknüpft sind.

Der Gasaustritt aus Abbaurissen, die mit Flözen in Verbindung stehen, und aus denen das Gas unter geringem Druck ausströmt, ist sehr häufig. In der Regel werden solche Gasaustritte nicht zu den Bläsern gerechnet, grundsätzlich gehören sie jedoch dazu. Die Ausgasung von Bläsern erfolgt so lange, bis zwischen den im Flöz oder im Spaltensystem und den in den Grubenbauen herrschenden Drücken ein Ausgleich erfolgt ist.

Das Bläsergas ist häufig reines CH_4. Es findet sich in ihm aber auch Stickstoff bis zu 20%, Kohlensäure bis zu 5% und Helium bis zu 4%. Auf einer belgischen Grube hat man in einem Falle auch freien Wasserstoff in den Bläsergasen gefunden.

34. — Ausgasung unter Abbauwirkung. Grundausgasung, Zusatzausgasung. Der größte Teil des Grubengases wird unter der Einwirkung des Abbaus frei. Hierbei ist zunächst in Betracht zu ziehen, daß im Abbau täglich große Kohlenmengen gewonnen und zerkleinert werden, die in gewissem Umfang Methan abgeben. Die Ausgasung kommt aber erst in Gang, wenn der Abbaudruck zu wirken beginnt und die Kohle sowie das Nebengestein dadurch beeinflußt werden. (Vor Beginn des Abbaus erfolgt schon eine gewisse Vorentgasung durch die infolge des Abbaus benachbarter Flöze hervorgerufenen Bewegungen.) Über und unter dem ausgekohlten Raum bildet sich eine gewölbeartige Spannungsverteilung mit Zonen erhöhten Drucks an den Rändern und Zonen verminderten Drucks in der Mitte. Der auf den Kohlenstoß wirkende Zusatzdruck — der Kämpferdruck — verursacht die Bildung von Drucklagen und das Öffnen der tektonisch vorgebildeten Schlechten. Durch die damit verbundene Bewegung der Schichten erfolgt eine Zerkleinerung der Kohle und eine Entlastung vom Gasdruck. So ist der Grund für die Gasabgabe darin zu sehen, daß durch den Kämpferdruck die Kohle zerdrückt und aufgelockert wird und so eine Oberflächenvergrößerung eintritt. Sehr bemerkenswert ist die Abhängigkeit der Stärke

[1] Hollender: Die Explosion auf der Steinkohlengrube Radbod I/II bei Hamm i. W. am 12. November 1908. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1911 S. 769.

der Ausgasung von den Betriebsvorgängen im Abbau[1]. So geht z. B. aus Abb. 446 hervor, daß sie vor Beginn der Kohlenschicht am geringsten und an ihrem Ende am größten ist. Hier ist es während der Hereingewinnung zur Freilegung oder infolge der Absenkung des Hangenden zur Neubildung von Rissen gekommen, aus denen das Grubengas anfangs verstärkt, später wieder in verminderter Menge ausströmt. Erfolgt dagegen die Rißbildung schon während der Schrämarbeit oder erst während der Versatzschicht, so wird eine Zunahme der Methanentwicklung während dieser Arbeitsvorgänge und nicht während der Kohlenschicht wahrgenommen. Es wäre jedoch nicht angängig, auf Grund dieser Zusammenhänge allgemeingültige Schlüsse auf die Zweckmäßigkeit oder Unzweckmäßigkeit des einen oder anderen Abbau- oder Versatzverfahrens zu ziehen, vielmehr ist jeder Fall gesondert zu beurteilen. Nimmt der auf dem Kohlenstoß ruhende Zusatzdruck ab, etwa durch Übergang von Vollversatz auf Bruchbau oder beim Übergang vom nachgiebigen auf starren Ausbau, so vermindert sich die Strebausgasung vielfach beträchtlich[2].

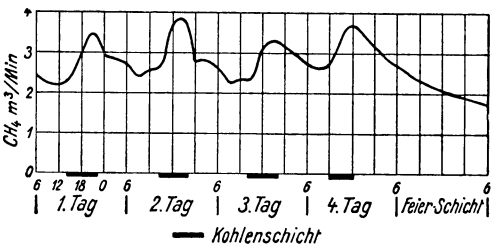


Abb. 446. Ausgasung in Abhängigkeit von den Betriebsvorgängen im Streb.

Eine weitere interessante Abhängigkeit besteht zwischen der Ausgasung und dem beim Setzen des Hauptdachen auftretenden Periodendruck. Die hiermit verbundene Rißbildung erleichtert den Gaszutritt aus dem Nebengestein und den beeinflußten Hangendflözen.

Nach KEGEL[3] wird der Gasaustritt aus der Kohle dadurch hervorgerufen, daß sich die Kapillaren in der Kohle erweitern, der durch molekulare Nahkräfte bedingte Kapillardruck sinkt und der Expansionsdruck wächst. Durch die mit dem Abbau verbundene Entspannung des Gebirges wird demnach ein gleichmäßiger Gasaustritt aus der Kohle bewirkt, wenn die Entspannung gleichmäßig mit dem Abbau vorschreitet. Es entsteht so ein Ausgasungsband, das in der Zone größten Kämpferdruckes liegt, von wo das an die Kohle gebundene Gas und das freie Porengas der Kohle in großem Umfang freiwerden und ungehindert in den Streb strömen können. Es handelt sich hierbei um die *Grundausgasung*, die — wenn auch mit zeitlicher Verschiebung — mit der Höhe der Förderung sowie der Länge des Kohlenstoßes (Strebs) zu- und abnimmt. Verdoppelt man die Förderung in einem Streb, sei es durch Verdoppelung der Streblänge oder des Abbaufortschritts, so wird auch die Grundausgasung auf das Zweifache zunehmen. Dagegen wird die Grundausgasung vom Druckgefälle der Wetter nicht beeinflußt. Sie hat eine für

[1] STEINBRINK u. NIEDERBÄUMER: Untersuchungen über die Bewetterungsverhältnisse in Großabbaubetrieben. Bergbau 1934 S. 347; — ferner K. WINTER: Ausgasungsgefahren im Steinkohlenbergbau, ihre Ursachen und ihre Überwachung. Glückauf 1953 S. 617.

[2] ERLINGHAGEN: Bergbau-Archiv Bd. 5/6 (1947) S. 71.

[3] KEGEL, K.: Bergbau u. Energiewirtschaft 1948 S. 44/49.

jeden Abbaubetrieb charakteristische Höhe und bleibt, abgesehen von durch die Betriebsvorgänge beeinflußten periodischen Schwankungen, unverändert.

Von der Grundausgasung ist die *Zusatzausgasung*, wie WINTER[1] gefunden hat, scharf zu unterscheiden. Sie ist zum größten Teil anderer Herkunft und gehorcht anderen Gesetzen. Während die Grundausgasung unmittelbar aus dem im Abbau befindlichen Flöz kommt, stammt das Gas der Zusatzausgasung aus der Fülle von Spalten und Rissen, die sich als Auswirkung des Abbaus im Hangenden, zum kleineren Teil auch im Liegenden des Abbaus öffnen. Sie enthalten sicherlich auch Gas aus dem in Abbau befindlichen Flöz, vor allen Dingen aus hangenden (aber auch liegenden) Kohlenflözen, Kohlenstreifen und Schmitzen. Die Höhe dieser Zusatzausgasung hängt einmal von der Größe des Spaltensystems ab, das mit dem Abbau wandert, entsteht und sich allmählich wieder schließt. Weiterhin wird sie von dem Umfang abhängen, in dem das Spaltensystem aus den von ihm

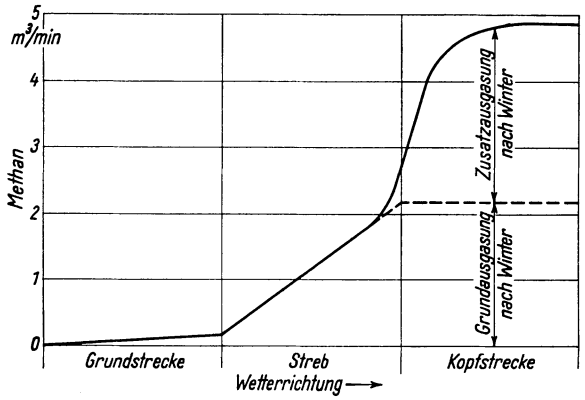


Abb. 447. Ausgasung im Bereich Grundstrecke—Streb—Kopfstrecke.

geschnittenen Flözen und Kohlenstreifen mit Methan gespeist wird. Beides sind naturgegebene Abhängigkeiten. Eine weitere Abhängigkeit besteht zum Druckgefälle der Wetter in der Ausgasungszone, also beim Strebbau zum Druckgefälle zwischen Lade- und Kopfstrecke, und zwar ist die Zusatzausgasung der Wurzel aus dem Druckgefälle direkt proportional. Wird dieses Druckgefälle erhöht, so nimmt auch die Ausgasung zu. Bewirkt z. B. die Zusatzausgasung schon einen Methangehalt von 1%, so ist es unmöglich, durch eine mittels Erhöhung des Druckgefälles bewirkte Steigerung der Wettermenge die 1%-Grenze zu unterschreiten.

Auf noch einen weiteren Unterschied zwischen Grundausgasung und Zusatzausgasung sei aufmerksam gemacht. Während die Grundausgasung entlang des ganzen Kohlenstoßes sich den Wettern mitteilt, tritt die Zusatzausgasung zum größten Teil erst im oberen Strebteil oder in der Kopfstrecke in den Wetterstrom über (Abb. 447). Es hängt dies mit dem natürlichen Auftrieb des Methans zusammen sowie mit der Tatsache, daß das über dem unteren und mittleren Strebteil befindliche Spaltensystem

[1] WINTER, K.: Der Einfluß des Druckgefälles der Wetter im Abbau auf die Ausgasung. Glückauf 1951 S. 488.

von den Wettern durchspült wird und diese erst in der Nähe der Wetterabfuhrstrecke sich mit dem Hauptwetterstrom wieder vereinen.

Die Summe von Grundausgasung und Zusatzausgasung heißt *absolute Ausgasung*. Vergleichsfähig hinsichtlich der Ausgasung sind Abbaubetriebe nur, wenn ihre Grund- und ihre Zusatzausgasung bekannt sind. Die absolute Ausgasung stellt keinen brauchbaren Vergleichswert dar.

Grund- und Zusatzausgasung lassen sich leicht rechnerisch ermitteln, wenn die absolute Ausgasung bei zwei verschiedenen Wettermengen im Gleichgewichtszustand gemessen worden ist. Das soll an Hand des nachstehenden Beispieles gezeigt werden: Bei der Wettermenge $Q_1 = 670$ m³/min ist die absolute Ausgasung zu $q_1 = 4{,}82$ m³ CH_4/min, bei $Q_2 = 275$ m³/min zu $q_2 = 2{,}53$ m³ CH_4/min gemessen worden. Die prozentuale Zusatzausgasung c ist dann

$$c = \frac{(q_1 - q_2) \cdot 100}{Q_1 - Q_2} = \frac{(4{,}82 - 2{,}53) \cdot 100}{670 - 275} = 0{,}58\,\%.$$

Bei der Wettermenge Q_1 ist die Zusatzausgasung $\frac{670 \cdot 0{,}58}{100} = 3{,}90$ m³ CH_4/min und die Grundausgasung 4,82—3,90 = 0,92 m³ CH_4/min.

35. — Ausgasung in Grubenbauen der Aus- und Vorrichtung. In der Ausrichtung, also bei der Herstellung von Gesteinsstrecken und Schächten, kann, abgesehen von Bläsern (Ziff. 33), ein regelmäßiges Ausströmen von Grubengas beim Durchörtern von Flözen sowie beim Anfahren von an Flöze angrenzenden Sandsteinschichten und beim Antreffen von Störungen eintreten. Es handelt sich dann in erster Linie um das Austreten von Gas, das unter Druck in diesen Schichten und in den sie durchsetzenden Spalten enthalten ist, sowie auch um Gas, das aus der Kohle durch poröse Schichten durch Diffusion in die Strecken übertritt. Im allgemeinen ist jedoch die in Gesteinsstrecken austretende Gasmenge sehr gering. Eine Belebung des Gasaustritts ist zu erwarten, wenn der Querschlag über- oder unterbaut wird und der Abbaudruck zu wirken beginnt.

Bei Vorrichtungsarbeiten, dem Auffahren von Aufhauen, Abhauen und vorgesetzten Abbaustrecken, entstammt das Grubengas einmal dem Flöz selbst, aus dem es sich bei der Gewinnung und der dadurch bewirkten Zerkleinerung der Kohle als Folge der Oberflächenvergrößerung befreit. Auch die Nebengesteinsschichten können eine Gasquelle abgeben, wenn sie ihrer Natur nach Gas enthalten und dieses Gas einen Weg nach außen findet. Da es bei Vorrichtungsbetrieben jedoch meist nicht zu einer ausgedehnten Rißbildung kommt, steht die Ausgasung der Kohle selbst im Vordergrund. Absolut gesehen, ist die Gasentwicklung in der Vorrichtung daher gering, obwohl sie im Verhältnis zu der zur Verfügung stehenden Wettermenge besondere Beachtung verdient.

Eine Verstärkung der Ausgasung kann auch hier erfolgen, wenn z. B. ein Aufhauen oder eine Abbaustrecke in den Bereich der Abbauwirkungen eines benachbarten Flözes gelangt. Das Gas stammt in solchen Fällen nicht nur aus dem Kohlenstoß, sondern vorwiegend aus „beeinflußter" Nachbarkohle (Ziff. 36) In derartigen Fällen ist die Beherrschung der Ausgasung schwierig und erfordert besondere Maßnahmen.

36. — Höhe der Ausgasung. Umfangreiche Bohrlochuntersuchungen[1] über die Ausgasung erbrachten als Mittelwerte die in folgender Tabelle wiedergegebenen Werte:

Ausgasungsart	Abgegebene Gasmenge l CH_4/h u. m² Bohrlochfläche	Mengenverhältnis
Gesteinsausgasung	0,025	1/2000
Ausgasung aus unbeeinflußter Kohle	50	1
Ausgasung aus Kohle unter Abbaudruck .	500	10
Ausgasung aus beeinflußter Nachbarkohle .	50000	1000

Die Ausgasung aus beeinflußter Nachbarkohle steht demnach mengenmäßig an der Spitze. Man bezeichnet diese Gasabgabe, die durch einen im Hangenden oder Liegenden erfolgten Abbau eines anderen Flözes oder der dabei eingetretenen Bewegung vor sich gegangen ist, auch als *Vorentgasung*. Diese Gasmengen treten zum Teil in die Kopfstrecke des gebauten Flözes über, zum andern strömen sie durch zerklüftetes Gebirge dem Abwetterstrom höherer Sohlen zu. In letzterem Fall treten die Gase aus dem Gestein aus. Es handelt sich jedoch stets um Bläser zweiter Ordnung, die nicht mit der Gesteinsausgasung, die verschwindend gering ist und als Porengas auftritt, zu verwechseln sind.

Der Grad der Grubengasführung eines Feldes oder Flözes ist mit genügender Genauigkeit nur zu beurteilen, wenn Abbaueinwirkungen ausgeschlossen sind. Diese Bedingung ist beim Abbau des 1. Flözes oder des 1. Flözes einer Bauabteilung erfüllt, wo im Hangenden und Liegenden noch mächtige unbeeinflußte Gebirgsschichten anstehen. Als Bezugsgröße für die Ausgasung hat sich die CH_4-Ausgasung je t Kohle eingeführt. Ein Schema für die praktische Abstufung des Grubengasgehaltes ist in der nachfolgenden Tabelle angegeben.

	Ausgasung m³ CH_4/t Förderung
Sehr stark . . .	50—120
Stark	20— 60
Mittelstark . . .	8— 25
Mittelmäßig . .	4— 12
Schwach	2— 6
Unbedeutend . .	0,3— 3

Man unterscheidet 6 Stufen, die sich jedoch nicht genau abgrenzen lassen. Die angegebenen Werte sind Mittelwerte und beziehen sich auf die beim Abbau des 1. Flözes zu erwartende Ausgasung im nicht vorentgasten Gebirge.

Die Methanmenge, die insgesamt in den Wetterstrom übertritt, beträgt bei den meisten westfälischen Fettkohlengruben 10—30 m³ je t Förderung. Sie kann aber auch wesentlich höher sein. Auf Gruben des Olsagebietes beträgt sie z. B. bis zu 150 m³ je t, eine Menge, die gegenüber der geförderten Kohle etwa den 100—200-fachen Raum einnimmt.

Nach Untersuchungen von PATTEISKY[2] geben die Begleitschichten bei aufeinanderfolgender Unterbauung in drei Flözen im allgemeinen zuerst 35 bis 50%, dann 25—40% und schließlich 15—25% ihres Inhaltes an Grubengas ab, so daß im Gebirge weiterhin ein Rest von nur 5—10% des ursprüng-

[1] FORSTMANN-SCHULZ: Bergbau-Archiv Bd. 1 (1946) S. 81.

[2] PATTEISKY, K.: Zeitdauer der durch einen Flözabbau hervorgerufenen Ausgasung der Begleitschichten und Ausmaß ihrer dabei eintretenden Vorentgasung. Mitt. Westfälischen Berggewerkschaftskasse H. 9, November 1954.

lichen Gasinhaltes verbleiben. Die Gasabgabe des Gebirges kommt meist schon in weniger als sechs Monaten nach Beendigung des Abbaubetriebes praktisch zum Stillstand.

37. — Einfluß von Luftdruckschwankungen auf die Methanausgasung. Es ist allgemein anerkannt, daß Luftdruckschwankungen die Ausgasung im Gebirge beeinflussen können. Hinsichtlich der Größe dieses Einflusses gehen jedoch die Meinungen auseinander[1]. Ein Unterschied besteht zwischen dem Einfluß auf die Gasabgabe großer unter Atmosphärendruck stehender Hohlräume sowie auf die Ausgasung im Abbau.

Gasgefüllte unter Atmosphärendruck stehende Hohlräume können durch umfangreiche Kluftsysteme im Deckgebirge oder auch im Steinkohlengebirge vorhanden sein. Solche Kluftsysteme wurden mehrfach beim Schachtabteufen durch den Soester Grünsand angefahren. Die Strömung war in Abhängigkeit von den Luftdruckschwankungen abwechselnd aus den Klüften in den Schacht oder vom Schacht in die Klüfte gerichtet. Bei Luftdruckabnahme trat Methan aus. Die Gasströmung dauerte über den tiefsten Stand des Druckes hinaus an und war auch noch über einen großen Teil des ansteigenden Astes der Luftdruckkurve zu beobachten. Bei Überschreiten eines bestimmten Druckes hörte die Gasströmung jedoch auf, die Strömungsrichtung kehrte sich um und Frischwetter traten in die Klüfte ein. Ein von Luftdruckschwankungen unabhängiger Gasüberdruck war in den Spalten also nicht vorhanden. Luftdruckschwankungen konnten sich demnach voll auswirken und es wechselten Tage, an denen kein Methan nachgewiesen werden konnte, mit Tagen, an denen der Methangehalt der Wetter auf 1% oder gar 2% anstieg. In solchen Fällen ist also Vorsicht geboten. Diese ist um so mehr am Platz, wenn es sich um sonderbewetterte Betriebe mit geringer Wettermenge handelt.

Anders verhält sich im allgemeinen der Abbau. Untersuchungen über die Ausgasung haben gezeigt, daß Schwankungen der Wettermenge, des Druckgefälles der Wetter und die Betriebsvorgänge im Abbau einen solch überragenden Einfluß auf die Ausgasung ausüben, daß mehrmonatige Messungen mit Methanschreibern einen Zusammenhang mit Luftdruckschwankungen nicht erkennen ließen. Auch Luftdruckänderungen von 3—5 Torr (40—70 kg/m²), die durch Druckänderungen am Lüfter künstlich herbeigeführt waren, konnten die Ausgasung nur geringfügig verändern.

Winter erklärt diesen Unterschied zwischen der Einwirkung von Luftdruckschwankungen auf einen großen gasgefüllten, abgeschlossenen, unter Atmosphärendruck stehenden Spaltenhohlraum einerseits und den Abbau sowie den von ihm beeinflußten Spaltenraum andererseits dadurch, daß das Druckgefälle der Wetter in der Lage ist, den mit Gas gefüllten Spaltenraum über dem Alten Mann auszuspülen[2], wie dies Abb. 448 zeigt.

---

[1] Patteisky, K.: Einfluß der Luftdruckschwankungen auf die Gasabgabe von Steinkohlengruben. Glückauf 1950 S. 357; — ferner K. Winter: Der Einfluß des Druckgefälles der Wetter, der Luftdruckschwankungen, des Lüfterunterdrucks und des Gasdrucks in der Kohle auf die Ausgasung im Steinkohlengebirge. Glückauf 1952 S. 97.

[2] Vgl. auch P. Hermanns: Die klimatischen und sicherheitlichen Vorzüge und Nachteile der abfallenden Wetterführung. Glückauf 1953 S. 773.

Eine Gas- oder Druckstauung kann daher im Abbau nicht eintreten. Bei zunehmendem Einfallen nimmt der von den Wettern durchströmte Raum im Hangenden sogar noch zu. Eine völlige Ausspülung der Hohlräume ist freilich nicht anzunehmen, da bei einem zu Felde gehenden Abbau stets Gas aus beeinflußten Gesteins- und Kohlenbänken den wirksamen Hohlraum speist und neue mit Gas gefüllte Spalten erschlossen werden, während ältere versiegen.

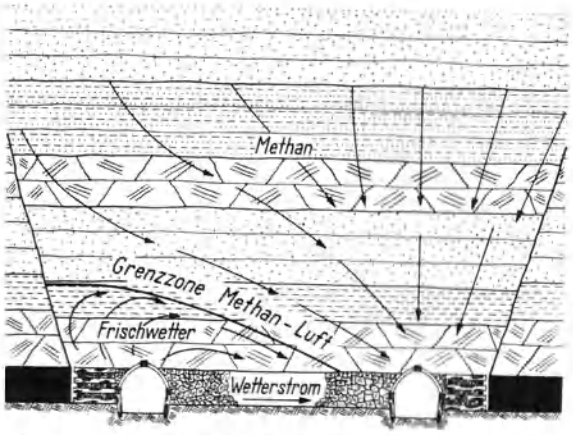


Abb. 448. Strömung der Wetter und des Methans im Hangenden eines Strebes.

Ein Zahlenbeispiel möge eine Vorstellung davon vermitteln, wie groß der Einfluß von Luftdruckschwankungen im Abbau sein kann. Es sei ein 250 m langer Bruchbaustreb in einem Flöz von 1,50 m Mächtigkeit angenommen und zugleich vorausgesetzt, daß sich die durch den Abbau gebildeten Spalten 30—40 m hinter dem Abbau wieder schließen. Mit dem Streb wandert somit ein Hohlraum von höchstens 250 m · 1,50 m · 40 m = 15000 m³. Es sei angenommen, daß dieser gesamte Hohlraum mit reinem Methan erfüllt sei und ein plötzlicher Barometersturz von 3 Torr/h (= 3 mm QS/h) eintritt, der absolute Druck sich also um $^1/_{250}$ vermindert. Das Methanvolumen wird sich also um den gleichen relativen Betrag vermehren, also um 60 m³/h = 1 m³/min, die in die Wetter zusätzlich austreten. Bei einer Wettermenge im Streb von 500 m³/min wird sich der Methangehalt durch das Fallen des Drucks also um 0,2% erhöhen. Bei Anwendung von Bergeversatz kann nur etwa ein halb so großer Hohlraum angenommen werden, so daß nur eine Erhöhung des Methangehaltes um 0,1% eintreten würde. Bei der Beurteilung dieses verhältnismäßig geringen Prozentsatzes darf nicht außer acht gelassen werden, daß er einen Höchstwert darstellt, da der angenommene Spaltenraum zum Teil mit Luft angefüllt ist und nicht mit Methan, und daß die Spalten nicht in ihrer Gesamtheit mit dem Abbau oder den Abbaustrecken in Verbindung stehen dürften. Auch ist eine Luftdruckabnahme von 3 Torr/h außerordentlich hoch und selten. Immerhin dürfte ein Unterschied zwischen aufsteigender und abfallender Wetterführung vorhanden sein, da bei abfallender Wetterführung die Durchspülung des Spaltenraumes mit Luft geringer ist. Es ist also unter sonst gleichen Bedingungen bei abfallender Wetterführung eine größere Menge Methan, die sich ausdehnen kann, in den Spaltenräumen vorhanden als bei aufsteigenden Wettern.

38. — Plötzliche starke Vermehrung der Ausgasung. Als eine wesentliche Ursache für eine plötzliche starke Vermehrung der Ausgasung, für das Auftreten von „Gasspitzen" in dem gewöhnlichen durch die Betriebsvorgänge bewirkten Auf und Ab der Ausgasungskurve, haben sich Wetter-

mengenänderungen erwiesen. Sie haben allerdings in all den Fällen keinen Einfluß, in denen nur eine Grundausgasung vorhanden ist, das Methan also nur aus dem gebauten Flöz kommt. Wettermenge und Methangehalt sind dann umgekehrt proportional. Ist dagegen die Zusatzausgasung hoch, stammt somit ein großer Teil des Methans aus dem Hangenden, so haben Wettermengenänderungen einen großen Einfluß, und zwar ist zu beachten, daß eine Gefahr meist weniger von einer Verringerung der Wettermenge her droht, als durch ihre anschließende Wiedererhöhung, also durch die Herbeiführung des alten Zustandes.

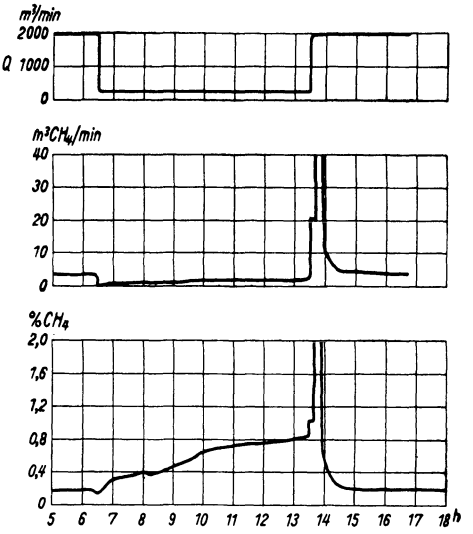


Abb. 449. Abhängigkeit der Ausgasung von Wettermengenänderungen in einem Querschlag.

Abb. 449 zeigt für einen Querschlag den Einfluß einer mehrere Stunden anhaltenden Wetterabnahme von 2000 m³ auf 250 m³/min[1]. Die Methanausgasung sinkt zunächst ebenso plötzlich wie die Wetterverringerung und steigt allmählich wieder etwas an. Eine außerordentliche Erhöhung ist jedoch mit der Wiederinbetriebnahme des Lüfters und der Erreichung der alten Wettermenge verbunden. Der Spaltenraum im Hangenden, das hier befindliche Grubengas und seine Beeinflussung durch die Wetter ermöglichen es, diese Erscheinung zu erklären und damit auch vorauszusagen. Solange der Normalzustand herrscht, hat sich ein Gleichgewicht insofern eingestellt, als die Wetter den unteren Spaltenraum durchspülen und eine gewisse Menge Methan aufnehmen. Der auf 250 m³/min verminderte Wetterzug kann den alten Gasspiegel nicht mehr erreichen und die Methanausgasung nimmt ab. Alsbald senkt sich der Gasspiegel, die vorher von Luft eingenommenen Hohlräume füllen sich mit Gas und die Ausgasung nimmt allmählich wieder zu. Steigt die Wettermenge jedoch erneut auf 2000 m³ an, durchspült sie sofort wieder den gesamten unteren Spaltenraum und belädt sich mit den in der Zwischenzeit dort eingedrungenen Methanmengen. Um in solchen Fällen gefährliche Gasspitzen zu vermeiden, ist es insbesondere an Werktagen notwendig, einen Lüfter, der längere Zeit gestanden hat, durch Benutzung des Schiebers erst allmählich die alte Wettermenge wieder ansaugen zu lassen, um auf diese Weise eine langsame Ausspülung des unteren Spaltenraums herbeizuführen. Ebenso müssen in Abbaubetrieben, die nur durch starkes Drosseln paralleler Wetterwege ausreichend zu bewettern sind, länger anhaltende Kurzschlüsse vermieden werden. Bei großer Grundausgasung kann nach WINTER sofort eine der Wettermengenverringerung entspre-

[1] WINTER, K.: Ausgasungsgefahren im Steinkohlenbergbau, ihre Ursachen und ihre Überwachung. Glückauf 1953 S. 617.

chende Erhöhung des Prozentgehaltes an Methan auftreten, der mit wieder einsetzender Zusatzausgasung noch weiter zunimmt. Nach Aufhören des Wetterkurzschlusses und der damit verbundenen Erhöhung der Wettermenge ist eine außergewöhnliche Steigerung des Methangehaltes, eine Gasspitze, zu erwarten.

Eine besonders starke Zunahme der Ausgasung in bestimmten Teilen des Strebs ist vielfach an Störungen zu beobachten, die dem Gas den Übertritt in den Strebraum erleichtern. Abb. 450 zeigt in der Strebmitte eine plötzliche Zunahme der Ausgasung, die durch einen streichend verlaufenden Sprung verursacht wird.

39. — Gasausbrüche. Gegenüber der mehr oder weniger regelmäßigen, im ganzen langsamen Ausgasung nehmen plötzliche Gasausbrüche, an denen außer CH_4 auch CO_2 beteiligt sein kann, deshalb eine besondere Stellung ein, weil sie unvermittelt auftreten, wobei große Gasmengen frei werden, die der Wetterstrom nicht bewältigen kann. Besonders gefährlich sind Ausbrüche, die an Staubkohlennester gebunden sind. Die Zahl der Ausbrüche und die Neigung dazu nimmt mit der wachsenden Teufe zu. Zuweilen können erhebliche Mengen Staubkohle in die Baue geschleudert werden. Ausbrüche, die zum Teil größere Opfer forderten, sind besonders aus Belgien, Süd- und Nordfrankreich bekanntgeworden. In Deutschland hat sich ein größerer Ausbruch 1910 auf Zeche Maximilian bei Hamm ereignet[1].

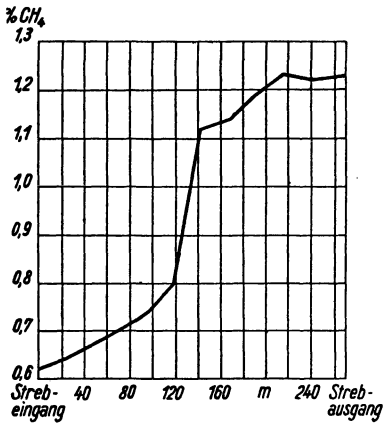


Abb. 450. Auswirkung einer tektonischen Störung auf die Ausgasung in einem Streb.

Die Entstehung dieser plötzlichen Ausbrüche ist bisher in erster Linie mit hohen Drücken in Zusammenhang gebracht worden. Eine andere, wahrscheinlichere Erklärung stellt die tektonische Staubkohle in den Vordergrund, die in Form mehr oder weniger ausgedehnter Nester an tektonisch besonders beanspruchten Stellen in den Flözen auftritt. Die in den Kapillaren der Kohle festgehaltenen Gasmoleküle sind um so stärker adsorbiert, je enger die Kanäle im Laufe der Inkohlung werden[2]. Gelangt ein Nest mit besonders zermürbter Struktur unter den etwa 1 ata betragenden Druck der Wetter, so überwiegt der im Innern des Kohleteilchens wirksame Gasdruck, der dann das Teilchen losreißen und wegschleudern kann. Durch eine Art Kettenreaktion werden so große Gasmengen plötzlich frei, ähnlich den in verschiedenen Steinkohlengebieten auftretenden Kohlensäureausbrüchen.

Vorbedingung für derartige Gasausbrüche sind Kohlennester oder stark beanspruchte Kohle. In Belgien sind die Ausbrüche an die unteren Fettkohlen- und Eßkohlenschichten gebunden, die durch Schlechten stark be-

[1] Hollender: Der Gasausbruch auf der Zeche Maximilian bei Hamm. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1911 S. 62.

[2] Kegel, K.: Bergbau u. Energiewirtschaft 1948 S. 44/49.

einflußt sind und infolge ihres höheren Inkohlungsgrades größere Gasmengen adsorbieren können.

Häufig sind die Gebirgsschläge mit dem plötzlichen Ausbruch großer Methanmengen verknüpft. Die hierbei entstehenden Gasmengen sind auf Rißbildungen im Nebengestein zurückzuführen, wodurch dem Methan neue Wege in den Abbauraum geöffnet werden.

40. — Gasentwicklung aus bereits gewonnener Kohle. In vermindertem Maße setzt sich die Grubengasentwicklung fort, wenn die Kohle schon gewonnen ist. Sogar über Tage ist in Vorratstrichtern, Kohlensümpfen und Trockentürmen der Kohlenwäschen häufig das Auftreten von Grubengas bemerkt worden und hat vereinzelte, kleinere Explosionen herbeigeführt. Der Gebrauch der Wetterlampe kann deshalb auch über Tage bei gewissen Arbeiten notwendig sein.

41. — Verhalten des Grubengases nach der Ausströmung. Das austretende Gas steigt infolge seiner geringen Wichte zunächst nach oben und sammelt sich hier an. Es findet sich deshalb besonders häufig an den höchsten Punkten der Grubenbaue, in Auskesselungen der Firste, in Aufhauen und Aufbrüchen. Sofort nach dem Austritt des Grubengases wirkt aber die Turbulenz des Wetterstroms sowie die Diffusion auf dieses ein, so daß es sich allmählich mit den übrigen Grubenwettern vermischt. Für die Größenverhältnisse einer normalen Grubenstrecke darf man annehmen, daß aus Auskesselungen die Diffusion nach einigen Stunden beendet und danach eine gleichmäßige Mischung der Gase eingetreten ist. Wenn man in Auskesselungen der Firste einer Strecke unter Umständen tage- und wochenlang Grubengas findet, so ist diese Erscheinung durch Nachströmen frischen Gases zu erklären.

Ein Gemisch von Grubengas und Luft entmischt sich nicht wieder. Auch gibt es keinerlei Mittel, beide Gase voneinander zu trennen.

b) Bekämpfung des Grubengases.

42. — Allgemeines. Eine Ansammlung von Grubengas in den Grubenwettern im Sinne der Bergpolizeiverordnungen ist ein Gehalt von 1% CH_4 oder mehr. Ist es nicht möglich, den Grubengasgehalt nachhaltig unter 1% zu verringern, so muß der Betriebspunkt stillgelegt oder eine Ausnahmegenehmigung erwirkt werden. Im englischen Steinkohlenbergbau ist dieser kritische Hundertsatz auf 2%, im holländischen Steinkohlenbergbau auf 1,5% festgesetzt worden. Im deutschen Steinkohlenbergbau liegt in Betrieben mit starker Elektrifizierung die obere zulässige Grenze oftmals bei 0,7—0,8% CH_4. Die Maßnahmen zur Bekämpfung des Grubengases und damit der Schlagwettergefahr müssen darauf gerichtet sein, 1. die Ausgasung selbst möglichst gering zu halten und 2. das Austreten von CH_4 in die Betriebspunkte zu verringern.

43. — Einfluß der Abbauführung und des Abbauverfahrens auf die Ausgasung. Da der durch den Abbau ausgelöste und auf dem Kohlenstoß lastende zusätzliche Druck, der Kämpferdruck, infolge Bildung von Drucklagen, Öffnen der Schlechten u. dgl. eine Einwirkung auf die Ausgasung hat, ergibt sich die Frage, ob es möglich ist, durch Beeinflussung des Kämp-

ferdruckes auch die Ausgasung zu verändern. Der Kämpferdruck kann durch Verringerung der Nachgiebigkeit des Ausbaus etwas vermindert und durch deren Erhöhung etwas verstärkt werden. Bisher ist es aber noch nicht gelungen, einwandfrei nachzuweisen, daß starrer Ausbau die Ausgasung herabsetzt und nachgiebiger Ausbau die umgekehrte Auswirkung hat. Das gleiche gilt von der Breite des offenen Strebraums. Bei geringer Strebbreite ist der Zusatzdruck sicherlich etwas weniger stark als bei großer Strebbreite. Aber auch hier ist ein Einfluß auf die Ausgasung nicht sicher bekannt geworden.

Bei Einführung des Strebbruchbaus Ende der zwanziger Jahre fürchtete man einen ungünstigen Einfluß auf die Führung der Wetter und ihren Gehalt an Methan. Diese Befürchtungen haben sich nicht bestätigt. Es ist offenbar so, daß, über längere Zeit gesehen, die ausgegaste Methanmenge in dem gleichen Flöz unabhängig davon ist, ob Strebbau mit Versatz oder Strebbruchbau angewandt wird. Im Ausgasungsverlauf besteht jedoch ein Unterschied insofern, als beim Bruchbau in Verbindung mit dem Rauben des Ausbaus ein deutliches Maximum in der Ausgasung auftritt, dem ein Minimum während einer anderen Schicht gegenübersteht, während beim Versatzbau die Ausgasung gleichförmiger verläuft. Auch tritt beim Versatzbau Methan aus dem Alten Mann auf der ganzen Streblänge in den Strebraum über, während bei Bruchbau Methan im Alten Mann nach oben strömt, sich am oberen Damm staut und somit erst kurz unterhalb der Kopfstrecke in den Wetterstrom übertritt.

Wieder anders ist der Einfluß des Abbaufortschritts auf den Ausgasungsverlauf. Bei einer Vergrößerung des Abbaufortschritts nimmt die Ausgasung zu, jedoch zumeist in einem geringeren Verhältnis als der Abbaufortschritt. Die Methanmenge je t geförderter Kohle erfährt also eine gewisse Abnahme. Man hat diese Erscheinung darauf zurückgeführt, daß bei raschem Abbau der Gebirgsdruck nicht die Zeit findet, im gleichen Maße auf die Kohle einzuwirken wie bei langsamem Fortschreiten des Abbaus. In einem stark ausgasenden Abbau kann das Maß des Abbaufortschritts eine Grenze in der wettertechnisch noch zu beherrschenden Gasmenge finden.

Auch die Reihenfolge im Abbau der Flöze spielt vielfach eine Rolle. Beim Abbau des ersten Flözes einer Bauabteilung ist die Methanausgasung in der Regel am größten. Ist ein Flöz dagegen bereits über- oder unterbaut worden, so ist die Ausgasung bei seinem Abbau geringer, da ein Teil des Methans durch den vorausgegangenen Abbau der benachbarten Flöze abgeführt worden ist. Diese Tatsache kann es rechtfertigen, von der alten und bewährten Regel, das hangende Flöz vor dem liegenden zu bauen, abzuweichen. Ist z. B. das hangende Flöz geringmächtig und können infolgedessen nicht ausreichende Wettermengen durch den Streb geführt werden, um das freiwerdende Methan genügend zu verdünnen, so kann es vorteilhaft sein, ein liegendes Flöz zuerst in Angriff zu nehmen, wenn es eine bessere Beherrschung des frei werdenden Methans gestattet.

44. — Wettertechnische Maßnahmen. Die in den meisten Fällen zum Ziel führende wettertechnische Maßnahme zur Bekämpfung des Methans ist dessen Verdünnung und Wegspülung durch ausreichende Wettermengen. Die Zusatzausgasung kann dem Mittel der Wettermengenerhöhung jedoch

eine Grenze setzen, worauf in Ziff. 38 ausführlich hingewiesen worden ist. Außerdem verbietet es die Staubbelästigung, die Wettergeschwindigkeit wesentlich über 2 m/sek zu steigern, abgesehen davon, daß hohe Geschwindigkeiten nur durch hohe Druckunterschiede erreicht werden können.

Vielfach erfährt der Methangehalt überhöhte Werte erst in der Kopfstrecke. Er kann durch Frischwetterzufuhr über einen Luttenstrang aus einem benachbarten Blindschacht herabgesetzt werden. Auch ist es möglich, aus der folgenden Bauabteilung Frischwetter der Kopfstrecke zuzuleiten. Hierzu muß aber die Kopfstrecke erst vorgetrieben und mit der benachbarten Abteilung durchschlägig sein, was nur selten der Fall sein wird.

Um bei Strebbruchbau den Übertritt von Grubengas in den obersten Teil des Strebs zu vermeiden, hat man zuweilen zu dem Mittel gegriffen, im oberen Raum Röschen auszusparen und dadurch dem Gas Wege zu einem unmittelbaren Abströmen in die Kopfstrecke zu öffnen. Der Methangehalt der Wetter in der Kopfstrecke erfährt dadurch zwar keine Verringerung. Auch besteht bei diesem Mittel die Gefahr einer zu großen Verringerung der Strebwettermenge, da ein Teilstrom aus dem Streb durch den Alten Mann zu den Röschen fließen kann. In einigen Fällen hat man auch Rohre oder Lutten in die Dämme eingebaut, das Methan aus dem Alten Mann abgesaugt und die Rohrleitung so weit verlängert, daß sie das Gas erst in größerer Entfernung an den Abwetterstrom abgab.

Handelt es sich nur um die Notwendigkeit einer örtlichen Verdünnung von Methan, so ist dies durch Einbau von Sonderlüftern und Lutten oder durch Wettertüren oder Wettergardinen zu erreichen, die den Wetterstrom an bestimmten Stellen verstärkt vorbeistreichen lassen.

45. Maßnahmen zur Begegnung der Gefahr der Gasausbrüche. Auf Gruben, die unter Gasausbrüchen leiden, wird es kaum möglich sein, diese Ausbrüche zu vermeiden. Vielmehr muß angestrebt werden, sie so zu lenken, daß Unfälle ausgeschlossen sind. Auf einigen südfranzösischen Gruben[1] hat sich in den Vorrichtungsstrecken, in denen die Gasausbrüche fast ausschließlich auftreten, das Verschalen der Stöße und der Ortsbrust sowie das Erschütterungsschießen (vgl. a. Ziff. 21) gut bewährt. Durch die verschalte Ortsbrust hindurch werden bei einem Streckenquerschnitt von 4—6 m² vier Bohrlöcher hergestellt und mit 700 g Dynamit geladen. Diese Sprengstoffmenge hat sich für das Auslösen eines Ausbruches als ausreichend erwiesen. Das Abtun der Schüsse erfolgt von über Tage oder von besonderen Schießörtern aus (s. Ziff. 21). Tritt kein Ausbruch auf, so wird beim Wegfüllen des hereingeschossenen Abschlages der Ortsstoß in dem Maße verschalt, wie er freigelegt wird.

Als besonders gefährlich hat sich auf diesen Gruben das Anfahren von Flözen durch Querschläge erwiesen. Bei Annäherung an das Flöz werden 2 m lange Vorbohrlöcher getrieben. Ist das Flöz erreicht, so erfolgt der Durchhieb mit diesem durch Erschütterungsschießen bei zurückgezogener Belegschaft. Nach Herstellen eines kurzen, mit Holzpfeilern sorgfältig ausgebauten Aufhauens wird mit dem Auffahren des Querschlags in gewohnter Weise fortgefahren.

[1] QUENTIN, M.: Réflexions sur le dégagements instantanés. Rev. l'ind. min. 1952 S. 418.

46. — Die Methanabsaugung. Allgemeines. Als ein hervorragendes Mittel zur Bekämpfung der Grubengasgefahr hat sich die Methanabsaugung erwiesen. In vielen Fällen ist es nur dadurch möglich gewesen, den Methangehalt der Wetter in erträglichen Grenzen zu halten. Die Absaugung des Methans erhöht aber nicht nur die Grubensicherheit, sondern ermöglicht auch eine wirtschaftliche Verwertung des Grubengases, die, wenn es in den Wetterstrom übergetreten und stark verdünnt wird, nicht mehr möglich ist.

Nach mehrfachen und wenig erfolgreichen Versuchen früherer Zeit wurde 1943 auf der Zeche Mansfeld in Bochum-Langendreer die erste planmäßige Grubengasabsaugung in Betrieb genommen. Sie hat seitdem in Deutschland und im Ausland eine große Verbreitung gefunden: Im westdeutschen Steinkohlenbergbau wurden 1953 auf 19 Zechen über 80 Mill. m^3 Methan abgesaugt, wovon rd. 70 Mill. m^3 mit einem Heizwert von 4300 kcal/Nm^3 verwertet wurden.

47. — Die einzelnen Verfahren der Grubengasabsaugung. Im Laufe der Zeit haben sich die nachstehend aufgeführten Verfahren entwickelt:

1. Grubengasabsaugung aus Bohrlöchern in den Abbaustrecken.
2. Grubengasabsaugung aus Entgasungsstrecken im Hangenden des gebauten Flözes (Hirschbach-Verfahren).
3. Grubengasabsaugung aus Gaskammern.

In allen Fällen wird das Grubengas aus vorhandenen oder eigens zu diesem Zwecke geschaffenen Hohlräumen abgesaugt und getrennt vom Wetterstrom zu Tage geleitet. Alle Verfahren setzen eine neben der Grundausgasung vorhandene Zusatzausgasung im Hangenden oder Liegenden des in Abbau befindlichen Flözes voraus. Eine Gasabsaugung ist am erfolgreichsten in flacher und halbsteiler Lagerung. Bei steil stehenden Flözen kommt eine Absaugung weniger in Betracht, da hier das Grubengas längs den Schichtflächen in höhergelegene, die Flöze durchschneidende Grubenbaue oder zu Tage entweichen kann.

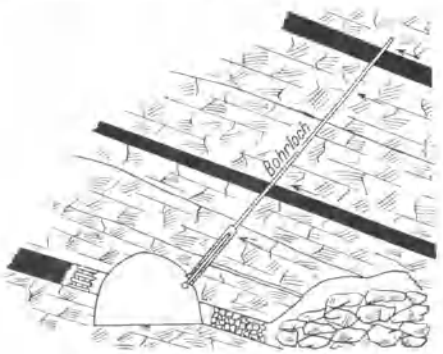


Abb. 451. Bohrloch zur Grubengasabsaugung.

48. — Die Grubengasabsaugung aus Bohrlöchern, die von Abbaustrecken ausgehen, ist das häufigste und technisch einfachste Verfahren zur Methanabsaugung. Von den Abbaustrecken des in Abbau stehenden Flözes werden Bohrlöcher in das Hangende, seltener in das Liegende gebohrt. Die Abführung des Gases geschieht durch das Bohrloch und eine angeschlossene Rohrleitung (Abb. 451).

Tiefe, bankrechte Bohrlöcher nehmen im wesentlichen die Begleitschichtenausgasung auf und setzen das Vorhandensein von Flözen und Kohlenschmitzen im Hangenden oder Liegenden voraus. Durch kurze, flache und bereits vor Ort der Kopfstrecke mit Neigung ins unverritzte Feld gebohrte Löcher ist es möglich, bereits einen Teil des Flözgases des in Abbau befind-

lichen Flözes aus den Dachschichten abzusaugen. Da im Liegenden dieselben Voraussetzungen für die Grubengasabgabe vorliegen, ist auch hier eine Bohrlochabsaugung möglich. Je nach Lage der Bohrlöcher werden zwei Arten der Bohrlochabsaugung unterschieden: die grenzläufige Absaugung und das Dreilochverfahren.

Bei der *grenzläufigen Absaugung* werden die Bohrungen von den oberen und unteren Abbaustrecken ins Hangende angesetzt (Abb. 452). Beim *Dreilochverfahren*, das verschiedentlich im Ruhrgebiet und in Belgien in Gebrauch ist, wird ein Bohrlochsystem hergestellt, das von der Abbaustrecke aus ins Hangende und ins Liegende reicht[1] (Abb. 453). Die Anwendung des Dreilochverfahrens als Schwerpunktabsaugung von einer Mittelstrecke oder Teilsohle erbringt eine meist höhere Gasmenge als die grenzläufige Absaugung.

Die meisten Bohrungen sind bisher in den Kopfstrecken durchgeführt worden. Bohrlöcher von der unteren Abbaustrecke

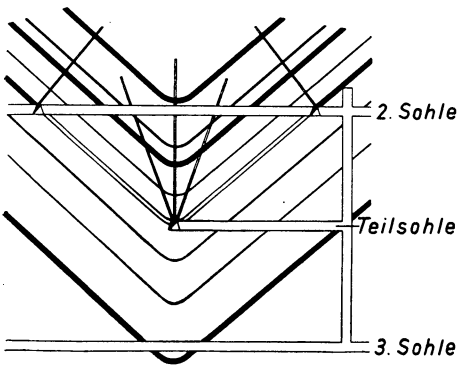


Abb. 452. „Grenzläufige" Grubengasabsaugung.

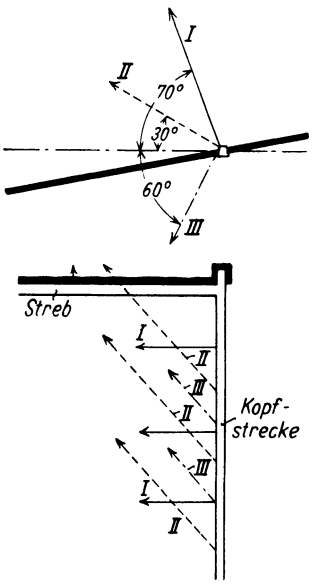


Abb. 453. Bohrlochanordnung beim „Dreilochverfahren".

sind vorerst noch selten, sind aber nach den bisherigen Erfahrungen ebenfalls ergiebig und haben den Vorteil, daß sie leicht überwacht werden können.

In der Regel beginnt die Gaslieferung der Bohrlöcher bei einem Abstand von 10—20 m hinter der Strebfront. Bei etwa 40—75 m Entfernung liefert das Bohrloch die größte Gasmenge. Bei etwa 100 m Entfernung vom Streb hört die Gasabgabe praktisch auf. Die Dauer der Gaslieferung eines Bohrloches beläuft sich somit auf rd. drei bis vier Monate. Die von den einzelnen Bohrlöchern gelieferte Menge hängt wesentlich von der Lage der Bohrlöcher, also von der Größe und Art der aufgeschlossenen Hohlräume ab. Sie schwankt zwischen 50—500 l/min. Im westdeutschen Steinkohlenbergbau belief sich die Gasausbeute je Bohrloch im Jahre 1952 im Mittel auf 141 000 m³ Gas mit 4300 kcal/Nm³ (Normgas)[2]. Auf einen Bohrmeter ent-

[1] Schulz, P.: Der neuste Stand der Grubengasabsaugung in Westeuropa. Glückauf 1952 S. 426.

[2] Schulz, P.: Die Entwicklung der Grubengasabsaugung im Jahre 1952. Glückauf 1953 S. 421.

fielen rd. 2700 m³. Die monatlich abgesaugte Gasmenge je Streb betrug im Mittel 434000 m³ Normgas.

Gelangen Bohrlöcher, deren Gaslieferung zum Stillstand gekommen ist, in den Bereich der Abbaueinwirkungen eines zweiten oder dritten Flözes, so wird die Ausgasung erneut belebt, wobei die ausströmenden Gasmengen denen der ersten Periode oft nur wenig nachstehen. Wegen der Schwierigkeiten, die Abbaustrecken aufrechtzuerhalten, kann die zweite Entgasungsperiode vielfach nicht nutzbar gemacht werden. In diesem Fall ist es vorteilhaft, die gesamte Strecke als Gaskammer abzudämmen und das Gas durch eine Leitung abzusaugen (s. Ziff. 53).

49. — Anordnung der Bohrlöcher. Bei der *grenzläufigen Absaugung* werden die Bohrlöcher im allgemeinen bankrecht mit 65—80 mm ∅ hochgebracht, können jedoch auch in verschiedenem Maße gegen das Einfallen geneigt sein (s. Abb. 452). Die Bohrlochtiefen sind von der Entfernung der zu erfassenden Flöze abhängig und betragen 30—120 m. Der Bohrlochabstand wird von der Stärke der Ausgasung beeinflußt und schwankt zwischen 10 und 40 m.

Beim *Dreilochverfahren* leiten die bankrechten Bohrlöcher I (s. Abb. 453) das Gas aus den höheren Schichten ab. Sie liefern erst bei einigem Abstand vom Streb größere Grubengasmengen, wenn der Abbaueinfluß auf die Begleitschichten wirksam geworden ist. Die Bohrlöcher II, die flach in die Dachschichten über dem verhauenen Flöz gebohrt werden, bringen vorwiegend Flözgas. Ihre Ausgasungszeit ist nur kurz und etwa 30—40 m hinter dem Streb erschöpft. Die Bohrlöcher III im Liegenden liefern entsprechende Mengen wie die Hangendbohrlöcher.

50. — Herstellung, Verrohrung und Abdichtung der Bohrlöcher. Als Bohrmaschine für Gasbohrungen wird vorwiegend die Großlochdrehbohrmaschine P IV/6 der Firma Nüsse & Gräfer verwendet.

Hat eine Gasbohrung die gewünschte Länge erreicht, so muß für die Absaugung der in das Bohrloch einströmenden Gasmengen ein möglichst dichter Abschluß gegen die Strecke erreicht werden. Der Widerstand der Abdichtung muß so hoch sein, daß das abzusaugende Gas nicht über Risse und Spalten in den Wetterstrom der Strecke gelangen kann, sondern mit Hilfe eines angelegten Saugzugs aus dem Bohrloch in die anschließende Rohrleitung austritt.

Das Bohrloch wird zu diesem Zwecke bis zu einer Höhe von 7—10 m auf etwa 115 mm ∅ nachgebohrt. In diesen Erweiterungsabschnitt wird ein Rohr von etwa 80 mm ∅, das sogenannte Gasfangrohr, eingeführt, am Bohrlochmund verkeilt und mit einem Zementpfropfen oder Letten abgedichtet. Der zwischen Bohrlochwandung und Rohr freibleibende Raum wird dann mit einer Zementtrübe vergossen.

Hierzu dient ein Zementierrohr, welches durch einen Krümmer auf der oberen Kante des Gasfangrohres festgehalten wird (Abb. 454). Das Vergießen mit der dünnflüssigen Zementtrübe erfolgt in der Weise, daß nicht nur der Raum zwischen Rohr- und Bohrlochwandung, sondern auch die im Gebirge vorhandenen Risse und Spalten ausgefüllt werden. Da der Abstand der Bohrungen von der Strebfront nach ihrer Fertigstellung meist

bei 20—40 m liegt, kann ein Nachzementieren erforderlich werden, um die bei Abbaueinwirkungen neu entstandenen Risse zu schließen.

Für den Anschluß der Bohrlochverrohrung an die Gassammelleitung sind die eingeschobenen Gassammelrohre am unteren Ende mit einem Flansch versehen, so daß mit Hilfe eines Gummischlauches leicht eine dichte Verbindung hergestellt werden kann. Das Schlauchstück dient auch zum Ausgleich der Absenkung des Hangenden. Zwischen dem einzementierten Rohr und der Sammelleitung sind Stutzen für die Gasmessung (Ziff. 55) und die Wasserableitung angeordnet.

51. — Saugzug. Das durch die Bohrlöcher in seinen Sammelräumen erschlossene Grubengas steht oft unter einem gewissen Überdruck (s. Ziff. 32). Dieser Überdruck ist jedoch kein Maß für die Stärke des Gasaustritts, sondern eher für die Güte der Abdichtung und die Auflockerung der Begleitschichten. In vielen Fällen würde diese natürliche Druckenergie ausreichen, um die Gewinnung und Ableitung des hochkonzentrierten Gas-Luft-Gemisches zu ermöglichen. Da für die Gasabsaugung in erster Linie Gesichtspunkte der Sicherheit maßgebend sind, und das Gas sonst leicht über andere Wege in die Grubenbaue strömen könnte, läßt man meist in jedem Bohrloch einen bestimmten Saugzug wirken. Ist ein Gasüberdruck vorhanden, so ergänzt sich dieser mit der vorhandenen Depression in der Leitung. Um an beschädigten Stellen der Gasleitung einen Übertritt des Gases in den Wetterstrom zu verhindern, muß in der Leitung selbst zumindest die gleiche Depression wie im Grubengebäude vorhanden sein. Eine solche Depression auch im Bohrloch wirken zu lassen, ist in den meisten Fällen jedoch nicht notwendig. Da sich ein völlig dichter Abschluß der Bohrlöcher kaum erreichen läßt und außerdem im Spaltenraum Teilwetterströme vorhanden sind, bedeutet eine starke Depressionserhöhung ein Ansaugen von Wettern und dadurch eine Vergrößerung der Gasmenge, jedoch auf Kosten ihres Methangehaltes. Nach bergpolizeilichen Richtlinien[1] darf in den Gaslei-

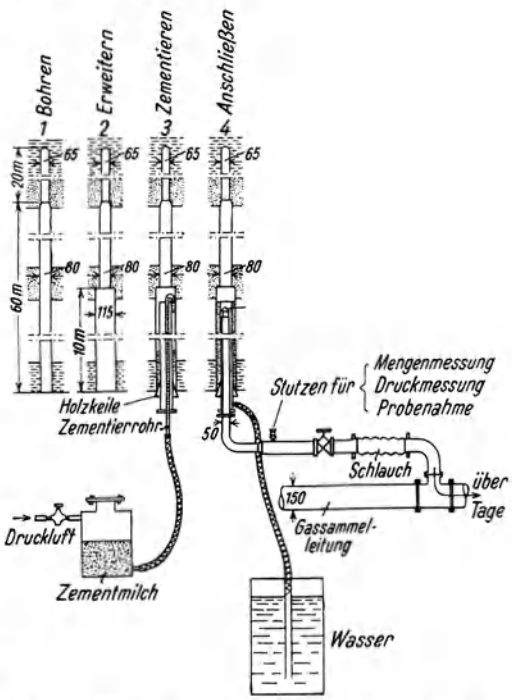


Abb. 454. Herstellen, Verrohren, Abdichten und Anschließen eines Bohrloches.

[1] Richtlinien des OBA Bonn für die Errichtung, den Betrieb und die Überwachung von Anlagen zur Entgasung des Steinkohlengebirges vom 18. 7. 1952.

tungen ein Gehalt von 30% CH_4 nicht unterschritten werden. Zechen, die das abgesaugte Methan verwerten, werden einen hohen Methangehalt und damit einen geringen Saugzug anstreben. Für die Höhe des anzuwendenden Saugzuges läßt sich keine allgemein gültige Regel aufstellen. In den meisten Fällen reicht ein Unterdruck von 100—200 kg/m² aus, der jedoch bis auf 1000 kg/m² steigen kann.

52. — Grubengasabsaugung aus Entgasungsstrecken im Hangenden des gebauten Flözes (Hirschbach-Verfahren). Das Wesen dieses Verfahrens, das besonders durch seine Anwendung auf der Saargrube Hirschbach bekanntgeworden ist[1], besteht darin, daß in einem Flöz im Hangenden des zum Abbau kommenden Flözes vor Beginn des Abbaus eine streichende Strecke aufgefahren wird, und zwar meist über der Mitte des zu Felde rückenden Abbaus (Abb. 455). Erfahrungsgemäß liegt die Entgasungsstrecke am günstigsten etwa 25—30 m über dem zu bauenden Flöz. Durch Gasdämme sind diese Entgasungsstrecken vom übrigen Grubengebäude abgetrennt. Sie schneiden die unter der Einwirkung des Abbaus entstehen-

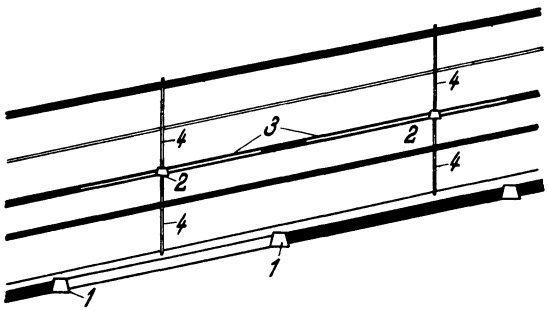


Abb. 455. Schema des Hirschbach-Verfahrens.
1 Abbaustrecken; — *2* Entgasungsstrecken; — *3* Bohrlöcher im Flöz; — *4* Vertikale Bohrlöcher.

den Spalten und Risse, so daß sie als Gassammelräume dienen und letztlich wie ein um ein vielfaches vergrößertes Bohrloch wirken. Ihre Wirksamkeit kann gegebenenfalls durch zusätzliche fächerförmige Bohrungen im Flöz, meist in streichenden Abständen von 10 bis 20 m, oder ins Hangende und Liegende verbessert werden. Vielfach fährt man die Entgasungsstrecken nicht bis zur Baugrenze auf, sondern löst den letzten Teil durch Bohrungen vom Streckenende her. Die Absaugung des Grubengases geschieht über eine durch den Gasdamm verlegte Rohrleitung. Auf Grube Hirschbach wurde mit diesem Absaugeverfahren bei einem CH_4-Gehalt von 70% eine Gasmenge von rd. 7500 m³ je Meter Strecke abgesaugt.

53. — Die Grubengasabsaugung aus Gaskammern ähnelt der Absaugung aus Entgasungsstrecken. Es werden hierbei die Flözstrecken zu Ende gegangener Abbaue nach dem Ausrauben durch Dämme abgeschlossen. Das Verfahren beruht auf der Tatsache, daß bei Unterbauung eine erneute Ausgasung der Gebirgsschichten und der noch vorhandenen Kohlenflöze und -streifen eintritt. Die hierbei auftretenden Gasmengen wandern über

[1] LEHMANN: Grubengasgewinnung durch künstliche Ausgasung auf einer Saargrube. Glückauf 1949 S. 422.

den Spaltenraum in die abgeschlossenen Gassammelräume, die als Gaskammern bezeichnet werden, und werden dort abgesaugt. Durch in die Dämme eingelassene Rohre wird der Anschluß an die Gassammelleitung der Grubengasabsaugung möglich.

54. — Abdämmung. Bei der Gaskammerabsaugung und der Absaugung aus Entgasungsstrecken ist für eine gute Streckenabdichtung zu sorgen, da bei der erheblichen Ausdehnung der Kammern ein großer Gasspeicher entsteht und eine Verbindung mit der Wetterführung der Grube vermieden werden muß.

Das Schema eines Gasdammes beim Gaskammerverfahren veranschaulicht Abb. 456. Der vordere Teil der ausgeraubten Strecke wird zunächst auf 30—35 m Länge mit Blasversatzbergen angefüllt. Dem endgültigen Abschluß dienen zwei mit 3 m Zwischenraum gesetzte 75 cm dicke Mauerdämme, die an allen Seiten etwa 30—40 cm in das Gebirge eingelassen sind. Der Zwischenraum zwischen beiden Mauern wird ebenfalls mit Blasbergen angefüllt und anschließend mit einer Zement-Gesteinstaubtrübe im Verhältnis 3 : 1 unter Druck verpreßt, wodurch gleichzeitig auch die um die Kammer liegenden Risse und Spalten abgedichtet werden. Im oberen Teil des Gasdammes ist eine Leitung verlegt, die nach Zwischenschaltung eines Schiebers an die Gassammelleitung angeschlossen wird. Die beschriebene Abdämmung ist jedoch nur möglich, nachdem der Abbau im liegenden Flöz so weit

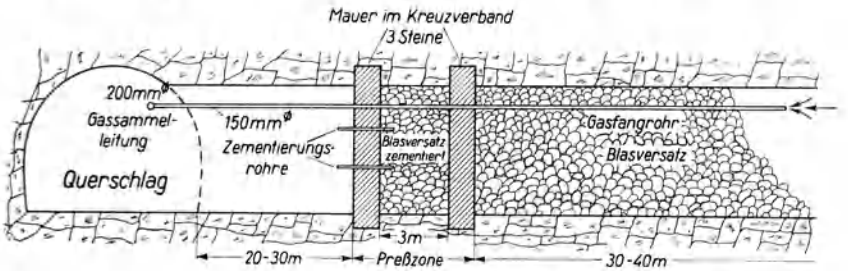


Abb. 456. Schema eines Gasdammes.

zu Felde gerückt ist, daß er die Abdichtungszone nicht mehr beeinflußt. Es ist sogar zweckmäßig, den Damm 10—20 m in die Strecke hineinzuverlegen, um im Notfall die Einrichtung weiterer Dämme zu ermöglichen.

Beim Verfahren der Entgasungsstrecken wird jedoch damit gerechnet, daß der Gasdamm in den Einflußbereich des Abbaus gelangt. In diesem Fall wird der Gasdamm vielfach auch zum alten Abbau hin von einer durch zwei Scheibenmauern gebildeten Kammer abgeschlossen, die ebenfalls mit Blasbergen ausgefüllt und mit Zementtrübe verpreßt wird.

In besonders schwierigen Fällen ist es notwendig, auch das um den Damm liegende Gebirge abzudichten, indem ein doppelter Bohrlochkranz hergestellt und dünnflüssige Zement-Gesteinstaubtrübe in das Gebirge eingepreßt wird. Ein derartiger Damm weist ein hohes Maß an Festigkeit und Dichtigkeit auf, ist jedoch wegen der erheblichen Kosten nur in besonders schwierigen Fällen gerechtfertigt.

55. — Überwachung der Anlage. Zur Aufrechterhaltung des notwendigen Unterdruckes an den Bohrlöchern und Leitungen sowie zur Überprüfung der Mengen und des Methangehaltes des Gases ist eine laufende Überwachung erforderlich[1].

Die Höhe des Saugzuges und der Gasdruck in der Bohrung wird mit Hilfe eines Manometers (U-Rohr) festgestellt. Der CH_4-Gehalt des Gas-Luftgemisches wird unter Tage mit einem Bunsen-Schilling-Gerät über die Gasdichte ermittelt oder mit einem Riken-Interferometer (s. Ziff. 69). Mit Hilfe des ersteren Gerätes kann über

[1] Schulz, P.: Der neueste Stand der Grubengasabsaugung in Westeuropa. Glückauf 1952 S. 426; — ferner Richtlinien des Oberbergamts Bonn für die Errichtung, den Betrieb und die Überwachung von Anlagen zur Entgasung des Steinkohlengebirges vom 18. 7. 1952.

ein Diagramm auch die Dichte, das spezifische Gewicht und der Heizwert des Gas-Luftgemisches unmittelbar bestimmt werden. Der Meßbereich des Bunsen-Schilling-Gerätes erstreckt sich von 5—99% CH_4.

Zur Messung der Gasmenge wird das Lugagerät der Firma Gothe, Bochum, benutzt, wobei die Geschwindigkeit des Gases gemessen und daraus die Menge berechnet wird.

Jede Gasbohrung mit Gasleitung ist nach den bergbehördlichen Richtlinien mit einem Wasserabscheider zum Ablaufen des Kondenswassers sowie einem Absperrschieber zu versehen. Die gesamten Gasleitungen sind wenigstens zweimal im Monat durch den Wettersteiger oder eine vom Bergamt hierfür verpflichtete, zuverlässige Person auf ihren ordnungsmäßigen Zustand zu überprüfen. Gasuntersuchungen auf CH_4 müssen im OBA-Bezirk Bonn täglich, Untersuchungen auf CO_2, CO und O_2 wöchentlich erfolgen.

56. — Vergleich der einzelnen Absaugeverfahren. Nach den bisherigen Erfahrungen ist die Absaugung aus Entgasungsstrecken nach dem *Hirschbach-Verfahren* das wirksamste Verfahren. Es erlaubt, eine große Gasmenge und ein Gas mit hohem Methangehalt zu gewinnen. Die Entgasungsstrecken haben außerdem den Vorteil, daß ein bisher noch unbekannter Feldesteil aufgeschlossen wird. Ein weiterer Vorzug des Verfahrens liegt neben der Vermeidung drehender Bohrarbeit bei harten Gebirgsschichten in einer klaren Trennung der Gasabsaugung von der Förderung. Es erfordert Gasleitungen nur in Strecken, die vom Abbaudruck unberührt bleiben. Bei Rückbau ist es sogar das einzig mögliche Verfahren, weil beim Rückbau die im abgebauten Feld liegenden Abbaustrecken nicht mehr bewettert werden.

Leider besitzt das Hirschbach-Verfahren Nachteile, die seine Verbreitung einschränken. So müssen die Entgasungsstrecken im hangenden Flöz vor Beginn des Abbaus fertiggestellt sein. Auch sind mächtige Sandsteinbänke zwischen Entgasungsstrecke und Abbau ungünstig, da sie wegen ihrer Bruchfestigkeit oft die Gasabgabe verzögern. Bleiben die Bänke längere Zeit in ihrer ursprünglichen Lage, so strömen die unter ihnen frei werdenden Gasmengen eher zum Abbau als zur Entgasungsstrecke. In der halbsteilen Lagerung bleiben die Entgasungsstrecken bei rasch nacheinander folgendem Abbau mehrerer Flöze nur kurze Zeit im Bereich des Abbaueinflusses oder erfassen nur ein Randgebiet des Ausgasungsraumes. Auch sind die geologischen Einflüsse auf den Grad der Grubengasführung zu vielseitig und nicht immer mit Sicherheit vorausbestimmbar. Schließlich erfordert das Hirschbach-Verfahren frühzeitige Kapitalaufwendungen und hohe Anlagekosten für das Auffahren und das Abdämmen der Strecken.

Die *Gaskammerabsaugung* bringt eine geringere Gasmenge als das Hirschbach-Verfahren, da nur die bei der Nachentgasung frei werdenden Methanmengen erfaßt werden. Es ist bei mittelstarker Grubengasführung gut anwendbar. Hinsichtlich seiner Wirksamkeit sind alle Vorteile der Absaugung aus Entgasungsstrecken gegeben, während die Nachteile nicht auftreten. Darüber hinaus sind die Abdämmungsarbeiten im Normalfall wesentlich einfacher und weniger kostspielig.

Bereitet beim Abbau eines ersten Flözes im unverritzten Feld oder bei starker Grubengasentwicklung die Höhe der Ausgasung Schwierigkeiten, so ist es vorteilhaft, der Ausgasung durch das *Bohrlochverfahren* zu begegnen. In welcher Strecke hierbei die Bohrungen angeordnet werden,

welche Neigung, Länge und Abstände einzuhalten sind, ist im Einzelfall von den jeweiligen Verhältnissen abhängig.

Eine *Grubengasabsaugung aus Röschen* hat gegenüber den übrigen Absaugemethoden keine größere Bedeutung, da eine wirkungsvolle Gasabsaugung nicht gewährleistet ist. Eine wirtschaftliche Verwertung des Gases ist wegen des zu geringen CH_4-Gehaltes kaum möglich. Setzbewegungen des Hangenden können in der verhältnismäßig primitiven Abdichtung der Rösche Undichtigkeiten hervorrufen. Ein Stillstand der Absaugung durch Betriebsstörungen kann in diesem Fall leicht einen unverhofften Austritt von Schlagwettergemischen in der Kopfstrecke zur Folge haben.

57. — Leitungen und Gebläse. Obwohl auf Grund des geringen Unterdruckes in der Leitung auch Rohre mit dünnerer Wandung ausreichend wären, bevorzugt man für die Fortleitung des abgesaugten Gases Druckluftrohre, da diese auch anderweitig verwendet werden können. Für die Schachtleitung sind Rohre mit 200—300 mm ∅ üblich, für die Hauptstreckenleitungen, die man als Hauptsaugleitung bezeichnet, solche mit 200 mm ∅. Dieser Durchmesser reicht für eine Gasförderung von 35 m³/min entsprechend 50000 m³/Tag aus. In den Abbaustrecken werden meist Kugelflanschleitungen mit 150 mm ∅, sog. Gassammelleitungen, verlegt. An der Saar verwendet man neuerdings galvanisierte Leitungen[1] von 2,5—3 mm Wandstärke, die billiger als Druckluftrohre sein sollen. Ihre Lebensdauer liegt jedoch unter denen der Druckluftrohre, so daß ihre Wirtschaftlichkeit noch nicht erwiesen ist.

Die Gasleitungen müssen strömungstechnisch einwandfrei verlegt sein. Sie sollen etwas Gefälle aufweisen und an den tiefsten Stellen automatisch wirkende Wasserabscheider zur Abscheidung des Kondenswassers besitzen.

Zur Erzeugung des für die Gewinnung und Förderung des Gases notwendigen Unterdruckes dienen über Tage aufgestellte Gebläse[2]. Sehr verbreitet sind Drehkolbengebläse der Maschinenfabrik Aerzen, Aerzen b. Hameln. Die Aufstellung der Gebläse über Tage ist in der Regel günstiger, da hier die Überwachung einfacher ist und elektrischer Antrieb benutzt werden kann. In Einzelfällen unter Tage eingesetzte Gebläse werden mit Druckluft betrieben.

58. — Verwertung des abgesaugten Gases. Das abgesaugte Gas-Luftgemisch ist bei ausreichendem CH_4-Gehalt ein wertvoller Brennstoff. Man ist daher bestrebt, ein möglichst hochprozentiges Methan-Luftgemisch zu erhalten. Gute Abdichtung und mäßiger Unterdruck sind vorteilhaft. Auch das Absaugeverfahren ist von Einfluß. So ergibt das Hirschbach-Verfahren ein höherwertiges Gemisch als das Bohrlochverfahren, das wieder dem Gaskammerverfahren überlegen ist.

Reines Methan hat einen oberen Heizwert von 9520 kcal/Nm³, die bei der Oxydation von CH_4 zu CO_2 und H_2O frei werden. Ein Gas-Luftgemisch mit 50% CH_4 hat einen Heizwert von rd. 4300 kcal/Nm³.

[1] Vidal: Vier Jahre Grubengasabsaugung auf den Saargruben. Schlägel u. Eisen 1952 S. 420.

[2] Trösken, K.: Entwicklung und neuster Stand der über Tage befindlichen Anlagen für die Absaugung von Grubengas, besonders ihrer Sicherheitseinrichtungen. Glückauf 1953 S. 66.

Das abgesaugte Gas läßt sich auf verschiedene Weise verwerten. Im Ruhrgebiet wird es vorwiegend zur Kesselfeuerung verwendet. Weiterhin kann das Gas dem Stadt- oder Ferngas zugesetzt werden. In diesem Falle muß der Methangehalt des Gemisches mindestens 50% betragen, um den Ferngasheizwert nicht zu verschlechtern. Die höchste Konzentration wird bei Verwendung als Treibgas gefordert. Das Gas wird auf 300 atü verdichtet und in Stahlflaschen gefüllt. Für Fahrzeuge mit geringem Aktionsradius ist es ein guter und billiger Treibstoff.

59. — Die Wirtschaftlichkeit der Grubengasabsaugung. Die Grubengasabsaugung ist ein Mittel zur Bekämpfung von Grubengasansammlungen und rechtfertigt sich durch die sich daraus ergebende Erhöhung der Grubensicherheit. Die damit verbundenen mittelbaren und unmittelbaren Vorteile sind wertmäßig nur schwer zu erfassen. Es gibt Fälle, in denen der Abbau eines Flözes oder Flözteils erst durch die Gasabsaugung möglich wird und zahlreiche andere, bei denen Streblänge und Abbaufortschritt wesentlich höher bemessen werden können, als es ohne Gasabsaugung möglich wäre. Überhöhte Wettergeschwindigkeiten und die damit verbundene Staubbelästigung werden vermieden. Auch kann auf kostspielige Maßnahmen zur Auffrischung oder Erhöhung der Wettermenge durch Blindschächte, Mittelstrecken, Luttenleitungen u. dgl. verzichtet werden. Die Kosten der Wetterführung verringern sich z. T. erheblich.

Der durch die Verwendung des abgesaugten Gases erzielbare Erlös macht die Gasabsaugung meist auch unmittelbar wirtschaftlich. Die Kosten der Absaugung von 1 m³ Methan je min gibt Schulz[1] zu rd. 43 DM je Tag an. Bei einem Verkaufs- oder Verrechnungspreis von 4,5 Pfg. je m³ eines Gases von 4300 kcal steht diesen Kosten ein Erlös von rd. 65 DM gegenüber.

D. Die Schlagwetterexplosion.

60. — Der chemische Vorgang bei der Explosion. Ausströmendes Grubengas verbrennt an der Luft nach bewirkter Entzündung mit hellblauer, wenig leuchtender Flamme. Hat eine vorherige Mischung des Grubengases

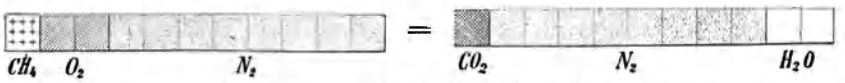


Abb. 457. Veranschaulichung der chem. Umsetzung der Gase bei einer Schlagwetterexplosion.

mit atmosphärischer Luft stattgefunden, so kann dieses Gasgemisch explodieren. Verbrennung und Explosion verlaufen unter der Voraussetzung gewöhnlicher Druckverhältnisse etwa nach folgender Formel:

$$CH_4 + 2\,O_2 + 8\,N_2 = CO_2 + 8\,N_2 + 2\,H_2O\,.$$

Wenn also auf 1 Raumteil CH_4 2 Raumteile Sauerstoff, d. h. etwa zehn Raumteile atmosphärischer Luft entfallen, so reicht der Sauerstoff gerade zur Verbrennung des vorhandenen CH_4 aus und wird dafür verbraucht (siehe Abb. 457). Die Explosion ist dann am kräftigsten. Bei genauerer Rechnung

[1] Schulz, P.: Schlagwetterbekämpfung durch Absaugung. Schlägel u. Eisen 1952 S. 372.

stellt sich das günstigste Explosionsgemisch auf etwa 9½% CH_4 und 90½% Luft. Ist der CH_4-Gehalt in dem Explosionsgemisch größer, so wird Kohlenoxyd gebildet (s. Ziff. 22) und es bleibt ein Teil des Grubengases unverbrannt; ist er kleiner, so bleibt Sauerstoff oder atmosphärische Luft im Überschuß.

Ist der Methangehalt des Gemisches also größer oder kleiner als 9½%, so muß bei der Explosion entweder Grubengas oder die überschüssige atmosphärische Luft nutzlos miterwärmt werden. Die Explosion wird deshalb schwächer.

61. — Grenzen der Explosionsfähigkeit. Gefährlichkeit nicht explosibler Gemische. Liegt der CH_4-Gehalt in dem Gemisch unter 5% oder über 14%, so hört die Explosionsfähigkeit auf; Wetter mit einer diese Grenzen überschreitenden Zusammensetzung sind nicht mehr explosibel. In einem Gemisch mit mehr als 14% CH_4 kann man z. B. elektrische Funken überspringen lassen, ohne daß eine Explosion erfolgt. Eine Flamme erlischt darin. Ungefährlich sind freilich solche hochprozentigen Gemische in der Grube nicht, denn es ist, abgesehen davon, daß sie einen für die Atmung zu geringen Sauerstoffgehalt besitzen, klar, daß eine Grenzzone vorhanden sein muß, in der der CH_4-Gehalt so weit herabgemindert ist, daß das Gemisch in diesem Teile explosibel wird. Hier würde infolge einer Entzündung eine Explosion entstehen, die durch ihre Wirkung das noch unverdünnte Grubengas auf der einen Seite aufwirbeln und mit der Luft auf der andern Seite mischen würde. Weitere Explosionen würden dann wahrscheinlich folgen.

Auch Gemische mit weniger als 5% CH_4 sind nicht als ungefährlich anzusehen. Insbesondere ist zu beachten, daß sich die Explosionsgrenze nach unten verschieben kann, wenn das Gemisch durch besondere Ursachen, etwa durch einen Sprengschuß oder eine vorangegangene Kohlenstaubexplosion, zusammengedrückt worden ist. Zudem verbrennt auch das in geringeren Prozentsätzen in der Luft enthaltene Grubengas, wenn es in den unmittelbaren Bereich einer Flamme kommt. Die Flamme selbst wird, wenn sie in einem derartigen Gemisch brennt, länger und stärker. In der Wetterlampe ist die Flammenverlängerung schon bei 1% Grubengas in der Luft sichtbar und wird bei höherem Gehalt sehr stark. Gleiche Flammenverstärkungen werden z. B. bei ausblasenden Schüssen eintreten. Da die verstärkte Flamme weiterschlägt, werden also die Schüsse gefährlicher. Geringe Beimengungen von Kohlenstaub können dann schon für eine kräftige Explosion genügen. Ist einmal eine Explosion eingeleitet, so findet sie auch in geringprozentigen CH_4-Gemischen neue Nahrung und greift weiter als in reiner Luft.

Andererseits können die Explosionsgrenzen eines CH_4-Luftgemisches wesentlich geändert werden, wenn dieses Gemisch unbrennbare Bestandteile, z. B. CO_2 oder zusätzlichen Stickstoff, enthält. Dann ist es auch möglich, daß infolge des hohen Gehaltes an unbrennbaren, explosionshemmenden Bestandteilen die Gemische auch dann ungefährlich bleiben, wenn sie mit Luft verdünnt werden[1].

[1] Näheres siehe K. Drekopf: Die Explosionsfähigkeit von Grubenbrandgasen. Glückauf 1953 S. 724.

Neuere Untersuchungen[1] über den Einfluß der Luftdruckschwankungen auf die Explosionsgefahr geben keine allgemeingültige Bestätigung der noch weitverbreiteten Ansicht über den ursächlichen Zusammenhang von Luftdruckabfall und Schlagwetterexplosionen. Es scheint vielmehr so, als ob die Ausgasung in den warmen Monaten des Jahres stärker ist als in den kalten, und daß demzufolge die Gefahr von Schlagwetterexplosionen in den Monaten Mai bis Juli besonders groß ist. Hierfür muß die Abnahme der natürlichen Depression in diesen Monaten verantwortlich gemacht werden.

62. — Explosionstemperatur, Volumen und Druck der Explosionsgase[2]. Die Temperatur, die bei der Explosion eines Grubengas-Luftgemisches entsteht, ist, wie erwähnt, je nach dem Mischungsverhältnis verschieden. Bei der günstigsten Explosionsmischung beträgt die Flammentemperatur 2650° C, bei 5% oder 14% CH_4 aber nur etwa 1500°. Im Augenblick der Explosion ist das gebildete Wasser dampf- oder gasförmig vorhanden. Nach der Formel in Ziff. 60 entstehen aus 11 Raumteilen, die in die Explosion eintreten, wiederum 11 Raumteile. Da die neu gebildeten Gase im ersten Augenblick eine Temperatur von 2650° besitzen, würden sich die Volumina vor und nach der Explosion wie die absoluten Temperaturen, also wie 15 + 273 zu 2650 + 273 oder wie 288 zu 2923 verhalten. Die Gase würden sich also auf mehr als das Zehnfache des ursprünglichen Volumens ausdehnen. Die hohe Explosionstemperatur der Gase bleibt aber nicht lange bestehen. Durch Mischung mit der übrigen kalten Luft und Berührung mit den Streckenwandungen und sonstigen Gegenständen kühlen sich die Gase sofort annähernd auf die Grubentemperatur herab. Hierbei tritt nicht nur eine Volumenverminderung auf etwa $^1/_{10}$ ein, sondern es schlägt sich außerdem der Wasserdampf als Wasser nieder. Da dessen Rauminhalt vernachlässigt werden kann, so haben wir statt der ursprünglich vorhandenen 11 Raumteile nur noch deren 9, also weniger als vor der Explosion. Während also im ersten Augenblicke der Explosion die Gase sich sehr stark auszudehnen suchen und alles vor sich hertreiben, ziehen sie sich kurz darauf sogar auf ein noch geringeres Volumen als das ursprüngliche zusammen. Die erste Wirkung äußert sich als Schlag nach der einen Seite, die zweite Wirkung als Rückschlag. Daraus erklärt sich die viel gebrauchte Bezeichnung *„schlagende Wetter"* oder *„Schlagwetter"*. Hiernach ist es unrichtig, reines Grubengas als „Schlagwetter" zu bezeichnen.

Läßt man die Explosion in einem geschlossenen Raum (Bomben oder dergleichen) vor sich gehen, so müßte der Druck entsprechend dem vermehrten Gasvolumen nach dem MARIOTTEschen Gesetz auf etwa 10 at steigen. Tatsächlich findet man aber bei Explosionsversuchen in Bomben nur höchstens $6^1/_2$ at Überdruck, was aus der sofort ihre Wirkung ausübenden Abkühlung zu erklären ist. Die schlagwettersichere druckfeste Kapselung elektrischer Geräte setzt den Bau von Gefäßen voraus, die diesem Explosionsdruck gewachsen sind. In der Grube wird der durch die Explosion entstehende Überdruck in der Regel noch viel geringer sein, weil die Gase Gelegenheit haben, sich auszudehnen.

63. — Explosionsgeschwindigkeit. Die Fortpflanzungsgeschwindigkeit der Explosion ist nach Versuchen, die in Röhren angestellt wurden, sehr gering und beträgt nur 0,2—0,6 m in der Sekunde. Sie ist aber größer, wenn das Gasgemisch in Bewegung ist, und wächst ganz beträchtlich (anscheinend bis auf 330 m sekundlich), wenn am Ort der Explosion eine Druckerhöhung eingetreten ist, so daß die Explosion unter Druck verläuft. Es kann das in der Grube leicht geschehen. Eine anfänglich vielleicht geringe Explosion schiebt die Gase vor sich her und staucht sie an einem Punkt zusammen. Die Flamme folgt nach und zündet die zusammen-

[1] FLÜGGE, G.: Ursachen und Bekämpfung starker Methanausgasung. Glückauf 1951 S. 557.

[2] MÜLLER-HILLEBRANDT: Grundlagen der Errichtung elektrischer Anlagen in explosionsgefährdeten Betrieben. Berlin 1940.

gepreßten Gase, die nun mit großer Heftigkeit und sprengstoffähnlicher Wirkung explodieren[1].

In Wirklichkeit haben manche Grubengasexplosionen nur eine sehr geringe mechanische Wirkung, und diese kann auch bei größeren Explosionen an einzelnen Punkten schwach sein. Obwohl man vielleicht an der Flammenwirkung erkennt, daß die Explosion den Ort bestrichen hat, kann hier alles in der alten Lage geblieben sein, und es können z. B. die Kleider der Bergleute noch an dem in einen Stempel geschlagenen Nagel hängen. Gelegentlich aber ist die mechanische Kraftäußerung der Explosion gewaltig groß. Es ist vorgekommen, daß Förderwagen nicht allein umgeworfen, sondern auch zusammengequetscht oder die Schienen aufgerollt wurden. Solche Wirkungen sind nur bei einer außerordentlich gesteigerten Explosionsgeschwindigkeit erklärlich.

64. — Entzündung der Schlagwetter. Die Entzündungstemperatur der Schlagwetter ist zu etwa 650° C anzunehmen. Jedoch entflammt sich das Gasgemisch nicht unmittelbar, sobald es auf die angegebene Temperatur gebracht ist, sondern es muß eine gewisse Zeit lang auf dieser Temperatur gehalten werden. Die Verzögerung der Entzündung beträgt in der Nachbarschaft von 650° C bis zu 10 Sekunden. Sie verringert sich um so mehr, je höher die Temperatur steigt, und ist bei 1000° C kaum mehr schätzbar. Die Zündung der Schlagwetter hängt also von mindestens zwei Bedingungen, Temperatur und Zeit, ab. Es ist sehr wohl möglich, glühende Drähte, die eine viel höhere Temperatur als 650° C besitzen, ohne Gefahr der Zündung in ein Schlagwettergemisch zu bringen, weil die einzelnen erwärmten Gasmoleküle sofort aufsteigen und sich wieder vom Draht entfernen, so daß die erforderliche Zeit zur Einleitung der Verbrennung fehlt.

Ferner ist bei anderen Versuchen festgestellt worden, daß die Zündbarkeit von Schlagwettern bei vermindertem Gasdruck geringer und bei erhöhtem Gasdruck stärker ist. Anscheinend kann durch vergrößerten Druck die Verzögerung der Entzündung vermindert werden. In tiefen Gruben wird somit die Entzündungsmöglichkeit für Schlagwetter größer als bei Versuchen über Tage sein.

65. — Beschaffenheit der Explosionsschwaden. Die Nachschwaden sind im allgemeinen durch Rauch und dichten Staub gekennzeichnet. Die chemische Zusammensetzung der Gase wechselt stark und muß verschieden sein, je nachdem es sich um eine reine Schlagwetter- oder um eine gemischte oder um eine reine Kohlenstaubexplosion gehandelt hat. Im Mittelpunkt der Explosion kann der Sauerstoff der Luft verbraucht worden sein, ohne daß dies aber überall der Fall sein wird. An manchen Punkten wird auch der Sauerstoff im Überschuß vorhanden gewesen sein. Durch den Explosionsschlag und den Rückschlag werden die Schwaden sofort mit frischer Luft durcheinandergewirbelt, so daß sich ein gewisser Sauerstoffgehalt sehr bald nach der Explosion überall wieder findet.

Der Stickstoffgehalt wird, da ein Teil des Sauerstoffs zu Wasser verbrannt ist, verhältnismäßig erhöht erscheinen. Bei allen größeren Explosionen muß man auch mit dem Vorhandensein von Kohlenoxyd in den Schwaden rechnen. Kohlensäure findet sich selbstverständlich stets. Ungefähr wird man folgende Zusammensetzung der Nachschwaden von gemischten Explosionen annehmen können:

80—85% Stickstoff, 12—17% Sauerstoff, 4—7% Kohlensäure, 0,5—1,5% Kohlenoxyd.

Auch in starker Verdünnung mit Luft können solche Schwaden noch giftig bleiben.

---

[1] Beyling u. Drekopf: Sprengstoffe und Zündmittel mit besonderer Berücksichtigung der Sprengarbeit unter Tage. Berlin: Springer 1936.

66. — Entstehungsursachen der Schlagwetterexplosionen. Die Schlagwetter werden in manchen Fällen durch *Leichtsinn* der Arbeiter entzündet, die ein Streichholz in Brand setzen oder die Sicherheitslampe öffnen.

Ein anderer Grund ist *offenes Licht*. Es pflegt sich dabei um Gruben oder Grubenabteilungen zu handeln, in denen Schlagwetter bis dahin unbekannt waren und der Gebrauch offenen Geleuchtes erlaubt ist.

Besonders häufig ist die *Wetterlampe* die Ursache von Schlagwetterexplosionen gewesen. Eine gewisse, aber auch noch beschränkte Sicherheit ist nur dann vorhanden, wenn die Lampe fehlerfrei ist, wenn sie außerdem beobachtet wird und sich dabei in der Hand eines verständigen Arbeiters befindet. Näheres über die den Lampen anhaftenden Gefahren findet sich im Abschnitt über „Wetterlampen". Durch die mittlerweile fast allgemein erfolgte Einführung der elektrischen Grubenlampen ist die Zahl der durch das Geleucht verursachten Schlagwetterexplosionen stark zurückgegangen.

Mit einem erheblichen Prozentsatz ist ferner bei der Auslösung von Schlagwetterexplosionen die *Sprengarbeit* beteiligt, wobei sowohl die eigentliche Schußflamme als auch die Zündung der Sprengschüsse in Frage kommt, wie dies auf S. 189 und S. 214 u. f. näher ausgeführt ist. In Deutschland hat sich die Zahl der durch Sprengarbeit verursachten Explosionen im Laufe des letzten Jahrzehnts sehr vermindert.

Unter den sonstigen Ursachen von Schlagwetterexplosionen kommen zunächst *Grubenbrände* in Betracht. Wo die Kohle zur Selbsterhitzung neigt, können auch bei größter Vorsicht manchmal Grubenbrände nicht verhindert werden. Der Brand ist um so gefährlicher, als er durch Erhitzung der Kohle diese vergast und so weitere brennbare Gase (insbesondere Wasserstoff und schwere Kohlenwasserstoffe, unter diesen vorzugsweise Äthylen) erzeugt. Wenn nun die brennbaren Gase sich mit Luft zu mischen Gelegenheit haben und durch die Wetterbewegung auf den Brandherd geführt werden, so ist ihre Entzündung möglich. Derartige Explosionen sind mehrfach, wenn auch wegen der meist beschränkten Luftzufuhr und der gleichzeitigen Kohlensäureentwickelung nicht so häufig, wie man zunächst annehmen könnte, vorgekommen.

Eine andere, wenn auch seltene Ursache von Schlagwetterexplosionen kann *Funkenbildung* sein. Wenn harte Gesteine gegeneinander gerieben werden, so entstehen ebenso Funken, wie wenn Stahl auf harten Stein schlägt. Im allgemeinen sind solche Funken, die z. B. bei der maschinellen Schräm- und Bohrarbeit, bei der Arbeit mit der Keilhaue und am Auswurf von Schleuder- und Blasversatzmaschinen auftreten, ungefährlich. Außergewöhnlich starke Funkengarben können aber, wie Versuche gezeigt haben, Schlagwetter zünden. Ebenso ist es erwiesen, daß die Funkenbildung beim Zusammenbrechen harter hangender Gebirgsschichten Schlagwetterexplosionen verursachen kann[1].

Die Ursache von Schlagwetterexplosionen können auch *elektrische Funken* sein. Funken können an elektrischen Arbeitsmaschinen, an den Leitungen, den Schaltern, den Sicherungen und unter Umständen auch

[1] Vgl. z. B.: Gesteinsfunken als Ursache von Schlagwetterexplosionen. Bergbau 1913 S. 340; — ferner CANAVAL: Über Lichterscheinungen beim Verbrechen von Verbauen. Z. prakt. Geol. 1909 S. 440.

an elektrischen Zündmaschinen auftreten. Auch durch Reibungselektrizität, die z. B. durch Ausströmen staubhaltiger Druckluft aus isolierten Mundstücken entsteht, können zündungsgefährliche Funken gebildet werden[1].

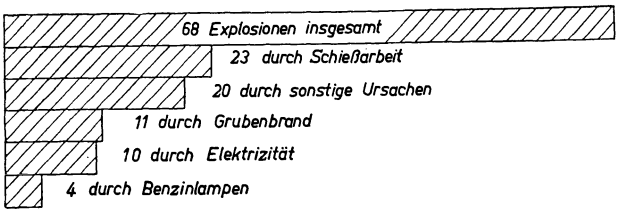


Abb. 458. Entstehungsursachen der Schlagwetterexplosionen in den Jahren 1940—1953.

Ferner können glühende Drähte und, im Falle des Bruches, Glühlampen gefährlich werden; Bogenlampen sind es in jedem Falle. Man hat jedoch gelernt, die Gefahren der Elektrizität in hohem Maße unschädlich zu machen (s. Ziff. 139, S. 378), so daß durch die Elektrizität verursachte Schlagwetterexplosionen sehr selten sind.

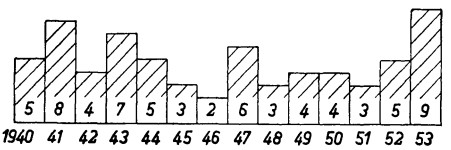


Abb. 459. Zahl der Schlagwetterexplosionen im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau.

Über die Entstehungsursachen der Schlagwetterexplosionen im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau in den Jahren 1940—1953 gibt Abb. 458 Aufschluß.

Die Zahl der Explosionen seit 1940 erhellt aus Abb. 459.

E. Mittel zur Erkennung der Schlagwetter.

67. — Analyse. Die sicherste Feststellung des Gehaltes der Wetter an Grubengas erfolgt durch chemische Analyse, deren Genauigkeit etwa 0,02% beträgt. Es werden zu diesem Zweck Proben in Glasröhrchen genommen, die man durch Auslaufen von Wasser sich mit Gas erfüllen läßt. Insbesondere pflegt man durch regelmäßig sich wiederholende Proben den Gasgehalt einzelner Teilströme sowie denjenigen des gesamten ausziehenden Stromes zu überwachen, um so die Wirkung der Wetterführung und die CH_4-Entwicklung im Verhältnis zur Wettermenge sicher beurteilen zu können.

Für den Bergmann in der Grube genügt aber diese an sich unentbehrliche, nachträgliche Feststellung des Grubengasgehaltes nicht. Vielmehr muß er ein Mittel haben, das Vorhandensein von Grubengas unmittelbar feststellen und den Prozentgehalt, wenn auch nur in roher Weise, abschätzen zu können. Dazu dienen neben der Wetterlampe der Riken-Gasdetektor, der MSA-Methandetektor und meist als ortsfestes, schreibendes Gerät, der Ultrarotabsorptionsschreiber und der CH_4-Mono der Firma Maihak.

68. — Die Wetterlampe als Erkennungsmittel für Schlagwetter. Das einzige Erkennungsmittel für schlagende Wetter, das sich bisher in der Hand des Bergmannes als brauchbar erwiesen hat, ist die *Wetterlampe.*

[1] Fritzsche, C. H.: Beobachtungen über die Bildung elektrischer Funken durch staubhaltige Preßluft. Glückauf 1933 S. 499.

Das Vorhandensein von Grubengas in der Luft äußert sich in einer Verlängerung der Lampenflamme, die namentlich bei klein eingestellter Flamme gut sichtbar ist. Es bildet sich nämlich über dem ursprünglich vorhandenen, schmalen, blauen Flammensaum ein blaß hellblau gefärbter, durchsichtiger Flammenkegel (Aureole), aus dessen Höhe man auf den Gasgehalt schließen kann.

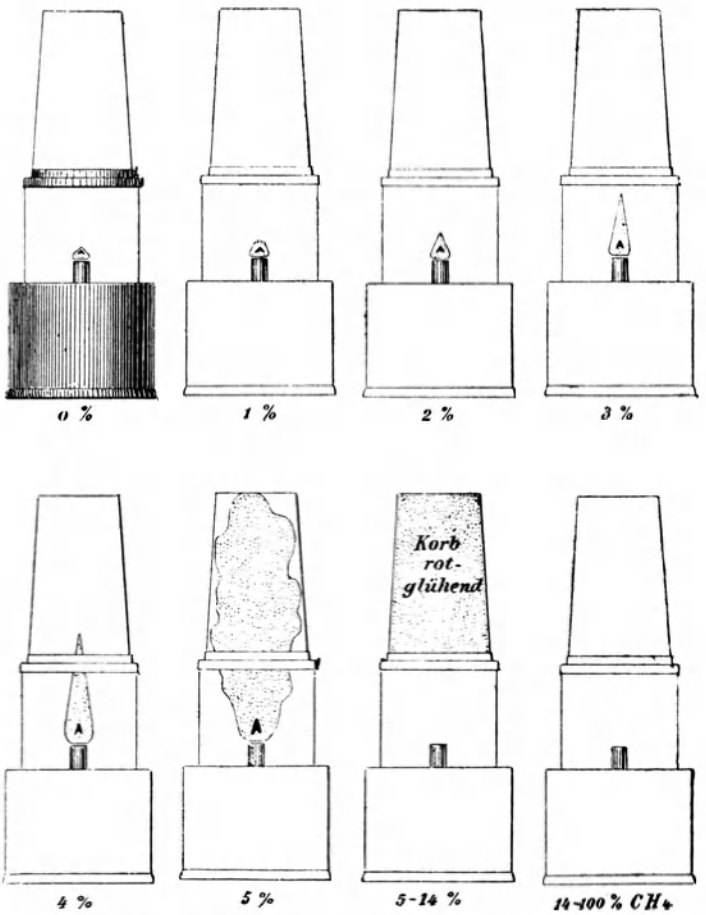


Abb. 460. Flammenerscheinungen der Wetterlampe in Schlagwettergemischen.

An der Benzinflamme der Wetterlampe sind Schlagwetter schon von 1% Grubengasgehalt an zu erkennen. Die Erscheinungen sind in der Abb. 460 dargestellt. Bei 1 und 2% ist die Flammenverlängerung nur gering. Bei 3% CH_4 steht die Spitze des Flammenkegels etwas unter dem oberen Rand des Glaszylinders, bei 4% einen Finger breit darüber, bei 5% erreicht sie den Deckel des Drahtkorbes und breitet sich gleichzeitig aus; bei mehr als 5% erlischt die eigentliche Lampenflamme, während die Schlagwetter im Korb so lange fortbrennen, wie frische Schlagwetter in den Korb nachströmen können; bei mehr als 14% erlischt die Flamme ganz. Ähnliche Anzeichen

lassen den Grubengasgehalt bei Beamtenverbundleuchten (s. S. 731) erkennen.

v. ROSEN[1] hat ein Verfahren angegeben, das die Sichtbarkeit des CH_4-Lichtkegels an Benzinlampen noch wesentlich erhöht. Ein unverbrennlicher Stift mit angeschmolzener Kochsalzperle wird so tief in den Docht gesteckt, daß die Perle bei gewöhnlicher Flamme sich in deren dunklem (kaltem) Teil befindet (Abb. 461). Beim Kleinschrauben der Flamme zum Zwecke des Ableuchtens kommt die Perle in den heißen Teil der Flamme, verdampft hier und färbt die Benzinflamme gelb unter Bildung eines stärker gelb gefärbten schmalen äußeren Saumes. Auch ein etwaiger CH_4-Flammenkegel wird gelb gefärbt, jedoch mehr graugelb, so daß er sich von dem stark gelben äußeren Saum der Benzinflamme gut abhebt und auch bei ganz geringer Höhe deutlich erkennbar ist. Man kann so Grubengas noch bis 0,3% herab erkennen. Beim Gebrauch verdampft die Salzperle. Ihre Lebensdauer dürfte jedoch 2 Schichten betragen.

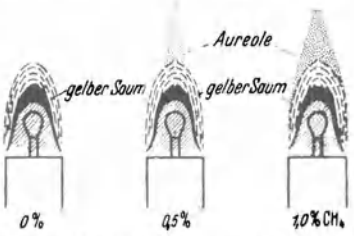


Abb. 461. Der Salzstift von v. ROSEN.

Ein Übelstand ist, daß man mit einer Wetterlampe gerade die obersten, also grubengasreichsten Luftschichten in einer Strecke nicht untersuchen kann. Hier kann ein explosibles Gemisch vorhanden sein, ohne daß es die Lampe anzeigt.

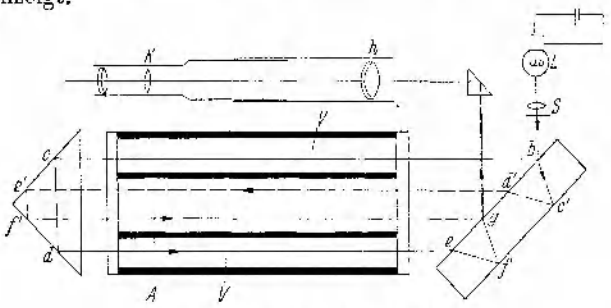


Abb. 462. Aufbau des Riken-Gasdetektor.

69. — Der Riken-Gasdetektor. Der Riken-Gasdetektor ist ein sehr gutes und zugleich äußerst handliches Methananzeigegerät. Bei diesem in Japan entwickelten Gasdetektor handelt es sich um ein Interferometer, das den Unterschied der Brechungszahlen zwischen CO_2-freier, trockener Luft und CO_2-freien, trockenen methanhaltigen Wettern mißt. Der Aufbau dieses Gerätes ist aus Abb. 462 ersichtlich.

Von einer Lichtquelle *L* werden über eine Sammellinse *S* parallele Lichtstrahlen ausgesandt, von denen ein Teil mit Hilfe einer schlitzartigen Blende aus dem Strahlenbündel ausgeschnitten und auf ein geneigtes, planparalleles Prisma geworfen wird. In diesem Prisma wird das Strahlenbündel durch Doppelbrechung in zwei

[1] OTTEN: Die Schlagwetterperle. Bergbau 1913 S. 570; — ferner LEINAU: Die Schlagwetterperle. Ebenda 1929 S. 183.

Strahlengänge zerlegt. Der eine geht auf seinem Weg *b—c—d—e—f—g—h* durch die beiden seitlich der Analysenkammer *A* angeordneten Vergleichskammern *V*, der andere durchläuft auf seinem Weg *b—c'—d'—e'—f'—g—h* zweimal die Analysenkammer *A*. Diese beiden interferenzfähigen Strahlenbündel werden von einem Prisma umgelenkt und mit Hilfe einer Sammellinse zur Interferenz gebracht, die durch eine Lupe beobachtet werden kann. Zur Überprüfung und Einstellung des Nullpunktes werden Meß- und Vergleichskammern mit trockener und CO_2-freier Frischluft gefüllt. Ein Unterschied der Brechungszahlen zwischen den beiden luftgefüllten Kammern ist dann nicht vorhanden. Mit Hilfe des kleinen drehbaren rechtwinkligen Prismas wird das Interferenzbild so weit seitlich verschoben, bis ein deutlicher Interferenzstreifen mit dem Nullpunkt einer feststehenden, von 0—6% CH_4 reichenden geeichten Skala übereinstimmt. Es hat sich als zweckmäßig erwiesen, einen schwarzen, links grün-blau besäumten Balken auf den Nullpunkt der Skala einzustellen. Nach der Nullpunkteinstellung ist das Gerät betriebsbereit. Die Grubenluft wird über eine Absorptionsfiltereinlage, die den Wettern den Wasserdampf und das Kohlendioxyd entzieht, in die Analysenkammer gepumpt. Es reichen etwa 5 Hübe mit einem kleinen Gummiball, um die Kammern auszuspülen und mit einem neuen Gasgemisch zu füllen. Entsprechend dem Grubengasgehalt der Wetter, der die Geschwindigkeit und die Brechung des Lichtes beeinflußt, entsteht zwischen den beiden Strahlenbündeln in Meß- und Vergleichskammern ein Unterschied ihrer Brechungszahlen, wodurch sich das Interferenzbild in der Meßskala verschiebt. Ein Durchspülen der Vergleichskammer mit Frischluft ist nicht erforderlich. Sie ist durch ein 3 m langes, zu einer Spirale aufgewickeltes Kapillarrohr mit der Außenluft verbunden. Hierdurch wird ein schneller Druckausgleich ermöglicht, aber ein Eindringen der Grubenwetter erschwert.

Schaltet man den CO_2-Absorber aus, so läßt sich mit dem Riken-Interferometer auch der Gehalt der Wetter an CO_2 messen und mit Hilfe einer Eichkurve ermitteln. Es wird dann zunächst CH_4 allein, darauf $CH_4 + CO_2$ bestimmt und aus der Differenz der CO_2-Gehalt festgestellt.

Die Meßgenauigkeit des Gerätes beträgt 0,1—0,2%, ein farbtüchtiges Auge vorausgesetzt, und genügt damit allen Anforderungen. — Der Riken-Gasdetektor wiegt nur 1 kg und kann in einer Ledertasche bequem mitgeführt werden. Im japanischen Kohlenbergbau sind alle in Betracht kommenden Betriebsbeamten damit ausgerüstet. In Deutschland und anderen Ländern steht seine Einführung bevor.

Ein ähnliches Gerät wird von der Firma Zeiß, Oberkochen (Wttbg.), hergestellt.

70. — Der MSA-Methandetektor. Die Wirkungsweise des MSA-Methandetektors, eines Gerätes der Mine Safety Appliances Company, Pittsburgh, beruht auf der Tatsache, daß bei der Verbrennung von CH_4 durch einen aufgeheizten Draht Wärme frei wird, die eine Temperatursteigerung und damit Zunahme des elektrischen Widerstandes dieses Verbrennungsdrahtes verursacht. Die Widerstandserhöhung des in eine abgeglichene Wheatstonesche Brücke eingebauten Drahtes führt zu einem Stromfluß, dessen Größe ein Maß für den Methangehalt der Wetter ist.

Das 5,6 kg schwere Gerät besteht aus einem Batterieteil, der eine dreizellige Kopflampenbatterie von 4,5 V Spannung enthält zur Lieferung des für die Verbrennung und für die Messung notwendigen Stromes, und aus dem eigentlichen vom Batterieteil getrennten Meßgerät. Das Meßgerät weist eine Meß- und eine Vergleichskammer mit temperaturabhängigen Widerständen auf, ferner eine Gummiballpumpe, mehrere Brücken- und Abgleichwiderstände und ein in Prozent CH_4 geeichtes Drehspulgerät zur Messung des Brückenstromes.

Zur Bestimmung des CH_4-Gehaltes werden durch die beiden Kammern die zu untersuchenden Wetter hindurchgepumpt, wobei nur etwa 3% der angesaugten Menge von 10 cm^3/sek durch Diffusion in den eigentlichen Verbrennungsraum ge-

langen. Der Draht in der Vergleichskammer wird im Gegensatz zur Meßkammer nur so weit aufgeheizt, daß eine Verbrennung des vorbeiströmenden CH_4 ausgeschlossen ist. Dadurch, daß die Wetter durch Meß- und Vergleichskammer strömen, werden Fehler durch Temperatur-, Feuchte-, Luftdruckunterschiede und Änderungen der Strömungsgeschwindigkeit der Prüfluft sehr klein gehalten.

Das Gerät gestattet die Einstellung von zwei Meßbereichen. In dem Meßbereich von 0—2% beträgt die Genauigkeit $\pm$ 0,05% CH_4, im Bereich von 0—5% $\pm$ 0,1% CH_4. Vor und nach jeder Meßschicht ist jeweils die Nullpunkteinstellung neu vorzunehmen, da sich der Nullpunkt im Verlauf der Messungen verschiebt.

Den Vorteilen der hohen Meßgenauigkeit, der leichten und schnellen Analysendurchführung, der einfachen Ablesung, der Unabhängigkeit von Luftdruck- und Temperaturschwankungen sowie von Beimengungen anderer Gase und von Wasserdampf stehen die Nachteile des hohen Gewichtes, des hohen Preises des Gerätes von 1000 DM, der Notwendigkeit einer sachkundigen und sorgfältigen Wartung und eines unseren Vorschriften nicht genügenden Schlagwetterschutzes gegenüber. Eine Verbesserung des Schlagwetterschutzes wird z. Z. durchgeführt.

Das Gerät wird seit Jahren im amerikanischen und englischen Bergbau benutzt und findet neuerdings auch im deutschen Bergbau Eingang.

Das Gerät kann auch in Verbindung mit einer Alarmanlage benutzt werden, die über ein Relais eine rote Warnlampe aufleuchten läßt, wenn der CH_4-Gehalt einen bestimmten Wert (meist 1%) erreicht hat.

71. — Der Ultrarotabsorptionsschreiber[1]. Der Grundgedanke des Ultrarotabsorptionsschreibers (Uras) beruht auf der Tatsache, daß ultrarote Strahlung infolge Absorptionswirkung von Methan, Kohlendioxyd oder Kohlenoxyd, die in den zu untersuchenden Wettern enthalten sein können, eine Schwächung erfährt, deren Größe gemessen wird.

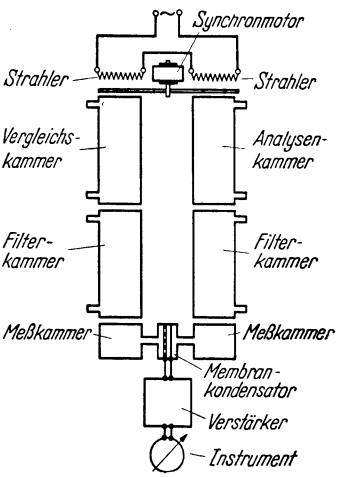


Abb. 463. Aufbau des Ultrarotabsorptionsschreibers.

Der Aufbau des Gerätes ist folgender: (Abb. 463). Zwei elektrisch hintereinander geschaltete Strahler senden einen Wärmestrom durch die mit dem auf CH_4, CO_2 oder CO zu untersuchenden Gas gefüllte Analysenkammer und durch die mit Luft gefüllte Vergleichskammer auf je eine Meßkammer. Diese ist mit dem Gas gefüllt, das nachgewiesen werden soll. Um Störungen durch Erwärmen der Kammerwände zu verhindern, werden die beiden Strahlengänge periodisch mit gleicher Phase durch ein Blendenrad unterbrochen, das von einem Synchronmotor angetrieben wird. Die beiden Meßkammern sind durch einen Membrankondensator getrennt, dessen eine Folie den periodischen Druckschwankungen folgt, die durch die unterschiedliche Erwärmung der Gase in den Meßkammern hervorgerufen werden.

[1] Siebert, Linsel u. Winter: Der Ultrarotabsorptionsschreiber und seine Verwendung im Bergbau. Glückauf 1948 S. 113 u. 318.

Die Druckschwankungen erzeugen an dem unter einer elektrischen Gleichspannung von 50—100 V stehenden Kondensator Kapazitätsänderungen. Diese werden in Spannungsschwankungen umgesetzt, verstärkt, gleichgerichtet und von einem empfindlichen Meßinstrument in mV (Millivolt) angezeigt. Dem Gerät ist eine Trockeneinrichtung vorgeschaltet, da das zu untersuchende Gas keine Feuchtigkeit enthalten darf.

Eine in die beiden Strahlengänge einschiebbare Blende gestattet es, diese abzugleichen und so den Nullpunkt der Messung einzustellen. Der Meßbereich kann zwischen 0 und 100% gewählt werden. Das geschieht dadurch, daß man zunächst die Empfindlichkeit des Gerätes durch Vergrößern oder Verkleinern der Absorptionsweglängen (Analysenkammer) auf den zweckmäßigsten Bereich einstellt. Innerhalb dieses Bereiches kann dann die Empfindlichkeit durch Ändern der am Membrankondensator liegenden Gleichspannung entsprechend gewählt werden. Soll z. B. ein Meßbereich von 0—4% CH_4 gewählt werden, so wird nach Einregelung des Nullpunktes ein Eichgasgemisch bestehend aus 4% CH_4 und 96% Stickstoff durch das Analysenrohr geschickt und der Zeiger des Meßinstrumentes auf vollen Ausschlag (5 mV) eingestellt. Da die mV-Anzeige dem Methangehalt nicht völlig proportional ist, gehört zu jedem Meßbereich eine Eichkurve, mit deren Hilfe die Zwischenwerte ermittelt werden können. Derartige Eichkurven sind jedem Gerät für den gewünschten Meßbereich beigefügt.

Die Genauigkeit der Anzeige beträgt 1—2% des Skalenendwertes, ergibt also z. B. bei einem Meßbereich von 0—4% einen Fehler von max. $\pm$ 0,08%, bei einem Meßbereich von 0—6% einen Fehler von max. $\pm$ 0,12%.

Wegen seiner elektrischen Einrichtungen muß der Uras für den Untertagebetrieb schlagwettergeschützt gekapselt sein. Die äußeren Abmessungen des Gehäuses betragen $1000 \times 580 \times 320$ mm. Das Gerät wiegt rd. 130 kg, eignet sich wegen seines hohen Gewichts also weniger für fliegende als vielmehr für stationäre Messungen zur Überwachung einzelner Reviere, Grubenabteilungen oder auch ganzer Gruben, wofür es sich gut bewährt hat. An Stelle des Anzeigeinstrumentes tritt dann ein Schreibgerät zur fortlaufenden Aufzeichnung der Messungen in Form einer Punktreihe, was heute die Regel darstellt.

Die zu untersuchenden Wetter werden dem Uras mit Hilfe einer Membranpumpe durch eine Schlauchleitung zugeführt, die Längen bis zu 150 m und mehr aufweisen kann. Eine gewisse Verzögerung der Analysen läßt sich dann allerdings nicht vermeiden, da der angezeigte Wert stets einem vergangenen Zeitpunkt zuzuordnen ist. Mit Hilfe einfacher Mittel läßt sich die Analysenverzögerung leicht ermitteln[1].

Als Nachteile des Uras sind zu nennen: Seine Abhängigkeit von einer äußeren Energiequelle, seine Empfindlichkeit gegen Erschütterungen, da kleinste Druckunterschiede gemessen werden, seine hohen Anschaffungskosten (z. Z. 8500.— DM einschl. Schlagwetterschutz), seine großen Abmessungen und sein hohes Gewicht.

F. Die physikalischen Verhältnisse der Grubenwetter.

72. — Das Raumgewicht der Grubenwetter. Das Raumgewicht der Grubenwetter ändert sich mit Druck, Temperatur und Feuchtigkeitsgehalt sowie durch Aufnahme weiterer Gase, die jedoch wegen ihrer geringen Anteile in den Wettern und da CO_2 und CH_4, wenn in gleichen Mengen vorhanden, sich in etwa ausgleichen, nicht berücksichtigt zu werden brauchen.

Die Bestimmung des Raumgewichts oder spezifischen Gewichts der Wetter ist bei den verschiedensten Messungen für die Überwachung der

[1] Siehe den Aufsatz von SIEBERT, LINSEL u. WINTER, zitiert S. 573.

Grubenbewetterung von Bedeutung. Ein Weg hierzu führt über die Formel

$$\gamma = \frac{0{,}465 \cdot b}{T} - \frac{0{,}176 \cdot \varphi \cdot e}{T},$$

worin b den Barometerstand (mm QS), φ die relative Luftfeuchte (%), e die Dampfspannung (mm QS) bei der absoluten Temperatur T (° K) bezeichnet. In ihr ist der Ausdruck $\frac{0{,}465 \cdot b}{T}$ das spezifische Gewicht für trockene Luft, so daß aus der Formel hervorgeht, daß feuchte Luft immer leichter als trockene ist. Zugleich läßt sich erkennen, daß das spezifische Gewicht mit zunehmendem Barometerstand wächst und mit zunehmender Temperatur fällt.

73. — Beeinflussung des Volumens der Grubenwetter durch den Grubenbetrieb. Umgekehrt wie mit dem Raumgewicht ist es mit dem Volumen der Grubenwetter. Es nimmt mit zunehmendem Barometerstand ab, wächst bei Temperaturerhöhung im Verhältnis der absoluten Temperaturen und bei Feuchtigkeitserhöhung um den Hundertsatz der Dampfspannungszunahme vom Barometerstand. So wächst bei einer Erwärmung der Wetter von 9° auf 25° C das Volumen verhältnismäßig von 282 auf 298, also um 5,67%. Nimmt ferner durch Erhöhung des Feuchtigkeitsgehaltes die Dampfspannung z. B. um 17,1 mm QS bei einem ursprünglichen Barometerstand von 760 mm QS zu, so beträgt die Volumenvermehrung 17,1 : 760 = 2,25%.

Aus der nachfolgenden Tabelle ist ersichtlich, wie sich Raumgewicht und spezifisches Volumen von 1 m³ auf dem Wege von der Rasenhängebank durch das Grubengebäude bis in den Wetterkanal verändern können unter der Voraussetzung, daß weder Wetterverlust noch Vermehrung auftreten. Zugleich ist aus der Tabelle zu entnehmen, daß bei den in der letzten Spalte wiedergegebenen Meßwerten eine um 6% größere Wettermenge aus der Grube auszieht, als in sie eingefallen ist.

Meßpunkt	b_0 mm QS	t_{tr}/t_f ° C	φ %	$\gamma''_D \times \varphi$ g/m³	T ° K	v kg/m³	γ kg/m³	m³
a) Rasenhängebank .	750,0	10/8,7	85	8,0	283	0,8156	1,226	1,000
b) am Füllort	812,5	20/15,2	60	10,38	293	0,7805	1,281	0,956
c) vor einer Bauabteilg.	809,7	23,6/16,5	47	10,0	296,6	0,7926	1,26	0,971
d) auf der Wettersohle	791,5	27/25,2	86	22,2	300	0,8263	1,21	1,012
e) im Wetterkanal . .	738	21/21	100	18,65	294	0,8654	1,157	1,06

Hierbei ist allerdings zu berücksichtigen, daß die letzte Druckmessung wie üblich im Wetterkanal vorgenommen worden ist, also die Depression des Lüfters und damit eine weitere Quelle zur Volumenvermehrung noch wirksam war. Verfolgt man daher das m³ des vorliegenden Beispiels noch durch den Lüfter und betrachtet man es unter dem Anfangsdruck von 750 mm QS, so hat wieder eine Volumenabnahme von 1,06 m³ auf 1,05 m³ stattgefunden.

Außer Druck, Temperatur und Feuchtigkeitsgehalt wirken noch andere Einflüsse auf das Volumen der Grubenwetter, nämlich ausströmende Gase und Druckluftzufuhr.

Die Vermehrung der Grubenwetter durch *ausströmende Gase* ist nicht sonderlich groß. An erster Stelle wird auf Steinkohlengruben das Gruben-

gas stehen, dessen Gehalt im ausziehenden Strom auf 0,5% und darüber steigen kann, in der Regel freilich weniger beträgt. Die Aufnahme an Kohlensäure pflegt in der Hauptsache mit einer entsprechenden Verminderung des Sauerstoffs Hand in Hand zu gehen. Die aus der Kohle oder dem Gestein ausströmende, also nicht erst durch Oxydation gebildete Kohlensäure ist, abgesehen von den unter der CO_2-Gefahr leidenden Gruben (s. Ziff. 19), nach der Menge verhältnismäßig gering, ebenso wie die Ausströmung sonstiger Gase (Stickstoff, Wasserstoff) zahlenmäßig ohne Bedeutung sein wird.

Auch die *Sprengarbeit* liefert nur wenig Gase im Verhältnis zur Gesamtwettermenge. Eine Grube mit 3000 t täglicher Förderung verbraucht hierfür ungefähr 325 kg Sprengstoff, die, abgesehen vom Wasserdampf, nur etwa 500 l Gase je kg, insgesamt also rd. 163 m³ in 24 Stunden liefern. Diese Menge spielt gegenüber der Gesamtwettermenge keine Rolle.

Viel bedeutender ist der Einfluß der *Druckluftzufuhr*. Bei 3000 t Förderung, einem Druckluftverbrauch von 400 m³/t und einer Frischwettermenge von 9000 m³/min beträgt z. B. die ausströmende Druckluft rd. 10% der einziehenden Wettermenge. Bei Teilströmen und in stark mechanisierten Abbaubetrieben kann dieser Hundertsatz auf das Doppelte steigen.

Im allgemeinen erreicht die durch die verschiedenen Ursachen bewirkte Volumenvermehrung auf Steinkohlenzechen die nachstehend wiedergegebenen Größen:

4— 6%	durch Erwärmung,
1— 3%	durch Wasserdampfaufnahme,
1— 2%	durch Druckverminderung,
6—12%	durch zuströmende Gase (insbesondere Druckluft)[1]
Summe: 12—23%.	

74. — Die Bildung der Grubenwettertemperaturen. Die Temperatur in der Grube hängt zunächst von der jeweiligen Tagestemperatur ab, wird aber darüber hinaus in hohem Maße von den Verhältnissen der Grube selbst beeinflußt. Abb. 464 zeigt für eine 950 m tiefe westfälische Grube den durchschnittlichen Temperaturverlauf auf dem ganzen Wetterweg im heißesten und im kältesten Monat und im Jahresmittel. Wie man sieht, heben sich die Temperaturen in der Grube im Höchstfall um 27° über die Tagestemperaturen. Bemerkenswert ist dabei, daß die jährlichen Temperaturschwankungen über Tage in der Grube nur stark abgeschwächt zum Ausdruck kommen, wenn sie auch nicht ganz zum Verschwinden gebracht werden.

Neben der jeweiligen Tagestemperatur kommen für die Bildung der Grubentemperatur in Betracht[2]: 1. Die Verdichtungswärme und die Erwärmung durch die Druckluftleitung, — 2. die Aufnahme oder der Nieder-

[1] Die niedrigen, die Druckluft betreffenden Hundertsätze gelten für Nachtschicht, Schichtwechsel und für Gruben mit geringem Druckluftverbrauch, während die hohen Hundertsätze von Gruben mit starkem Druckluftverbrauch erreicht und während der Hauptarbeitszeiten z. T. noch überschritten werden.

[2] Stočes, B., u. B. Cerník: Bekämpfung hoher Grubentemperaturen. Berlin: Springer 1931. — Ferner S. Batzel: Die Ermittlung thermischer Werte in Grubenbauen und ihre Verwendung für die mathematische Lösung klimatischer Probleme. Dissertation T. H. Aachen 1951.

schlag von Wasserdampf, — 3. die Gebirgswärme, — 4. die Erwärmung der Wetter durch elektrische Energie, — 5. die Abkühlung der Förderkohle, — 6. die Oxydationswärme und sonstige Einflüsse.

75. — Die Verdichtungswärme. Als Verdichtungswärme bezeichnet man die Temperatursteigerung, die infolge der Druckzunahme nach dem Poissonschen Gesetz im einziehenden Schacht eintritt. Nimmt man adiabatische Verdichtung an, so beträgt die Erwärmung je 100 m Teufenzunahme 1° C. Der Wetterstrom in einem 1000 m tiefen Schacht erreicht also, von sonstigen Einflüssen abgesehen, allein schon um 10° C durch die Verdichtung erwärmt das Füllort. Umgekehrt kühlt sich der Wetterstrom beim Wiederaufsteigen auf höhere Sohlen entsprechend seiner Entspannung ab.

Die Wärmemenge, die eine Druckluftleitung, besonders im Schacht, an die Wettermenge abgibt, ist abhängig von der Wärmedurchgangszahl

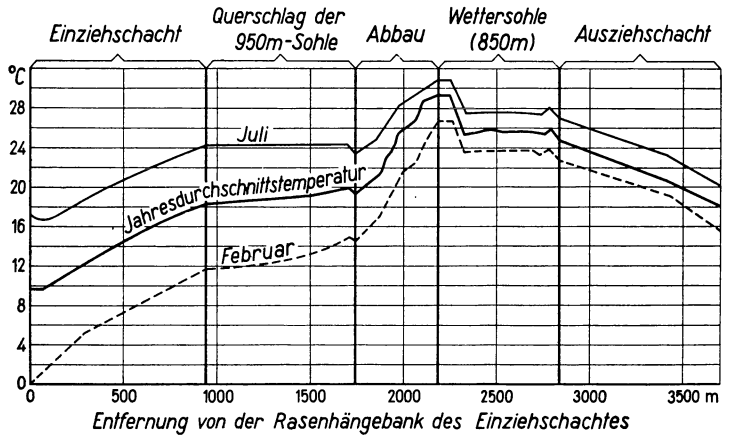


Abb. 464. Temperaturverlauf in den Grubenbauen einer 950 m tiefen Steinkohlengrube.

der Druckluftleitung und dem Temperaturunterschied zwischen Druckluft und Wettern. Beträgt das Verhältnis von Wettermenge zu Druckluftmenge etwa 10 bis 15:1 bei einer Temperaturdifferenz von 50° C an der Rasenhängebank, so tritt eine Erwärmung der Wetter um 3,5 bis 5° ein[1].

76. — Der Einfluß des Wasserdampfes. In besonders hohem Maße ist die Temperatur der Grubenwetter von der Aufnahme und dem Niederschlag von Wasserdampf abhängig. 1 m³ Luft wird durch die Aufnahme von 1 g Wasserdampf bereits um etwa 1,9° C abgekühlt. Wegen der höheren Luftdichte in der Grube ist hier die Abkühlung etwas geringer und beträgt bei 1000 m Teufe je g Wasseraufnahme rd. 1,75° C. Umgekehrt wird durch den Niederschlag von Wasser aus der Atmosphäre nach Erreichung des Taupunktes die Temperatur des Wetterstromes erhöht.

Tatsächlich nimmt der Feuchtigkeitsgehalt des Wetterstromes in der Grube zunächst in der Regel zu, so daß eine starke Kühlung der Wetter die

[1] Hermanns, P.: Die klimatischen und sicherheitlichen Vorzüge und Nachteile der abfallenden Wetterführung. Glückauf 1953 S. 773.

Folge ist. Wenn die Luft durchschnittlich mit 9° C und 75% Sättigung in die Grube tritt und diese mit 20° C voll gesättigt verläßt, so hat jedes Kubikmeter in der Grube 10,45 g Wasser aufgenommen (s. Ziff. 9) und ist dabei um rd. 18° C gekühlt worden. Noch größer kann die Wirkung an kalten Tagen sein, wo Steigerungen des Feuchtigkeitsgehaltes um 20—25 g je m^3 und dementsprechend Minderungen der Temperatur um 35—44° C möglich sind. Abb. 467 zeigt, daß sich für den dargestellten Fall im Jahresdurchschnitt eine Kühlwirkung durch Wasseraufnahme von 12° C bis zum Streb und von 12 auf 17° C im Streb selbst ergibt. Im letzten Teil des ausziehenden Schachtes dagegen tritt meist eine Wiedererhöhung der Temperatur um einige Grade durch Niederschlag von Wasser ein.

Schon hier sei aber darauf hingewiesen, daß mit der Kühlung der Grubenluft durch Wasseraufnahme eine unerwünschte Steigerung des Sättigungsgrades (s. Ziff. 86) verbunden ist.

77. — Die Gebirgswärme. Die täglichen oder jahreszeitlichen Temperaturschwankungen der Tagesluft machen sich in der Erdrinde nur bis in verhältnismäßig geringe Tiefe bemerkbar. In unseren Gegenden sind sie 25 m unter der Erdoberfläche nicht mehr festzustellen.

Wir haben hier die Tiefe der gleichbleibenden Temperatur erreicht. Man nennt sie auch wohl die „*neutrale Zone*". Die Temperatur in dieser Tiefe entspricht der durchschnittlichen Jahrestemperatur über Tage und beträgt bei uns 9° C.

Dringt man tiefer in die Erdrinde ein, so nimmt nach allen bisherigen Feststellungen die Temperatur der Gebirgsschichten dauernd, und zwar mehr oder weniger regelmäßig, zu. Beim Bergbau, in Tiefbohrlöchern und bei Tunnelbauten hat man gefunden, daß im großen Durchschnitt die Temperaturzunahme für je 33 m Teufe 1° C beträgt. Die Temperaturzunahme um je 1° C bildet also Stufen, deren Höhe 33 m ist. Man nennt diese Entfernung die *geothermische Tiefenstufe* (Erdwärmentiefenstufe).

Die Wärmeverhältnisse der Erdrinde hängen zum Teil aber auch von den örtlichen Bedingungen ab. Namentlich sind die jeweilige Oberflächengestaltung, das Auftreten kalter oder heißer Quellen, die Wärmeleitfähigkeit und das Einfallen des Gebirges und die chemischen Vorgänge bei der Mineral- und Gebirgsbildung von Einfluß. Nicht in allen Gegenden und in jedem Gebirge zeigt deshalb die geothermische Tiefenstufe das angegebene Maß. So wird sie z. B. für das Siegerland mit 41—57 m, für die Kupfererzgruben am Oberen See in Nordamerika mit 68 m, für die Grube Ramsbeck mit 74 m und für die Goldgruben in Transvaal mit 120 m angegeben. Umgekehrt sinkt die Tiefenstufe an einzelnen Punkten erheblich unter den Durchschnitt, z. B. auf Grube Merkur bei Bad Ems, auf 26 m.

Im Steinkohlengebirge, desgleichen in erdölführenden Schichten, findet sich besonders häufig eine geringe geothermische Tiefenstufe[1], die zudem im

[1] Werner: Die Ursache für die Verschiedenheiten der geothermischen Tiefenstufe in den norddeutschen Salzhorsten. Kali 1928 S. 17. — Quiring: Neue geothermische Messungen in Eisenstein- und Erzgruben des Rheinischen Gebirges. Glückauf 1936 S. 57. — Stutzer: Braunkohlenflöze und geoth. Tiefenstufe. Braunkohle 1935 S. 862.

Steinkohlengebirge sehr starken Schwankungen unterworfen ist[1]. So findet man z. B. im Ruhrgebiet eine mittlere Temperaturzunahme von 1° C schon auf 28 m Teufe. Bei den unter sehr mächtigem Deckgebirge bauenden Gruben nimmt die Temperatur sogar noch etwas schneller zu, so daß die Tiefenstufe nur 25 m beträgt.

Für einzelne Saargruben ist die geothermische Tiefenstufe auf rd. 30 m berechnet worden, für Aachener Gruben dagegen auf etwa 40 m und für den englischen Kohlenbergbau auf rd. 34 m.

78. — Kältemantel, Wärmemantel, Wärmeausgleichsmantel. Die vom Gebirge an den Wetterstrom abgegebene Wärmemenge hängt im wesentlichen ab von der Wärmeleitfähigkeit des Gebirges und dem Unterschied der Temperatur des Wetterstromes und des unverritzten Gesteins.

Es sei zunächst vorausgesetzt, daß die Wettertemperatur das ganze Jahr über geringer sei als die Temperatur der Stöße einer neu aufgefahrenen einziehenden Strecke (z. B. Schacht, Querschlag). Die Wärmeabgabe ist dann in den ersten Monaten verhältnismäßig groß, sinkt aber durch Bildung eines „*Kältemantels*" um die Streckenwandung infolge der abkühlenden Wirkung des Wetterstromes auf die Stöße schnell und bleibt alsdann nahezu unverändert, da Wärme aus dem Innern des Gebirges nur sehr langsam nachströmt (Abb. 465). Die vom Gebirge abgegebene Wärmemenge verteilt sich je nach der Wettergeschwindigkeit auf eine verschieden große Wettermenge, so daß sie verschieden große Temperatursteigerungen hervorruft. Aus diesen Verhältnissen folgt, daß schon nach 1—2 Jahren Schächte und Strecken mit hohen Wettergeschwindigkeiten so gut wie keine Wettererwärmung mehr aufweisen werden[2]. Stärkere Temperatursteigerungen infolge der Gebirgswärme treten nur in frisch aufgefahrenen Strecken und in den Abbauen auf, wo die Wetter täglich mit neu entblößtem Gebirge in Berührung kommen, namentlich dann, wenn gleichzeitig der Abbaufortschritt groß und die Wettergeschwindigkeit gering ist. Auch die stärkere Sauerstoffaufnahme durch die hereingewonnene Kohle wirkt mit.

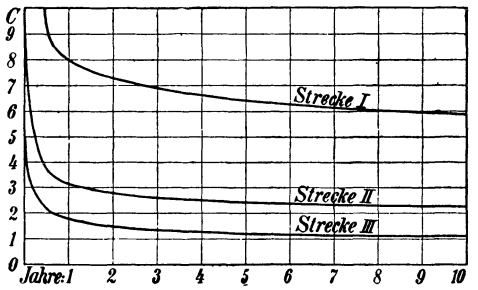


Abb. 465. Temperaturerhöhung des Wetterstromes in 3 Strecken durch die Gebirgswärme (Gebirge: Sandstein).

Strecke	I	II	III
Querschnitt m²	6	8	8
Länge m	400	800	800
Wettergeschwindigkeit m/sek	0,5	3,0	6,0
Anfangstemperatur-Unterschied ° C	20	25	25

Der ausziehende und warme Wetterstrom kommt dagegen auf der Wettersohle und im Ausziehschacht allmählich mit kälteren Gebirgsschichten in Berührung. Der Wetterstrom wird also unter Bildung eines

[1] HAHNE, C., u. K. PATTEISKY: Die geologischen Grundlagen des Grubenklimas im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1952 S. 205.

[2] DE BRAAF, W.: L'echauffement de l'air de ventilation dans les puits et le voies d'entrée d'air. Geologie en Mjnbouw 1951 S. 117.

Wärmemantels Wärme an das Gebirge abgeben und, ähnlich wie der Kältemantel die einziehenden Wetter vor schneller Erwärmung schützt, bildet der Wärmemantel einen Schutz vor ihrer schnellen Abkühlung. Da die Temperaturen des Ausziehstromes jahreszeitlich nur wenig schwanken, sind die Verhältnisse damit genügend gekennzeichnet.

Anders ist es dagegen beim Einziehstrom. Er ist starken jahreszeitlichen Temperaturschwankungen unterworfen. Diese bringen es in der Regel mit sich, daß im Winter die einziehenden Wetter kälter sind als das Gestein in den einziehenden Strecken, so daß es zur Bildung eines Kältemantels kommt. Im Sommer übersteigt die Wettertemperatur die Gesteinstemperatur, der Kältemantel wird infolgedessen teilweise oder ganz wieder aufgezehrt, so daß die Stöße ihre ursprüngliche Gebirgstemperatur wieder erhalten, oder aber sie werden über diese Temperatur hinaus weiter erwärmt. So wechselt also die Bildung eines Kältemantels und eines Wärmemantels miteinander ab. Durch diesen Wechsel erfolgt ein Ausgleich der Wettertemperaturen, so daß von einer Wärmeausgleichszone oder von einem *Wärmeausgleichsmantel*[1] als dem an diesem Temperaturausgleich beteiligten Gebirgsmantel gesprochen werden kann. Seiner Wirkung ist es zuzuschreiben, daß in einer gewissen Entfernung von der einziehenden Tagesöffnung die täglichen Temperaturschwankungen nahezu oder völlig verschwinden. Aber auch die Jahresschwankungen werden noch merklich gemildert (Abb. 464).

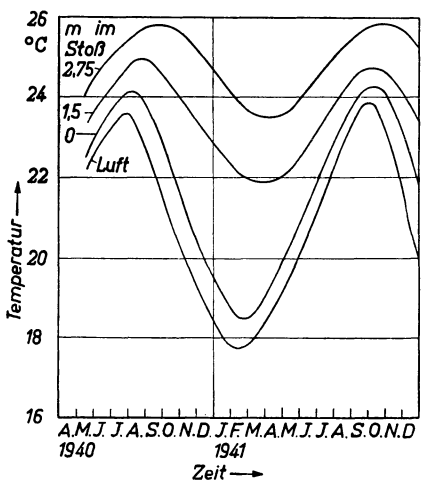


Abb. 466. Temperaturverlauf in den Stößen einer Gesteinstrecke.

Zu beachten ist jedoch, daß durch den Ausgleichsmantel nur die Schwankungen des Wetterstroms um dessen Mitteltemperatur allmählich kleiner werden, wogegen die Mitteltemperatur selbst nicht geändert wird. Je stärker die Schwankungen sind, um so weiter wird unter sonst gleichen Bedingungen der Ausgleichsmantel in das Grubengebäude hineinreichen. Seine Länge, von der Tagesöffnung ab gerechnet, schwankt im allgemeinen zwischen 1000 und 3000 m. In die Streckenstöße reicht er bei Sandstein etwa 12—14 m, bei Tonschiefer 8—10 m und bei Kohle 3—4 m. Die Speicherfähigkeit des Gebirges hat sich hierbei von wesentlich größerer Bedeutung erwiesen als die Höhe der ursprünglichen Gebirgstemperatur. In Abb. 466 ist dargestellt, wie die Wettertemperatur in die Streckenstöße hineinreicht. Deutlich ist das allmähliche Abklingen der jahreszeitlich bedingten Temperaturschwankungen zu erkennen.

[1] Heise u. Drekopf: Der Wärmeausgleichsmantel und seine Bedeutung für die Kühlhaltung tiefer Gruben. Glückauf 1923 S. 80. — Heise u. Drekopf: Die Bildung der Grubentemperaturen und die Möglichkeiten der Beeinflussung. Glückauf 1924 S. 583.

79. — Der Einfluß der Energiearten. Einen Einfluß auf die Wettertemperatur haben auch die unter Tage benutzten Energiearten sowie der Umfang der Mechanisierung[1]. Bei Verwendung von Elektrizität wird die gesamte zugeführte Energie mittelbar oder unmittelbar in Wärme umgesetzt mit Ausnahme desjenigen Anteils, der zur Arbeit gegen die Erdbeschleunigung, d. h. zur Erhöhung der potentiellen Energie, aufgewandt wird. Dieses ist bei Pumpen und auch bei Blindschachthäspeln der Fall. Dieser Wärmeumsatz bewirkt jedoch keine derartige Temperaturerhöhung, wie sie sich rechnerisch ergibt. Vielmehr besteht zwischen Gebirgswärme, Erwärmung durch elektrische Energie und auch Erwärmung durch das Fördergut (s. Ziff. 80) eine Wechselwirkung, so daß bei Erhöhung der Wettertemperatur durch elektrische Energie der Einfluß der Gebirgswärme und der Fördergutabkühlung wegen des geringeren Temperaturgefälles zwischen Wetter und Gebirge und Fördergut geringer ist. Neuere Untersuchungen haben ergeben, daß die Temperaturerhöhung durch elektrische Energie im allgemeinen nur 10—20% der rechnerischen Erhöhung ausmacht, die wiederum von der Stärke der Antriebe und von der Wettermenge abhängt[2].

Bei Druckluftmaschinen wird eine durch die Entspannung bewirkte Abkühlung durch die in Wärme sich umsetzende Reibungsarbeit der Arbeitsmaschinen wieder aufgehoben. Pumpen und Blindschachthäspel bilden auch hier eine Ausnahme. Von abkühlender Wirkung ist jedoch die Wasseraufnahmefähigkeit der trockenen auspuffenden Druckluft. Die Diesellokomotiven geben die gesamte von ihnen verbrauchte Brennstoffenergie als Wärme an die Wetter ab.

80. — Die Abkühlung der Förderkohle. Auf die Einwirkung der Abkühlung der Förderkohle auf die Grubenwetter wurde schon in Ziff. 79 hingewiesen. Maßgebend für die Erwärmung der Wetter ist das Verhältnis der Wettermenge zur Fördermenge und die Abkühlung des Fördergutes[3]. Die Abkühlung des Fördergutes ist wiederum von der Gebirgs- und Wettertemperatur sowie vom Zerkleinerungsgrad der Kohle abhängig, und zwar ist die Abkühlung um so größer, je höher die Gebirgstemperatur und je geringer die Wettertemperatur sind. Ebenso wird die Wärmeabgabe bei Feinkohle größer sein als bei stückiger Kohle.

81. — Die Oxydationswärme. Bei der Bildung der Wettertemperatur in Steinkohlengruben ist noch die Oxydation von Holz, Kohle und sonstigen Mineralien zu nennen. Die Ermittlung der Höhe der Oxydationswärme stößt auf Schwierigkeiten, weil einmal die Analysengenauigkeit nicht ausreicht, zum andern nicht festgestellt werden kann, welche Mengen an Kohlendioxyd durch Oxydation entstanden oder durch Entgasung aus dem Gebirge in den Wetterstrom gelangt sind. Wegen dieser Schwierigkeiten wird die Oxydationswärme bei Messungen und Bestimmungen der Grubentempera-

---

[1] Fritzsche, C. H.: Die Beeinflussung der Wettertemperatur durch Elektrizität und Preßluft im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1935 S. 1217 und 1936 S. 934.

[2] Fritzsche, C. H., u. W. Powollik: Der Einfluß der Elektrizität auf die Wettertemperatur im Abbau. Glückauf 1955.

[3] Hermanns, P.: Die klimatischen und sicherheitlichen Vorzüge und Nachteile der abfallenden Wetterführung. Glückauf 1953 S. 773.

tur im allgemeinen als Restfaktor eingesetzt. Wenn 0,1 % CO_2 (= 1 l je m^3) durch Oxydation der Kohle oder des Holzes entstehen, so wird dabei eine Wärmemenge frei, die die Wettertemperatur um 14° C erhöhen kann. In ähnlicher Weise wie Kohle neigt Schwefelkies zur Sauerstoffaufnahme und Selbsterwärmung.

82. — Die Einwirkungen im Verhältnis zueinander und sonstige Einflüsse. Die Abb. 467 zeigt anschaulich, welche Bedeutung im Verhältnis zueinander die behandelten Einwirkungen auf die Grubentemperatur in einem bestimmten Fall haben, wobei die Temperaturerhöhung durch die Gebirgswärme, durch die Abkühlung des Fördergutes und durch elektrische Energie zusammengefaßt wurden (vgl. Ziff. 79). Aus diesen Wirkungen ergibt sich der in Abb. 464 dargestellte Verlauf der Durchschnittstemperaturen des Wetterstromes auf seinem Wege durch die Grube.

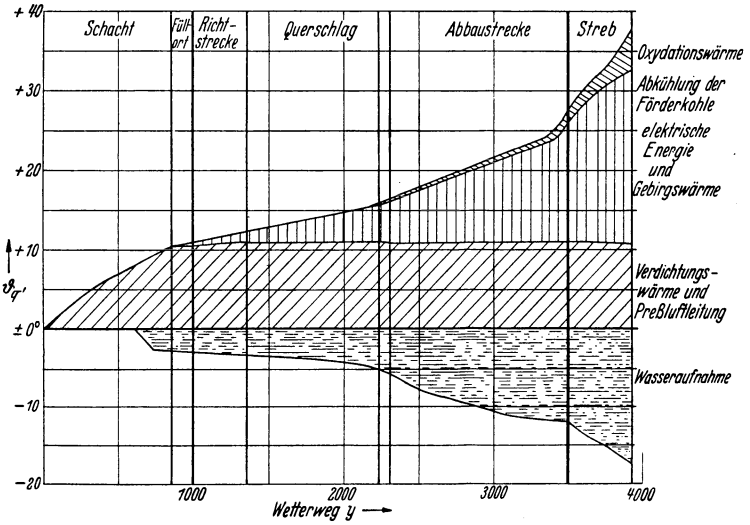


Abb. 467. Die Beeinflussung der Temperatur vom Einziehschacht bis zum Streb in einer Steinkohlengrube.

Mit Vorteil macht man bei der Feststellung der Grubentemperatur von ix-Diagrammen[1] Gebrauch, um erkennen zu können, ob eine Wärmeveränderung der Wetter auf Temperaturzunahme oder -abnahme oder auf Wasseraufnahme oder -abgabe zurückzuführen ist. Aus dieser Erkenntnis lassen sich Rückschlüsse über die zu ergreifenden Maßnahmen ziehen.

Bisweilen werden mit den Grubenbauen warme Quellen angefahren. Das warme Wasser kann, namentlich wenn es aus größerer Tiefe stammt, der Grube lange Zeit ununterbrochen neue Wärmemengen zuführen[2]. Nach Möglichkeit macht man sie durch Ableitung unter Wärmeschutz unschädlich.

[1] Näheres siehe: P. Weuthen: Das ix-Diagramm und seine Anwendung bei grubenklimatischen Untersuchungen. Glückauf 1954 S. 311.

[2] Patteisky, K.: Die thermalen Solen des Ruhrgebietes und ihre juvenilen Quellgase. Glückauf 1954 S. 1334 u. 1508.

83. — Die Wirkungen hoher Temperaturen auf den menschlichen Körper[1]. Im menschlichen Körper wird stets ein Überschuß an Wärme erzeugt, der um so größer ist, je mehr körperliche Arbeit der Mensch leistet. Es muß ein dauernder Ausgleich zwischen Wärmeentwicklung und Wärmeabfuhr stattfinden, der durch Verminderung der körperlichen Arbeit einerseits und durch Wärmeabgabe der Haut andererseits erfolgen kann. Ist eine genügende Wärmeabfuhr nicht möglich, so treten Wärmestauungen ein, die das Leben gefährden können. Die Wärmeabgabe des menschlichen Körpers durch Strahlung an benachbarte, kühlere Gegenstände spielt nur eine sehr geringe Rolle. Wichtiger kann die Überleitung der Wärme an die umgebende Luft sein, die um so wirksamer ist, je größer das Temperaturgefälle zwischen Körper und Luft und die dieses Temperaturgefälle aufrechterhaltende Wetterbewegung ist. Eine sehr erhebliche Wärmeabfuhr wird schließlich durch die Verdunstung bewirkt, die von der Trockenheit der Luft und der Wetterbewegung abhängig ist. Abb. 468 zeigt, in welchem Umfang Strahlung, Leitung und Verdunstung an der Wärmeabgabe beteiligt sein können. Für das Wohlbefinden und die Leistungsfähigkeit des Menschen sind also in erster Linie maßgebend die Temperatur, die relative Luftfeuchte und die Geschwindigkeit der Wetter, deren Zusammenwirken das Maß der Kühlwirkung der Luft bedingt.

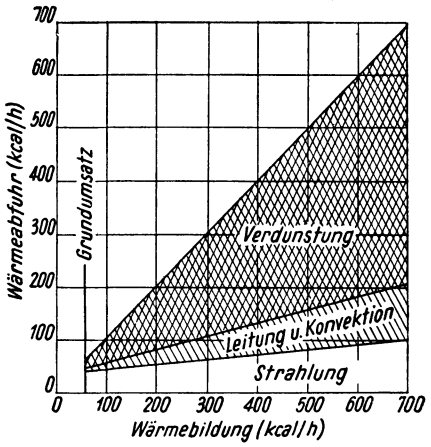


Abb. 468. Der Wärmeumsatz des Menschen bei zunehmender Arbeitsleistung.

84. — Beeinflussung der Wettertemperatur durch die Wettermenge. Es ist einleuchtend, daß eine Beziehung zwischen Wettermenge und Wettertemperatur besteht, und daß durch Vermehrung der Wettermenge deren Temperatur verringert werden kann, solange die Wetter kühler als die Grubenbaue sind. Batzel hat ein Verfahren entwickelt, mit dessen Hilfe die Höhe der Temperaturerniedrigung im einzelnen Fall berechnet werden kann[2]. Aus Abb. 469 geht z. B. hervor, daß eine Erhöhung der Wettermenge eines Strebes über 1000 m³/min keine wesentliche Erniedrigung der Wettertemperatur am Strebaustritt mehr herbeiführen kann. Eine Verringerung der Wettermenge unter 500 m³/min führt jedoch zu einem steilen Temperaturanstieg. Bei geringen Ausgangswettermengen ist also eine Wettervermehrung besonders wirksam.

---

[1] Lehmann, G.: Physiologische Arbeitsgestaltung. VDI 1952 S. 185; — ferner E. Linsel: Das Grubenklima. Glückauf 1951 S. 677.

[2] Batzel, S.: Die Ermittlung thermischer Werte in Grubenbauen und ihre Verwendung für die mathematische Lösung klimatischer Probleme. Dissertation Aachen 1951; — ferner S. Batzel: Verbesserung der Wetterführung durch Zubringerlüfter. Glückauf 1953 S. 12.

85. — Der Maßstab für die Kühlleistung der Wetter. Das Feuchtkugelgerät. Früher wurde die Kühlleistung der Wetter mit Hilfe des Katathermometers bestimmt. Ein brauchbarer Vergleich der Kühlleistung der Wetter unter verschiedenen klimatischen Bedingungen ist mit dem Katathermometer nicht möglich, da die Kühlwirkung der Wettergeschwindigkeit bei der Glasoberfläche des Kathathermometers und bei der menschlichen Haut verschieden ist.

Einen Fortschritt auf diesem Gebiet stellt das von der Wetterwirtschaftsstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse Bochum entwickelte *Feuchtkugelgerät*[1,2] dar. Das Gerät besteht aus einer hohlen Kupferkugel, die mit einem befeuchteten Überzug versehen ist, einem Widerstandsthermometer zum Messen der Oberflächentemperatur der Kupferkugel und aus einem entsprechend geeichten Kreuzspulgerät, an dem die „wirksame Temperatur" abgelesen wird (Abb. 470). Die „wirksame Temperatur" entspricht der Effektivtemperatur der Amerikaner (s. Ziff. 86), bei der die Strahlungseinflüsse mit erfaßt werden. Vor allem durch diese Tatsache unterscheidet sich die Feuchtkugel von dem Katathermometer.

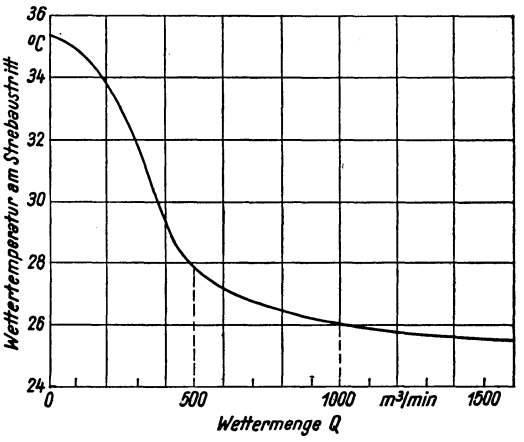


Abb. 469. Wettertemperatur am Strebaustritt in Abhängigkeit von der Wettermenge.

Das Feuchtkugelgerät berücksichtigt den Einfluß der Temperatur, der Wettergeschwindigkeit, der Strahlung, der Feuchte und des Luftdrucks in ihrer Gesamtwirkung auf das Klima und kommt so einem objektiven Wert sehr nahe. Völlig objektive Werte würde man erhalten, wenn man die Feuchtkugel so heizen könnte, daß die vom Gerät abgegebene Wärmemenge je Flächeneinheit den Verhältnissen des menschlichen Körpers entspräche. Es ist dieses jedoch bisher an der Unmöglichkeit der richtigen Bemessung der Heizleistung und der Schwierigkeit, die Heizeinrichtung schlagwettersicher zu machen, gescheitert.

86. — Die Effektivtemperatur und die Kühlwirkung der Wetter. Die von den Amerikanern eingeführte „effektive Temperatur" wurde durch Versuche ermittelt, indem in Klimakammern die einzelnen Faktoren des Klimas künstlich so geändert wurden, daß Versuchspersonen beim Übergang von einer Klimakammer in eine Kammer mit anderen klimatischen Bedingungen den Eindruck gleicher klimatischer Wirkung hatten. Die

[1] LINSEL: Das Grubenklima. Glückauf 1951 S. 677; — ferner W. HOFFMANN: Die Bedeutung der Wettertechnik für den Ruhrbergbau. Glückauf 1953 S. 891.

[2] WEUTHEN, P.: Die Entwicklung der Klimamessung im deutschen Bergbau. Glückauf 1955 S. 117.

effektive Temperatur stimmt mit der Celsiustemperatur bei der Wettergeschwindigkeit null und bei voller Sättigung überein, ist also kein Temperaturwert, sondern ein Klimagesamtwert.

Außer mit Hilfe des Feuchtkugelgerätes kann die wirksame Temperatur (° C eff.) durch Messung der Trocken- und Feuchttemperatur mit einem Psychrometer und durch Messung der Wettergeschwindigkeit mit einem Anemometer oder W-Messer bestimmt werden. Aus Schaubildern oder Leitertafeln kann die wirksame Temperatur dann entnommen werden.

Je nach der Art der Bekleidung und den den verschiedenen Klimazonen entsprechenden Menschenrassen gibt es verschiedene Darstellungen der wirksamen Temperatur. Auch spielt die Gewöhnung eine Rolle. Abb. 471

Abb. 470. Feuchtkugelgerät der Wetterwirtschaftsstelle, Bochum.

zeigt eine Leitertafel zur Ablesung der wirksamen Temperatur, die für Menschen mit entblößtem Oberkörper und für Bewohner der gemäßigten Zone gilt. Ein eingetragenes Beispiel unterrichtet über den Gebrauch der Tafel.

Ausgehend von den amerikanischen Versuchen wird der Klimawert im belgischen Steinkohlenbergbau nach einer Faustformel dadurch ermittelt, daß man 90% der gemessenen Feuchttemperatur und 10% der gemessenen Trockentemperatur in Grad Celsius zusammenzählt. Diese Summe stellt die belgische Effektivtemperatur dar. Sie gilt für bestimmte Klimaverhältnisse (Feuchten), wie sie im Steinkohlenbergbau des Campine-Gebietes vorliegen bei einer Wettergeschwindigkeit von 1—1,5 m/sek.

Eine große Rolle spielt auch der Sättigungsgrad der Luft mit Wasserdampf wegen seiner Rückwirkung auf den klimatischen Zustand eines Betriebspunktes. Dies zeigen folgende aus der Abb. 471 entnommene Zahlen:

Wirksame Temperatur °C	Trockentemperatur *a*, relative Feuchte *b*									
	a °C	*b* %	*a* °C	*b* %	*a* °C	*b* %	*a* °C	*b* %	*a* °C	*b* %
25	34,8	20	31,2	40	28,6	60	26,6	80	25,0	100
20	26,2	20	24,1	40	22,5	60	21,2	80	20,0	100

In der Aufstellung sind verschiedene Trockentemperaturen mit den dazugehörigen relativen Feuchten bei der Wettergeschwindigkeit null zusammen-

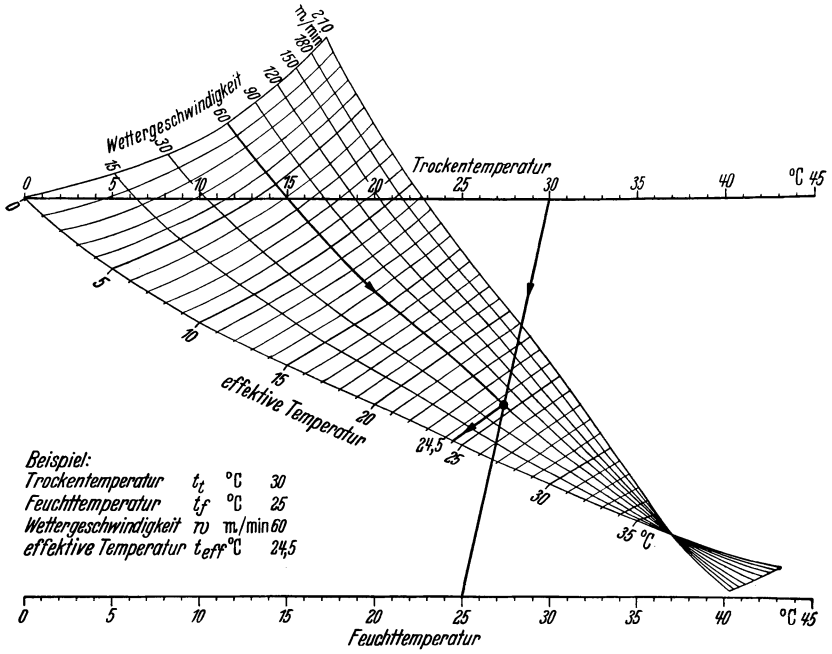


Abb. 471. Leitertafel zur Ermittlung der effektiven Temperatur.

gestellt, die für jede waagerechte Reihe die gleiche wirksame Temperatur und damit die gleiche Kühlwirkung bedeuten. Hieraus folgt, daß man durch Wasserverdunsten zwar die Trockentemperatur der Wetter wirksam herabkühlen, dagegen ihre Kühlwirkung nicht erhöhen kann.

Nach bisherigen Untersuchungen hat sich eine wirksame Temperatur von 27° C als günstiger Klimawert herausgestellt. Temperaturen von etwa 32° C eff. werden beschwerlich, solche von etwa 35° C eff. unerträglich. Andererseits tritt bei 18° C eff. meist ein deutliches Frostgefühl auf.

87. — Erkrankungen besonderer Art in warmen, trockenen Gruben[1]. In warmen, trockenen Gruben Englands, Südafrikas, Australiens und

[1] Moss: Some Effects of High Air Temperatures upon the Miners. Colliery Guard. 1923 S. 1359; — ferner Winkhaus: Gesundheitliche Einwirkungen hoher Wettertemperaturen. Glückauf 1924 S. 129.

Amerikas sind bei Trockentemperaturen von 37—39° C und Sättigungsgraden von nur 50—55% Krämpfe der Arm-, Bein- und Unterleibsmuskeln beobachtet worden, die der englische Physiologe HALDANE auf den hohen Verlust des Körpers an Chloriden infolge starker Schweißabsonderung zurückführte. Die Krämpfe wurden vermieden, wenn man den Leuten als Getränk Wasser mit etwa 2,6 g Kochsalz je Liter verabreichte. Weitere Versuche haben die besonders gute Wirkung einer Mischung des Salzzusatzes aus 6 Teilen Chlornatrium und 4 Teilen Chlorkalium (entsprechend dem Salzgehalt des Schweißes) ergeben. In deutschen Gruben sind solche Erkrankungen nicht bekanntgeworden, was mit den niedrigen Klimawerten der hiesigen Gruben und dementsprechend geringeren Schweißverlust der Bergleute erklärt werden kann. Der Schweißverlust beträgt bei uns 1—3 kg, in Sonderfällen bis zu 6 kg je Schicht, während in Südafrika bis 8 und 10 kg festgestellt wurden.

88. — Die künstliche Kühlung der Grubenwetter durch Wasser und Druckluftmaschinen. Außer durch Vermehrung der Wettermenge hat man vielfach heiße Gruben durch künstliche Mittel abzukühlen vorgeschlagen und versucht[1]. Häufig hat man die Kühlwirkung des Wassers hierfür benutzt, indem man das Wasser in fein verteilter Form in den Luftstrom einspritzte. Zunächst können durch die Wasserverdunstung in trockener Luft erhebliche Wärmemengen gebunden werden. Freilich wird hierdurch die Kühlwirkung der Luft nicht erhöht (Ziff. 86); es wird aber immerhin die Trockentemperatur vermindert und so gegebenenfalls die von den deutschen Bergbehörden einstweilen noch für die unverkürzte Arbeitsschicht geforderte Bedingung erfüllt, wonach in Steinkohlenzechen eine Trockentemperatur von 28° und auf Kaligruben, deren Wetter sehr trocken zu sein pflegen, eine solche von 30° bei sechsstündiger und 35° bei vierstündiger Arbeitszeit nicht überschritten werden darf. Ist das Wasser kälter als der Luftstrom, so spielt aber auch die unmittelbare Kühlung durch Wärmeaustausch zwischen Wasser und Luft eine um so erheblichere Rolle, je größer der Temperaturunterschied und die zur Wirkung kommende Wassermenge sind. Tatsächlich hat man häufig durch Einbau von Wasserbrausen die Temperatur beträchtlich herabkühlen können.

Wo kaltes Wasser in genügender Menge zur Verfügung steht, kann man die Wasserverdunstung ausschließen, indem man es durch Kühlkörper schickt, die von der Luft bestrichen werden. Auf Zeche Radbod hatte man im Füllort und anschließenden Hauptquerschlag Berieselungsrohre als Kühlschlangen eingebaut und durch sie kühles Leitungswasser im Gegenstrom geführt.

Mit gutem Erfolg hat man einzelne Teilströme, die durch frisch erschlossenes Gebirge geführt und deshalb allzu stark erwärmt wurden, durch Anwendung von Wärmeschutzmitteln kühl zu halten versucht.

So einfach und verhältnismäßig billig diese Maßnahmen sind, so sind sie doch nur von geringer oder örtlicher Wirkung oder sie setzen bei Benutzung der Kühlwirkung durch Wasserverdunstung die relative Feuchte

[1] HERBST, FR.: Über die Wärme in tiefen Gruben und ihre Bekämpfung. Glückauf 1920 S. 419; — ferner WINKHAUS: Die Bekämpfung hoher Temperaturen in tiefen Steinkohlengruben. Glückauf 1922 S. 613; — ferner M. STAPF: Versuche mit künstlicher Grubenkühlung auf der Zeche Radbod. Glückauf 1925 S. 661.

in unerwünschtem Maße in die Höhe. Bei Vordringen in größere Teufen wird man sich daher zu kräftiger wirkenden Maßnahmen entschließen müssen. Einige Gedanken über deren Art seien hier geäußert:

Das Wärmegefälle von in einer Kraftmaschine sich entspannender Druckluft bleibt bis auf die Reibungsverluste in den Maschinen selbst erhalten, wenn die Arbeitsmaschine z. B. Wasser hebt, also eine Pumpe ist, oder ein Generator, dessen Strom nicht in der gleichen Wetterabteilung verbraucht wird. Die ausströmende kalte und trockene Druckluft kann infolgedessen bei Durchmischung mit den einziehenden Wettern zu deren Abkühlung verwandt werden. Hierbei ist es eine Frage für sich, ob die ausgeströmte Druckluft dem Wetterstrom im ganzen beigemengt oder in isolierten Rohrleitungen bis zu einzelnen Betriebspunkten geleitet wird. Die abkühlende Wirkung der Wasseraufnahme durch die Wetter kann ausgenutzt werden, wenn die Erhöhung der Feuchttemperatur in den Einziehwegen eine bestimmte Grenze nicht überschreitet und die Wetter noch ungesättigt in die Baue kommen. Dieses ist möglich bei mehr oder weniger starker Vortrocknung der gesamten Wetter oder einer Teilmenge, wobei wieder zu entscheiden wäre, ob diese Trocknung über Tage oder unter Tage zu erfolgen hat.

89. — Wetterkühlung durch über Tage aufgestellte Kühlmaschinen. Eine andere Möglichkeit besteht in der Anwendung besonderer, über Tage aufgestellter Kühlmaschinen[1].

Deren Aufgabe ist es, einem Kälteträger, wie Wasser oder Lauge, immer wieder die Wärme zu entziehen, die er in Kühlkörpern aufgenommen hat, an denen die zu kühlenden Wetter vorbeistreichen.

Bei Aufstellung der Kühlmaschinen über Tage werden die gesamten Einziehwetter oder nur ein Teilstrom gekühlt. Dabei wird die Kühlung der Wetter entweder an der Rasenhängebank oder nach Zwischenschalten eines Kälteträgers, der durch Rohrleitungen in die Grube geführt wird, in der Grube vorgenommen. Im letztgenannten Falle handelt es sich meist um die Kühlung eines Teilstromes. Diese kann auch von einer unter Tage aufgestellten Kühlmaschine erfolgen. Welcher Aufstellungsort einer Kühlmaschine zur Kühlung eines Teilstromes gewählt wird, hängt von der Leistung und Größe der Kühlmaschine, von der Entfernung des zu kühlenden Betriebspunktes vom nächsten Schacht, von der Teufe und von den Klimaverhältnissen unter Tage ab[2]. Je größer die Kühlmaschine, je geringer die Entfernung des Betriebspunktes zum nächsten Schacht und je geringer die Teufe ist, desto eher empfiehlt sich die Aufstellung der Kühlmaschine über Tage. Auch ist die Isolierung der Kälteträgerleitung von über Tage her bei hoher Trockentemperatur und geringer Feuchte schwieriger als bei niedriger Trockentemperatur und höherer Feuchte.

Nachdem die Kühlung des Gesamtwetterstromes schon in einige amerikanische, südafrikanische und indische Gruben Eingang gefunden hat[3], wird

[1] Fritzsche, H.: Heutiger Stand und Zukunftsmöglichkeiten der Wetterkühlung in heißen Gruben. Glückauf 1940 S. 149.

[2] Schubert, E.: Aufbau und Einsatz von Wetterkühlmaschinen im Grubenbetrieb. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 540.

[3] Hagen, W.: Bergbau in sehr großer Teufe in Südafrika und Indien. Glückauf 1951 S. 63.

es neuerdings auch auf den belgischen Steinkohlengruben Les Liégeois bei Zwartberg und Rieu de Coeur bei Charleroi angewandt[1]. Der Vorteil dieser über Tage aufgestellten Klimaanlagen ist, daß Ammoniak zur Kälteerzeugung verwandt und die Verdichtungswärme leicht abgeführt werden kann. Bemerkenswert ist der Einfluß der Wetterkühlung auf den Energiebedarf der Wetterführung, wie er im indischen Bergbau beobachtet wurde. Durch die ständige Kühlung der Einziehwetter bildete sich im Einziehschacht ein Kühlmantel, der den natürlichen Wetterzug so verstärkte, daß der Energiebedarf an den Hauptlüftern zurückging. Auf der tiefsten Grube der Erde, der Ooregum-Grube in Indien (2858 m), war es nach einigen Jahren der Wetterkühlung sogar möglich, auf Lüfter über Tage ganz zu verzichten und nur mit dem natürlichen Wetterzug zu arbeiten.

Ein Nachteil der Übertragung der Kühlwirkung durch den Gesamtwetterstrom liegt wegen der Wärmeaufnahme der Wetter auf ihrem Einziehweg in der geringen Kühlwirkung vor Ort. Die hohen Kühlleistungen, die im Bereich von 0,9 bis 3,6 Mio kcal/h liegen, bedingen auch hohe Anlage- und Betriebskosten.

90. — Wetterkühlung durch unter Tage aufgestellte Kühlmaschinen. Als Kältemaschinen können unter Tage Kaltluftmaschinen und Kaltdampfmaschinen benutzt werden.

Bei den *Kaltluftmaschinen* ist wieder zu unterscheiden zwischen solchen, die nur mit der unter Arbeitsleistung expandierenden Druckluft kühlen (vgl. a. Ziff. 88), und Maschinen, bei denen die Grubenwetter selbst unter Arbeitsleistung zur Expansion gebracht werden, wie es z. B. bei der von der GHH gebauten atmosphärischen Kältemaschine der Fall ist[2].

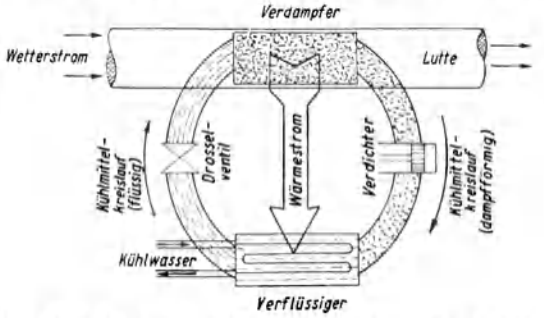


Abb. 472. Schema des Kreisprozesses bei einer Wetterkühlmaschine (Kaltdampfmaschine).

Die heute ausschließlich benutzten *Kaltdampfmaschinen* arbeiten im Kreislauf mit einem Kältemittel (Abb. 472), das, ähnlich dem Kälteerzeuger beim Gefrierschachtverfahren (vgl. Band II), vom Verdichter auf einen bestimmten Druck verdichtet, vom Verflüssiger durch Kühlung vom gas-

[1] Houberechts, A.: Les installations frigorifiques dans les charbonnages belges. Rev. Prat. Froid 1952 Nr. 7 u. 8. Le réfrigération des Chantiers miniers profonds en Belgique. Rev. Quest. Scient. Serie V, Bd. XII (1951) S. 561/85; — ferner Ch. Hanot: L'amélioration des conditions atmosphériques dans les exploitations charbonnières à grande profondeur. Rev. univ. Mines 1952 S. 461/88.

[2] Näheres siehe G. Moebius: Wettertechnik und Klimatisierung. Die Bergbauwissenschaften 1954 S. 370.

förmigen in den flüssigen Aggregatzustand übergeführt und durch ein Drosselventil geschickt wird. In diesem Ventil entspannt sich das Kältemittel und tritt in einen Verdampfer ein, wo es bei tiefer Temperatur verdampft. Die dazu notwendige Wärmemenge wird den Wettern entzogen, die das Kühlrippensystem des Verdampfers durchströmen. Durch die Abkühlung wird häufig der Taupunkt der Wetter unterschritten, was zu Wasserausscheidungen führt. Diese Trocknung der Wetter ist sehr erwünscht und führt zu einer Verbesserung der klimatischen Bedingungen in dem betreffenden Betriebspunkt. Ist noch ein Kälteträger vorhanden, z. B. bei den ortsfesten Kühlmaschinen, so wird diesem im Verdampfer die Wärme entzogen, die er in dem eigentlichen Wetterkühler von den Wettern aufnimmt. Als Kältemittel kommen für den Untertagebetrieb ausschließlich Frigene, das sind Chlor-Fluor-Verbindungen der ersten Glieder der Paraffinreihe, in Betracht.

Gegenüber dem verhältnismäßig einfachen Aufbau, der leichten Wartung und den geringen Anschaffungskosten der Kaltluftmaschinen haben die Kaltdampfmaschinen einen wesentlich geringeren Energiebedarf, so daß nur sie für größere Leistungen, wie sie heute gefordert werden, in Betracht kommen.

Die unter Tage aufgestellten Kühlmaschinen ermöglichen die Kühlung von Teilwettermengen, die der Bewetterung von Streckenvortrieben, Abbaubetriebspunkten oder einer oder mehrerer Bauabteilungen dienen. Meist handelt es sich dabei um die Kühlung sonderbewetterter Betriebspunkte, aber auch kleiner Abbaubetriebe durch ortsbewegliche Kühlmaschinen. Von diesen Maschinen sind die ortsfesten Kühlanlagen zu unterscheiden, bei denen nur die eigentlichen Wetterkühler beweglich sind und dem Betriebspunkt folgen. Diese Anlagen eignen sich für größere und auch mehrere Abbaubetriebspunkte. Auf der Zeche Lohberg, Dinslaken, ist eine derartige von Brown, Boveri und Cie., Mannheim, gebaute ortsfeste Anlage mit Kreiselverdichter von 660000 kcal/h Kälteleistung, ein sogenannter Frigiblock, zur Klimatisierung von zwei bis drei Streben seit kurzem in Betrieb[1]. Von dieser Anlage wird eine Wettermenge von 17000 m³/min von rd. 22° C auf rd. 11° C gekühlt. Auf der bereits genannten Zeche Les Liégeois dient eine Anlage geringerer Leistung (350000 kcal/h) zur Kühlung eines Strebs.

Der Aufbau einer ortsbeweglichen Wetterkühlmaschine der Firma Wende & Malter, Witten-Annen, ist in Abb. 473 dargestellt; Abb. 474 zeigt die Ansicht einer derartigen Maschine. Diese Maschinen sind mit einem Druckluft- oder Elektromotor ausgestattet und erzeugen Kälteleistungen zwischen 10000 und 90000 kcal/h je nach Größe. Die Antriebsleistung schwankt zwischen 6 und 21 kW, der Kühlwasserverbrauch beträgt bei einer Kälteleistung von 30000 kcal/h 3—5 m³/h, bei einer Kälteleistung von 90000 kcal/h etwa 10 m³/h. Die kleinste Maschine für eine Kälteleistung von 10000 kcal/h wird mit ungekühlten Wettern gekühlt, ist also nicht an das Vorhandensein von Kühlwasser gebunden.

[1] Hoffmann, W.: Die Bedeutung der Wettertechnik für den Ruhrbergbau. Glückauf 1953 S. 891.

Da diese Maschinen gewöhnlich in den Strecken aufgestellt werden, sind sie verhältnismäßig lang und schmal gebaut. Ihre Breite beträgt 0,80 m, die Höhe 1,60 m und die Länge 2,60—3,20 m. Die Maschine ist in der Mitte teilbar, um einen Transport auch auf kleinen Blindschachtkörben zu ermöglichen. In den Strecken kann die Maschine mit Hilfe einer Lokomotive oder eines Haspels verfahren werden.

Grundsätzlich ist bei den Kältemaschinen der elektrische Antrieb wesentlich wirtschaftlicher als der Druckluftantrieb, jedoch werden die höheren Energiekosten der letztgenannten Antriebsart zum Teil dadurch ausgeglichen, daß die aus dem Druckluftmotor austretende Kaltluft zum Unterkühlen des flüssigen Kältemittels benutzt oder den gekühlten Wettern zugesetzt werden kann. Dadurch wird die erzielbare Kälteleistung der Kühlmaschine erhöht.

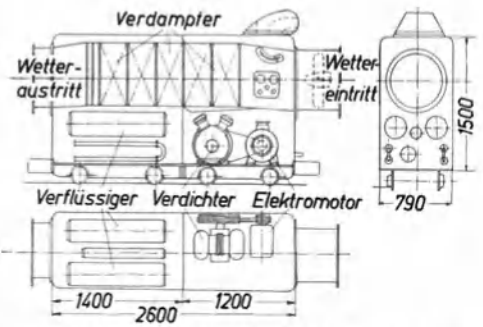


Abb. 473. Aufbau einer Wetterkühlmaschine der Firma Wende u. Malter, Witten-Annen.

Da die Kälteleistung der Maschine sich nach den klimatischen Verhältnissen des jeweiligen Betriebspunktes richtet, ist eine Regelbarkeit der

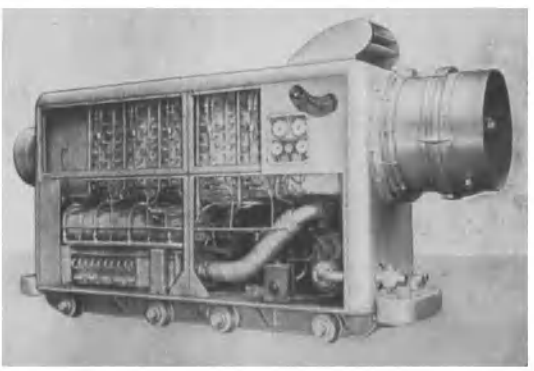


Abb. 474. Fahrbare Wetterkühlmaschine der Firma Wende und Malter, Witten-Annen.

Maschine sehr erwünscht. Das kann durch Verändern der durch den Kühler strömenden Wettermenge mit Hilfe einer Ablenkklappe (s. Abb. 474), die einen mehr oder weniger großen Teil der Wettermenge in der Wetterlutte abzweigt und an der Kühlmaschine vorbeiströmen läßt. Das führt jedoch zu einer Verschlechterung des Wirkungsgrades, auch wenn der Kältemittelumlauf gedrosselt wird[1]. Eine wirtschaftlichere Art der Regelung besteht in der Veränderung der Verdichterdrehzahl, wodurch sich die Kälteleistung

[1] Schubert, E.: Aufbau und Einsatz von Wetterkühlmaschinen im Grubenbetrieb. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 540.

und auch der Leistungsbedarf des Verdichters und die Kühlwassermenge verändern. Die Regelung der Verdichterdrehzahl läßt sich mit einem Druckluftmotor besser erreichen als mit einem Elektromotor.

Die Betriebskosten für eine Wetterkühlmaschine mit einer Kälteleistung von 30000—40000 kcal/h belaufen sich bei elektrischem Antrieb auf etwa 85—90 DM/Tag, bei Druckluftantrieb auf etwa 125—130 DM/Tag ohne Berücksichtigung der elektrischen Kabel und Schalteinrichtungen oder der Druckluftleitungen.

91. — Beispiele von Wetterkühlanlagen. Den Aufbau einer Strebkühlanlage mit ortsfester Kältemaschine veranschaulicht Abb. 475. Die meist im Querschlag untergebrachte Kältemaschine (Frigiblock) enthält den Verdichter, den Verdampfer und den Verflüssiger. Der Kälteträger, meist Wasser, wird in isolierten Rohrleitungen dem beweglichen Wetterkühler *2* zugeführt, der aus einem Wärmeaustauscher, einem Lüfter und einem Luftfilter besteht. Die Wetter werden von dem Wetterkühler ohne Verwendung von Lutten in die Abbaustrecke ausgeblasen und gelangen von dort in den Streb.

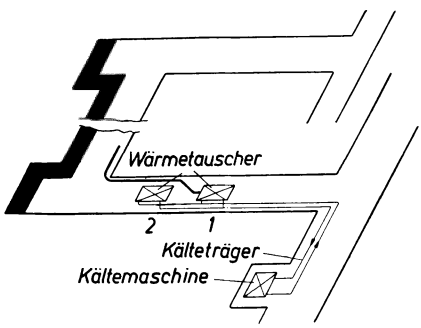


Abb. 475. Schematische Darstellung einer Strebkühlanlage.

Nach diesem Prinzip ist die Strebkühlanlage auf der Zeche „Les Liégeois" aufgebaut. Die Kältemaschine steht auf der 1010-m-Sohle in einem besonderen Maschinenraum etwa 1000 m vom Schacht entfernt. Durch ihre Kälteleistung von 350000 kcal/h wird das als Kälteträger dienende Wasser von etwa 13° auf 5° abgekühlt. Im Wetterkühler nimmt das Wasser die entsprechende Wärmemenge aus den Wettern auf. Der etwa 10 t wiegende Kühler wird mit dem Vorrücken des Strebs alle 40—50 m vorverlegt. Er ist so ausgelegt, daß er 9,5 m³ Luft/sek von 32° C und 70% relative Feuchte auf 17° C mit voller Sättigung abkühlen kann.

Findet eine übermäßige Wiedererwärmung der Wetter bei ihrem Durchgang durch den Streb statt, so empfiehlt es sich, die in einem zweiten Wetterkühler (*1* in Abb. 475) gekühlten Wetter durch eine Luttenleitung bis etwa in die Mitte des Strebs zu leiten. Dem Vorteil der gleichmäßigeren Kühlung des Strebes stehen die Nachteile des Platzbedarfes für die Lutte im Streb und der zusätzlichen Energiekosten für den Luttenlüfter gegenüber.

Es ist auch möglich, einige kleine Wetterkühler in den Streb zu stellen, um eine gleichmäßige Kühlwirkung zu erzielen. Von großem Nachteil ist dabei die Notwendigkeit, die Strebkühler und die Rohrleitungen täglich vorzurücken.

Schließlich sei an einem Beispiel die Kühlung eines Streckenvortriebes geschildert. Die erste ortsbewegliche Kühlmaschine war für diesen Zweck auf der Zeche Neumühl in 770 m Teufe in einem Abbaustreckenvortrieb mit einem Ausbruchquerschnitt von 16 m² eingesetzt[1]. Die Kühlmaschine mit einer Kälteleistung von 30000 kcal/h stand im Durchschnitt etwa 50—60 m hinter der Ortsbrust. Sobald sie etwa 80 m zurücklag, wurde sie aus dem blasenden Luttenstrang herausgenommen, auf einem fliegenden Gestänge vorgefahren und in einer Entfernung von etwa 30 m hinter dem Ort in den Luttenstrang wieder eingebaut. Etwa die Hälfte der ankommenden Frischwettermenge von 120 m³/min wurde gekühlt und verließ die Kaltwetterlutte in einer Entfernung von etwa 12 m vom Ort entfernt mit einer Temperatur von oberhalb 23° C, da Wetter unter 23° C von der Ortsbelegschaft als unangenehm empfunden wurden. Die Temperatur

[1] Middendorf, H.: Wetterkühlung im Grubenbetrieb. Bergfreiheit 1951, S. 11. — H. W. Peupelmann: Erfahrungen mit dem Ruhrstahl-Gruben-Wetterkühler. Bergbau-Rdsch. 1952 S. 76.

an der Ortsbrust belief sich auf 25—26° und stieg auch dann nicht über 28° C, wenn die Kühlmaschine 80 m zurückstand. Mit Hilfe der Kühlmaschine war es möglich, von der verkürzten Schicht wieder auf die normale Schichtzeit überzugehen und einen Leistungsabfall von 22% wieder auszugleichen.

Interessant ist ferner die Beobachtung, daß die vor der Klimatisierung mit 33—34° C ankommenden Frischwetter einige Zeit nach Inbetriebnahme des Kühlers eine um etwa 2° geringere Temperatur aufwiesen. Das war auf den Wärmeaustausch zwischen den Frischwettern und den kühleren Abwettern sowie auf das allmähliche Auskühlen der Strecke zurückzuführen.

III. Die Bewegung der Wetter.

A. Der Wetterstrom und seine Überwachung.

92. — Das Wesen des Wetterstromes. Für die Bewetterung eines Grubengebäudes muß ein ununterbrochen fließender *Wetterstrom* erzeugt werden. Das Grubengelände muß hierfür mindestens *eine* einziehende und *eine* ausziehende Tagesöffnung haben. Von der einen bis zur anderen soll der Strom einen bestimmten vorgeschriebenen Weg benutzen. Denjenigen Teil des Stromes, der zwischen der einziehenden Tagesöffnung und den Abbaubetrieben liegt, nennen wir den *einziehenden Strom*, dagegen die Fortführung bis zur zweiten Tagesöffnung den *ausziehenden*.

Die Bewegung der Luft oder der Wetterzug geht wie jede Bewegung eines Körpers hervor aus der Störung des Gleichgewichts. Der Wetterstrom fließt also, weil die Luftspannung auf dem ganzen Wege sinkt oder weil ein Druckgefälle, ähnlich dem Gefälle eines Flusses, besteht. Sorgt man dafür, daß die Gleichgewichtsstörung oder der Druckunterschied in dem Wetterstrom dauernd bestehen bleibt, so dauert auch der Wetterzug an, da die Luft ununterbrochen das Gleichgewicht wiederherzustellen sucht.

93. — Saugende und blasende Bewetterung. Die für die Wetterbewegung notwendige Störung des Gleichgewichtes kann durch Erzeugung eines Unterdruckes = Depression an der Ausziehöffnung oder eines Überdruckes = Kompression an der Einziehöffnung erfolgen. In dem einen Fall liegt saugende, im anderen blasende Bewetterung vor. Bei saugender Bewetterung muß der Lüfter zur Erzeugung des Unterdruckes an die Ausziehöffnung, bei blasender Bewetterung zur Erzeugung des Überdruckes an die Einziehöffnung angeschlossen sein.

Für die Hauptbewetterung wird, zumal auf Steinkohlengruben, der saugenden Bewetterung der Vorzug gegeben. Der Grund hierfür ist folgender: Da die tiefste Sohle in der Regel die Fördersohle ist, müssen bei der allgemein üblichen Aufwärtsführung der Wetter diese infolgedessen durch den tiefsten Schacht, den Förderschacht, einziehen. Bei blasender Bewetterung müßte alsdann der Förderschacht mit einem Lüfter versehen werden, was nur unter Zuhilfenahme von Schleusenvorrichtungen für die Förderkörbe möglich wäre. Der einziehende Förderschacht eignet sich infolgedessen schlecht zur Aufstellung eines Lüfters. Er wird daher an einen Ausziehschacht angeschlossen, der gar nicht oder nur aushilfsweise der Förderung dient und zudem nur bis zur ausziehenden Sohle, der Wettersohle, zu reichen braucht. An der Ausziehöffnung einer Grube ist bei aufwärts ge-

richteter Wetterführung jedoch nur ein saugender Lüfter möglich. Aus den gleichen Erwägungen ist bei abfallender Bewetterung ein blasender Lüfter zweckmäßig.

Zu beachten ist, daß die Verdichtung der Wetter bei blasender Bewetterung eine Erhöhung der Temperatur verursacht (vgl. Ziff. 75), während der Unterdruck bei saugender Bewetterung eine Verringerung der Temperatur nach sich zieht. Bei einer Druckänderung um etwa 125 kg/m² kann

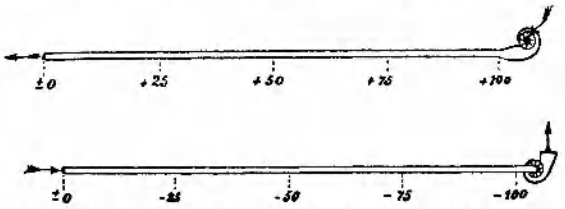


Abb. 476. Schema des Druckgefälles bei einem Wetterstrom.

bei adiabatischer Zustandsänderung mit einer Temperaturänderung von rd. 1° C gerechnet werden.

Anders ist es dagegen bei der Sonderbewetterung von nicht durchschlägigen, also an die Hauptbewetterung in der Regel nicht angeschlossenen Strecken, Aufhauen u. dgl. mit Hilfe an Lutten angeschlossener Lüfter. Hier ist saugende und blasende Bewetterung verbreitet. Näheres hierüber s. Ziff. 180 (S. 681).

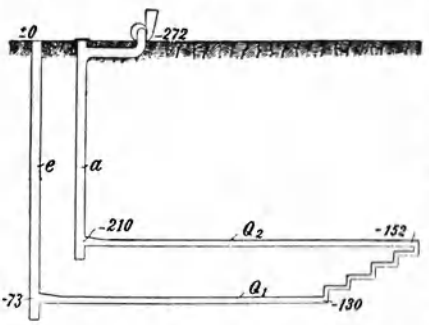


Abb. 477. Schema des Druckgefälles der Grubenbewetterung. Zahlen in kg/m².

Wie ein durch Erzeugung von Depression und Kompression hervorgerufenes Druckgefälle in einem durch einen Luttenstrang geführten Wetterstrom verläuft, ist in Abb. 476 schematisch dargestellt. Bei beiden Bewetterungsarten ist der absolute und damit der Gesamtdruck an der Einziehöffnung am größten und nimmt nach der Ausziehöffnung allmählich ab, und zwar bei blasender Bewetterung bis auf den äußeren Barometerdruck b, bei saugender bis auf den um die Depression verminderten Barometerdruck ($b - \Delta P$). Außer dem absoluten Druck müssen aber auch der Unter- oder Überdruck (ΔP) für sich betrachtet werden. Der absolute Druck ist bei blasender Bewetterung an der Einziehöffnung hinter dem Lüfter am größten, während er bei saugender Bewetterung hier den Wert Null und an der Ausziehöffnung vor dem Lüfter den Höchstwert erreicht. Wegen ihrer meist geringen Werte werden die Druckunterschiede außer in mm QS in kg/m² oder in mm WS (1 mm QS = 13,6 mm WS) angegeben, was auch deshalb bequem ist, weil 1 mm WS dem Druck von 1 kg/m² entspricht.

Die Verhältnisse einer Grubenbewetterung liegen, wie Abb. 477 erkennen läßt, grundsätzlich ähnlich wie bei der saugenden Wetterführung durch einen Luttenstrang. Der vom Lüfter erzeugte Unterdruck ist am Wetter-

kanal am größten (hier 272 kg/m²) und ist an der Mündung des einziehenden Schachtes ± 0. Im übrigen verteilt sich der Unterdruck freilich nicht so gleichmäßig auf die Länge des Wetterweges wie in einer überall gleich weiten Rohrleitung. In der Abb. 477 ist das stärkste Gefälle für die Schächte (*e*, *a*) angenommen, es beträgt für diese $73 + 62 = 135$ kg/m², für die Querschläge (Q_1, Q_2) $57 + 58 = 115$ kg/m² und für die Abbaue 22 kg/m².

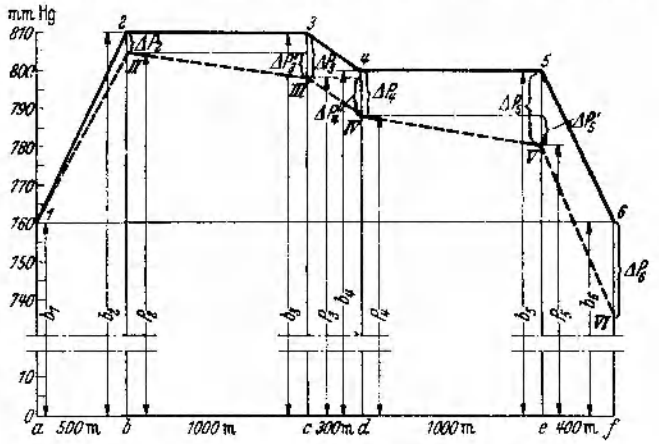


Abb. 478. Auswirkung des Druckgefälles einer Grubenbewetterung gegenüber dem barometrischen Luftdruck (*a*—*b* u. *e*—*f*: Schächte, *b*—*c* u. *d*—*e*: Querschläge, *c*—*d*: Abbau).

Das Gefälleverhältnis erscheint bei allen nicht söhlig verlaufenden Grubenbauen verschleiert, da der Druck der Luftsäule sich z. B. in einem Schacht oder Aufhauen schon allein auf Grund der wechselnden Teufenverhältnisse ändert und daher das Gefälle nicht unmittelbar in Erscheinung treten läßt. Trotzdem ist auch hier ein Gefälle vorhanden, da der bei fließendem Wetterstrom jeweils gemessene Luftdruck geringer als in ruhenden Wettern ist. Abb. 478 zeigt in der ausgezogenen Linie *1-2-3-4-5-6* die Druckverhältnisse, wie sie sich bei Stillstand der Wetterführung in einer Grube ergeben würden, deren Fördersohle in etwa 500 m Teufe und deren Wettersohle 100 m höher liegt. Nach Ingangsetzen des Lüfters würde sich infolge des sich herausbildenden Druckgefälles der Luftdruckverlauf in die gestrichelte Linie *I-II-III-IV-V-VI* verschieben. In dem angenommenen Beispiel wäre der gesamte vom Lüfter erzeugte Unterdruck (ebenso wie in Abb. 477) 272 kg/m².

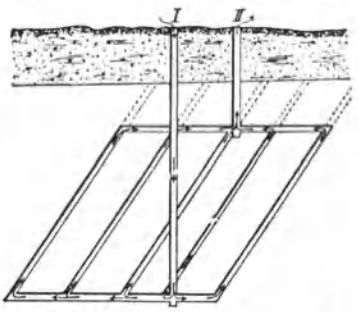


Abb. 479. Schema der aufsteigenden Wetterführung.

94. — Aufsteigende und abfallende Bewetterung. Das Wesen der heute allgemein üblichen aufsteigenden Bewetterung besteht darin, daß man die Wetter auf dem kürzesten Wege auf die tiefste Sohle bringt und sie von dort aufwärts durch die zu bewetternden Grubenbaue führt (Abb. 479;

vgl. auch die farbige Tafel am Schluß dieses Bandes). Bei der abfallenden Bewetterung nehmen die Wetter den umgekehrten Weg.

Der Grund für die allgemeine Verbreitung der aufsteigenden Wetterführung ist in der Meinung zu sehen, daß Methan, da es leichter als Luft ist, durch einen in gleicher Richtung, also von unten nach oben, sich bewegenden Wetterstrom am besten fortgespült werden kann. Hiermit ist auch das Verbot der abfallenden Bewetterung durch die Bergbehörde begründet, wenn das Einfallen 9° übersteigt. Auf holländischen Zechen durchgeführte Versuche haben jedoch ergeben, daß das Grubengas von Stellen niedrigen Unterdrucks zu Stellen höheren Unterdrucks abwandert, es also auch gegen die Richtung seines natürlichen Auftriebes fortgespült werden kann[1], wenn der durch den Lüfter verursache Druckunterschied größer als der Auftrieb des CH_4-Luft-Gemisches ist. Nach neuen Erfahrungen ist die Durchspülung der Firste bei abfallender Wetterführung besser als bei aufsteigender, so daß die gründliche Durchmischung des Grubengases mit den Wettern in allen normalen Fällen Anlaß zur Bevorzugung der abfallenden Bewetterung sein dürfte. Bei CO_2-Ausströmung ist dagegen die aufsteigende Bewetterung günstiger[2].

Nachteilig bei der aufsteigenden Wetterführung ist allerdings die infolge der höheren Gebirgswärme in größeren Teufen stärkere Erwärmung der Wetter. Diese gelangen daher mit höherer Temperatur in die Grubenbaue, als wenn sie diesen über eine obere Sohle zugeführt würden. Ein weiterer, besonders in Großbetrieben der steilen Lagerung fühlbarer Nachteil ist die größere Staubentwicklung, wenn Wetterstrom und Förderung — wie es bei aufwärts gerichteter Wetterführung in der Regel der Fall ist — entgegengesetzt gerichtet sind. Beide Nachteile lassen sich durch abwärts gerichtete Wetterführung vermeiden. Man wird sie aus diesem Grunde und auch wegen der Vorteile, die sie außerdem bietet, sicherlich auf Gruben, die mit klimatischen Schwierigkeiten zu kämpfen haben, in Zukunft häufiger anwenden, als es zur Zeit der Fall ist.

Als solche Vorteile sind zu nennen: Bei abfallender Bewetterung gelangen die Wetter in den Bereich zunehmender Gebirgstemperaturen. Sie nehmen daher mehr Wärme und absolut auch mehr Feuchtigkeit auf als ein aufsteigender Wetterstrom, der in immer kühlere Zonen gelangt und deshalb die in den Wettern mitgeführte Wärme an das Gebirge abgeben kann. Dem abfallenden Wetterstrom ist das bei unausgekühlter Untersohle nicht möglich. Er erfährt zudem auf Grund der zunehmenden Teufe eine weitere Erwärmung in Form der Verdichtungswärme (s. Ziff. 75), während der aufsteigende Wetterstrom aus dem gleichen Grunde abgekühlt wird. Der natürliche Auftrieb der Wetter in den Schächten kann somit bei abfallender Wetterführung verstärkt werden. Durch diesen Druckgewinn wird sich der Wirkungsgrad der Wetterführung in der Grube (s. Ziff. 120) verbessern. Darüber hinaus werden bei regelbaren Lüftern Energieeinsparungen zumindest während der kälteren Monate des Jahres möglich sein.

---

[1] Wijffels, F. C. M.: Stijgende en dalende ventilatie. Geologie en Mijnbouw 1940 S. 233.

[2] Linsel, E.: Stand und Entwicklungsrichtung der Grubenbewetterung. Habilitationsschrift, TH Aachen 1950.

Bei abfallender Bewetterung wird das Gebirge in Richtung auf die zukünftigen tieferen Grubenbaue ausgekühlt, ohne daß der einmal gewonnene Kältemantel wieder angewärmt wird, wie dies bei der aufsteigenden Wetterführung geschieht. Bei ihr wird jede ausgekühlte Einziehsohle, wenn sie später nach Tieferlegen der Fördersohle die Aufgaben der (ausziehenden) Wettersohle übernehmen muß, wieder wärmer, da ihr die Abwetter der Abbaubetriebe mit dem von ihnen aufgenommenen Wärmeinhalt zugeführt werden. Der Kältemantel wird also nutzlos aufgezehrt. Für den Betriebsablauf ist es dagegen bei abfallender Bewetterung günstig, daß die Wetter stetig zur Kühlung herangezogen werden und nicht sprunghaft wie bei der mehrmonatigen Vorkühlung einer neuen Einziehsohle — was bei aufsteigender Wetterführung unumgänglich ist. Zudem sind die Abwetter einer solchen in Auskühlung begriffenen, noch nicht fördernden Sohle für andere Abbaue nicht nutzbar und erhöhen den Anteil der „Sonstigen Ströme", die bis zu 50% als nutzlose Wettermengen zu bezeichnen sind. Diese Erhöhung steigert den Energieaufwand des Lüfters und verschlechtert den Wirkungsgrad der Wetterführung für die Zeit der Auskühlung der neuen tieferen Sohle.

Zugunsten der abfallenden Wetterführung sprechen aber noch weitere Vorteile klimatischer Art. Bei der aufsteigenden Bewetterung treffen die gesamten Einziehwetter auf die Gesteinswärme der tiefsten Sohle. Hinzu kommt die Kompressionswärme und, wenn die tiefste Sohle Hauptfördersohle ist, die Oxydationswärme der geförderten Kohle sowie die Maschinenwärme der Fördermittel. Da die Wasserzuflüsse, soweit sie nicht auf höheren Sohlen abgefangen werden können, am tiefsten Punkt der Grube gesammelt werden, ist die tiefste Sohle — abgesehen von nassen Obersohlen bei Zechen ohne Deckgebirge — meist auch der feuchteste Grubenbau. Angesichts der hohen Temperatur und der damit verbundenen Möglichkeit der Aufnahme beträchtlicher Feuchtigkeitsmengen kommt dies in der relativen Feuchte der Einziehwetter zunächst weniger zum Ausdruck, obwohl bei einer starken Druckerhöhung bei gleichbleibender absoluter Feuchte eine Erhöhung der relativen Feuchte eintritt. Sobald jedoch die Wetter aufsteigen, sinken der Luftdruck und die Gesteinstemperatur. Es kommt in den meisten Fällen dann zu einem schwachen Temperaturabfall und trotz des sinkenden Luftdrucks zu einem erheblichen Anstieg der relativen Feuchte, was sich sehr ungünstig auf die klimatischen Verhältnisse auswirkt (vgl. Ziff. 86). Diese klimatischen Nachteile lassen sich durch den Übergang zur abfallenden Bewetterung in erheblichem Umfange einschränken. Für viele Gruben ist die abfallende Wetterführung auch insofern von Nutzen, als dann die klimatisch ungünstigen tieferen Sohlen mit ihren großen Querschnitten für das größere Volumen der Ausziehwetter zur Verfügung stehen. Die bisher als Ausziehsohlen vielfach völlig unzureichenden Obersohlen werden einziehend und bringen dann auf Grund der höheren Wettergeschwindigkeiten, der geringeren Wettertemperatur und der geringeren Feuchte die Wetter schneller und in weitaus besserem klimatischen Zustand in die Abbaubetriebe.

Ein Nachteil der abfallenden Unterdruckbewetterung für eine ganze Grube ergibt sich aus den oben genannten Gründen für die aufstei-

gende Unterdruckbewetterung: Im erstgenannten Falle muß der Förderschacht mit Schleusenvorrichtungen für die Förderkörbe versehen werden. Deshalb wird man bei der abfallenden Bewetterung zweckmäßig zur Überdruckbewetterung übergehen, für die das in Ziff. 93 Dargelegte entsprechend gilt.

Es ist natürlich auch möglich, nicht eine ganze Grube, sondern nur einzelne Wetterfelder abfallend zu bewettern. Von dieser Möglichkeit wird man vorzugsweise Gebrauch machen, wenn es sich um die Verbesserung der klimatischen Verhältnisse einzelner Abbaubetriebe handelt. Der oben genannte Nachteil hinsichtlich der Schleusenvorrichtung im Förderschacht entfällt dann. Um Wetterkurzschlüsse zu vermeiden, ist mit Hilfe mehrfacher Wettertüren für eine gute Trennung von Ein- und Ausziehstrom zu sorgen.

Weiterhin kann die Sonderbewetterung der Aus- und Vorrichtungsbetriebe insofern Schwierigkeiten bereiten, als sie öfter an den Ausziehstrom angeschlossen werden müßte. In vielen Fällen dürfte es jedoch möglich sein, über bestehende Blindschächte oder Aufhauen Anschluß an den Frischwetterstrom zu erlangen.

Schließlich sei darauf hingewiesen, daß abfallende Bewetterung die Entstehung von Versatzbränden in der steilen und halbsteilen Lagerung erschwert[1]. Der durch einen Brand im Versatz dieser Lagerungsgruppen erzeugte natürliche Auftrieb wirkt bei abfallender Bewetterung der Lüfterdepression entgegen. Dadurch drosselt der Versatzbrand selbst seinen Schleichstrom ab, und der Brand kann wegen Sauerstoffmangels zum Erliegen kommen. Diesem Vorteil steht aber die Gefahr gegenüber, daß bei einem Grubenbrand durch die dabei entstehenden Brandschwaden die Förderung einer Abteilung oder einer ganzen Schachtanlage für eine gewisse Zeit zum Stillstand kommt. Dieser Nachteil, der aber auch nicht überschätzt werden sollte, dürfte sich einer allgemeinen Einführung der abfallenden Bewetterung am stärksten in den Weg stellen.

Hinsichtlich der Ausgasung und der Bekämpfung des Grubengases bestehen für beide Bewetterungsarten keine ausschlaggebenden Vor- oder Nachteile.

a) Die meßtechnische Überwachung der Wetterbewegung.

95. — Statischer und dynamischer Druck. Wie bei der Bewegung von Flüssigkeiten hat man auch bei Luftströmen den statischen und den dynamischen Druck zu unterscheiden. Der statische Druck tritt bei saugender Bewetterung gegenüber der Atmosphäre als Überdruck, bei blasender als Unterdruck in Erscheinung. Der statische Druck ist der innere Gasdruck, der bei Führung des Luftstroms durch einen Kanal auf die gleichlaufend zur Stromrichtung liegenden Wandungen zur Wirkung kommt. Der dynamische Druck (auch Staudruck, Geschwindigkeitsdruck oder Geschwindigkeitshöhe genannt) ist diejenige Drucksteigerung, die vor einem dem Luftstrom entgegengerichteten Hindernis auftritt. Er ist proportional

[1] Hermanns, P.: Die klimatischen und sicherheitlichen Vorzüge und Nachteile der abfallenden Wetterführung. Glückauf 1953 S. 773.

dem Quadrat der Wettergeschwindigkeit $\left(=\frac{\gamma w^2}{2g}\right)$* und beträgt, wenn $\gamma = 1{,}2$ kg/m³ angenommen wird, bei einer Wettergeschwindigkeit von

5 m/sek: 1,5 kg/m²,	15 m/sek: 12,8 kg/m²,
10 m/sek: 6,1 kg/m²,	20 m/sek: 24,5 kg/m².

Wird Luft durch einen Kanal bewegt, so nimmt der statische Druck in der Strömungsrichtung ab, und zwar gleichmäßig, wenn der Reibungswiderstand, den der Luftstrom findet, in gleichen Weglängen gleich groß bleibt. Der dynamische Druck dagegen wird, wenn überall dieselben Querschnitte vorhanden sind, also die Luftgeschwindigkeit unverändert bleibt, an allen Punkten der gleiche sein.

Nimmt dagegen infolge Querschnittsverengung die Luftgeschwindigkeit zu, so wächst auch der dynamische Druck, und zwar auf Kosten des statischen Druckes, während bei Abnahme der Luftgeschwindigkeit auch der dynamische Druck nachläßt und sich ein entsprechender Teil in statischen Druck zurückverwandelt.

Für einen Punkt der Grube sind verschiedene Druckangaben möglich, nämlich der *absolute barometrische Druck* bei Stillstand der Wetterführung ($b_1 - b_6$ in Abb. 478) und der *absolute barometrische Druck* bei Wetterbewegung ($P_2 - P_5$ in Abb. 478). Je nach der Bewetterungsart ist der barometrische Druck bei Bewegung größer oder kleiner als der Ruhedruck. Man nennt den Unterschied entsprechend *statischen Überdruck* oder *statischen Unterdruck*. Vergleicht man die statischen Druckverhältnisse an zwei verschiedenen Beobachtungspunkten, so ist dieses einmal möglich durch Feststellung des Unterschiedes der absoluten statischen Drucke dieser Punkte und außerdem durch Feststellung des Unterschiedes der Unterdrucke oder Überdrucke an diesen Punkten. Auf beiden Wegen muß man zu dem gleichen Ergebnis kommen.

Für die Hauptbewetterung unter Tage sind zwei der genannten Größen von ausschlaggebender Bedeutung, auf deren Messung es daher auch in erster Linie ankommt. Es sind dieses der *statische Unterdruck* (Depression) und der *statische Druckunterschied*. Mit Hilfe des statischen Unterdrucks (z. B. ΔP_3, ΔP_4), der meist 100—400 kg/m² beträgt, wird die Wetterbewegung in Gang gehalten. Die Widerstände, die sich der Wetterbewegung durch Reibung, Wirbelung und sonstige Einflüsse (z. B. Tropfwasser im Wetterschacht) entgegenstellen, werden durch ihn überwunden. Er ist gleichbedeutend mit dem in Abb. 478 wiedergegebenen von 0 auf 272 kg/m² anwachsenden Druckgefälle (ΔP_6). Die statischen Druckunterschiede (z. B. $\Delta P'_3$, $\Delta P'_4$) sind jeweils Teilstücke aus dem gesamten Druckgefälle und geben infolgedessen nur den Unterschied zwischen den an zwei oder mehreren Beobachtungspunkten herrschenden statischen Unterdrucken oder auch den Gesamtdrucken an.

Es handelt sich also entweder um den Unterschied des statischen Unterdrucks gegenüber einem Ausgangspunkt, z. B. von $\Delta P'_3$ gegenüber *II*,

* Es ist γ das Gewicht von 1 m³ Luft in kg, w die Geschwindigkeit in m/sek und g die Fallbeschleunigung in m/sek².

von $\Delta P'_4$ gegenüber *III*, von $\Delta P'_3 + \Delta P'_4$ gegenüber *II* (Abb. 478) oder aber um den Unterschied der absoluten statischen Drucke, die an den Beobachtungspunkten herrschen, z. B. durch Vergleich von P_2 am Punkte *II* gegen P_3 am Punkte *III*.

Gegenüber dem statischen Druck spielt der dynamische Druck infolge seiner häufig nur geringen Größe im allgemeinen eine untergeordnete Rolle, da es im Grubengebäude nur auf Geschwindigkeitsänderungen ankommt, diese aber meist gering sind.

Der absolute statische Druck wird durch Barometer gemessen, der Unter- und Überdruck durch U-Rohre oder aus diesen entwickelte Geräte mit höherer Ablesegenauigkeit, wie es die Mikromanometer und Minimeter sind. Die Druckunterschiede werden durch geeignete Anwendung der gleichen Geräte festgestellt.

Den dynamischen Druck mißt man unmittelbar mit Hilfe von U-Rohrgeräten oder mittelbar durch Messung der Geschwindigkeit.

Bei Benutzung der U-Rohrgeräte bedarf es der Anwendung eines Druckgebers, mit dem eine einwandfreie Druckentnahme an der Meßstelle möglich ist. Solche Geber sind für punktweise Druckentnahme aus dem Luftstrom das Staurohr oder einfache statische Röhrchen, während bei Benutzung des Gesamtstromes für die Messung Düsen und Blenden verwendet werden.

96. — Aneroidbarometer. Das gewöhnliche Quecksilberbarometer, das Kontrabarometer, das Stationsbarometer und der Barograf kommen wegen ihrer Unhandlichkeit und Empfindlichkeit in der Hauptsache nur für die Feststellung des Luftdrucks über Tage in Betracht. Dessen Beobachtung ist bei jeder Untertagemessung von Bedeutung, da Schwankungen im Luftdruck sich auf die Ergebnisse der Messung des statischen Druckes unter Tage auswirken müssen.

Für Messungen unter Tage gut geeignet ist dagegen das *Aneroidbarometer*. Eine für Grubenzwecke besonders brauchbare Bauart ist das der Firma R. Fuess, Berlin-Steglitz, bei der das Instrument, dessen Skala 95 mm im Durchmesser mißt, in einem Kasten untergebracht ist und vom Beobachter an einem Riemen um den Hals getragen werden kann. Der elastischen Nachwirkung wegen wartet man bei stark und rasch wechselnden Drucken ein wenig mit der Ablesung. Eine Temperaturberichtigung ist nicht erforderlich. Die Ablesegenauigkeit beträgt etwa 0,2 mm QS. Das Gerät wird daher zweckmäßig nur für die Messung von Druckunterschieden von mehr als 10—15 mm WS angewandt sowie zur Überprüfung genauerer Messungen und um den jeweiligen absoluten Druck zwecks Bestimmung der Luftdichte festzustellen.

Bei dem Aneroidbarometer „*Barolux*" der Firma R. Fuess, handelt es sich um ein Präzisionsgerät mit optischer Anzeige. Der Nachteil des gewöhnlichen Aneroidbarometers, nämlich die für viele Messungen ungenügende Meßgenauigkeit, bedingt durch die mechanische Übertragung des Druckes auf einen Zeiger, wird durch die optische Anzeige vermieden. Der mit Hilfe eines Dosensatzes gemessene Druck wird auf eine durchsichtige, beleuchtete Skala übertragen, von der ein Bild über eine Anzahl von Re-

flexionsprismen in starker Vergrößerung auf eine Mattscheibe projiziert wird, wo der Druck abgelesen werden kann. Das Instrument ist weitgehend lagenunabhängig und unempfindlich gegen Erschütterungen. Das Gerät wiegt etwa 2 kg. Sein Meßbereich liegt zwischen 495 und 925 mm QS, seine Meßgenauigkeit beträgt 0,1 mm QS.

97. — Das Mikrobarometer und der Mikrobarograf der Askania-Werke[1]. Das auf Anregung der Wetterwirtschaftsstelle Bochum von den Askania-Werken, Berlin, entwickelte *Mikrobarometer* unterscheidet sich von den bisher verwendeten Grubenbarometern durch eine Bourdon'sche Röhrenfeder an Stelle einer Druckdose und durch eine optische Übertragung und Anzeige der Druckwerte, die bisher mechanisch erfolgten. Dadurch konnte die Genauigkeit des Gerätes auf 0,01 mm QS gesteigert werden.

Den Aufbau des Gerätes zeigt Abb. 480. Der Hauptbestandteil ist die aus 9 Windungen bestehende Bourdonsche Röhrenfeder *1*, deren oberes Ende an einem Torsionskopf *2* und deren unteres Ende an einem Flansch *3* befestigt ist. An diesem Flansch sind der Spiegel *4* und eine Dämpfungsscheibe *5* befestigt, die sich im Feld der permanenten Magnete *13* bewegt und so eine Dämpfung des Meßausschlages herbeiführt. Der Flansch ist mit der aus einem Stahldraht bestehenden Torsionsachse *6* verbunden, die oben und unten im Gehäuse befestigt ist und die Achse für die Drehbewegung der Röhrenfeder darstellt. Das Meßsystem ist in ein Gehäuse eingebaut, das zum Transport in einer Ledertasche untergebracht ist. Das Gerät wiegt etwa 3 kg. Durch den verschließbaren Stutzen *14* wird der zu messende Druck in das Gehäuse übertragen. Bei einer Druckänderung wird von der Röhrenfeder und damit auch von dem Spiegel *4* eine Drehbewegung ausgeführt, deren Größe ein Maß für die Druckänderung ist. Über die aus Beleuchtungsquelle, Prisma *7*, Spiegel *9*, Objektiv *10* und Okular *11* bestehende Einrichtung wird die Größe des Ausschlages abgelesen. Eine Feststellvorrichtung für die Röhrenfeder ist nicht erforderlich. Mit Hilfe eines Spindeltriebes kann die Feder und damit die Strichplatte *12* gegen die Strichplatte *8* so verstellt werden, daß jeweils eine Meßbereichsverschiebung um 35—40 mm QS stattfindet. Der gesamte Meßbereich beträgt etwa 600 mm QS. In Abständen von etwa 9—12 Monaten ist eine Eichung des Gerätes vorzunehmen.

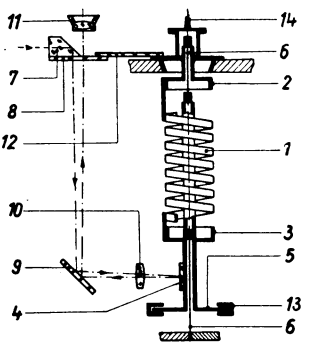


Abb. 480. Schematischer Aufbau des Mikrobarometers der Askania-werke, Berlin.

1 Röhrenfeder, *2* Torsionskopf, *3* Flansch, *4* Spiegel, *5* Dämpfungsscheibe *6* Torsionsachse, *7* Beleuchtungsprisma, *8* Strichplatte, *9* Spiegel, *10* Objektiv, *11* Okular, *12* Strichplatte, *13* Magnete, *14* Stutzen.

Zur Messung wird das Gerät mit Hilfe eines etwa 10 cm hohen Dreifußes auf der Streckensohle aufgestellt und mittels der Gerätelibelle horizontiert. Eine unmittelbare Ablesung des Druckes ist mit diesem Gerät nicht möglich. Vielmehr werden Teilstriche abgelesen, mit deren Hilfe der Druck errechnet wird. Er setzt sich aus einem dem eingestellten Meßbereich, einem der Ablesung und einem der Temperaturberichtigung entsprechenden Druckanteil zusammen. Die beiden erstgenannten Druckanteile lassen sich einer Eichtafel, der letztgenannte läßt sich einer Temperaturkurve ent-

[1] Linsel, E., u. W. Schmidt: Das Mikrobarometer der Askania-Werke, ein neues Gerät für bergmännische Wetterdruckmessungen. Schlägel u. Eisen 1954 S. 53.

nehmen[1]. Der Temperatureinfluß ist bei diesem Gerät äußerst gering und tritt nur in Erscheinung bei großen Unterschieden zwischen Eich- und Meßtemperatur. Die Temperatur im Gerät wird an einem eingebauten Thermometer abgelesen.

Soll der Druckunterschied zwischen zwei Meßpunkten festgestellt werden, so braucht bei einmal eingestelltem Meßbereich nur die Ablesung und u. U. die Temperaturberichtigung berücksichtigt zu werden, wodurch sich die Errechnung des Druckunterschiedes sehr vereinfacht.

Ähnlich dem Mikrobarometer ist der *Mikrobarograf* gebaut, der zusätzlich eine Photozelle und ein Schreibgerät enthält. Durch eine besondere Schaltung der Photozelle werden Druckänderungen, d. h. Drehungen des Spiegels *4* (Abb. 480), in elektrischen Strom umgewandelt und dem Schreibgerät zugeführt. Die Genauigkeit des Mikrobarografen beträgt 0,05 mm QS in einem Bereich von 300 bis 900 mm QS.

Im Gegensatz zu den bisherigen Barografen folgt der Mikrobarograf den Luftdruckschwankungen sofort und gibt so in Verbindung mit seiner großen Genauigkeit ein einwandfreies Bild des Luftdruckverlaufes über Tage. Dadurch wird erst eine fehlerfreie Berichtigung der untertägigen Meßwerte möglich.

Der hohen Meßgenauigkeit des Mikrobarometers von 0,01 mm QS stehen einige Nachteile gegenüber, die bei Ausnutzung dieser Genauigkeit in Kauf genommen werden müssen. Einmal muß das Gerät während der Messung horizontal aufgestellt sein, zum anderen sind beim Transport Schläge und Stöße zu vermeiden.

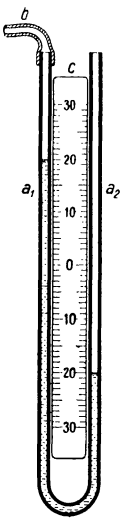


Abb. 481. Gewöhnlicher Depressionsmesser.

Dieses Gerät stellt gegenüber den bisher bekannten für den Grubenbetrieb geeigneten Druckmeßgeräten eine begrüßenswerte Neuerung dar, da es mit ihm erstmalig möglich ist, einwandfreie Wetterdruckmessungen unter Tage ohne großen Aufwand und verhältnismäßig einfach durchzuführen.

98. — Gewöhnliche Depressionsmesser. Der einfachste Depressionsmesser (Abb. 481) besteht aus einer mit Wasser gefüllten, U-förmig gebogenen Glasröhre $a_1\,a_2$ und einem Maßstab *c* zwischen den beiden Rohrschenkeln. Das eine Ende der Glasröhre wird durch einen Schlauch *b* mit dem Raum in Verbindung gebracht, dessen Depression oder Kompression bestimmt werden soll. Wegen der Anbringung sei auf Ziff. 101 hingewiesen. Das zweite Ende mündet ins Freie.

Der Verdunstung des Wassers ist durch Nachfüllen oder durch neue Einstellung des Maßstabes Rechnung zu tragen.

Falls Druckschwankungen auftreten, so ist die Beobachtung erschwert. Durch Verengung des Querschnitts der Glasröhre an der Biegungsstelle (z. B. durch Einfüllen von Schrot, durch Drosseln mittels eines Hahnes) kann man die starken Schwankungen des Wasserspiegels vermindern.

[1] Näheres hierüber siehe LINSEL u. SCHMIDT: Das Mikrobarometer der Askania-Werke usw. Schlägel u. Eisen 1954 S. 53.

Um genauere Depressionsmessungen bei geringen Druckunterschieden auszuführen, wendet man die sogenannten *Multiplikationsdruckmesser* oder *Mikromanometer* an. Sie besitzen einen oder zwei geneigt liegende Schenkel *s* und *d* (Abb. 482). Die Neigung kann mittels eines Gradbogens *b* mit Klemmschraube verschieden eingestellt werden. Beträgt sie z. B. 1 : 10, so bewirkt ein Druckunterschied von 1 mm bereits, daß die beiden Wasserspiegel sich um eine Rohrlänge von 10 mm verschieden einstellen.

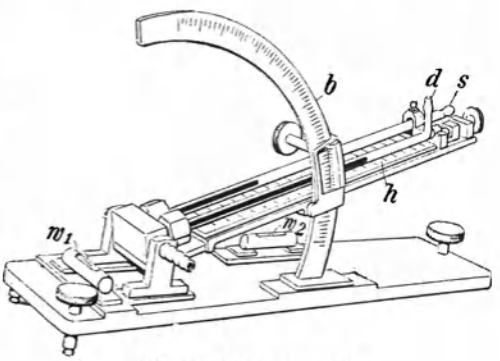


Abb. 482. Mikromanometer.

99. — Askania-Minimeter. Das Minimeter der Askania-Werke, Berlin, ist ein sehr genaues und zuverlässiges Druckmeßgerät. Es hat sich unter Tage und im Laboratorium gleich gut bewährt und gestattet Ablesungen bis auf $^1/_{100}$ mm WS. Es besteht aus zwei mit destilliertem Wasser gefüllten, kommunizierenden Gefäßen *a* und *b* (Abb. 483). Das zweite (*b*) kann durch Drehung einer Meßspindel so weit gehoben werden, bis der Höhenunterschied der beiden Flüssigkeitsspiegel dem Meßdruck das Gleichgewicht hält. Taucht die vergoldete Spitze *c* gerade aus dem Wasserspiegel heraus, so ist die

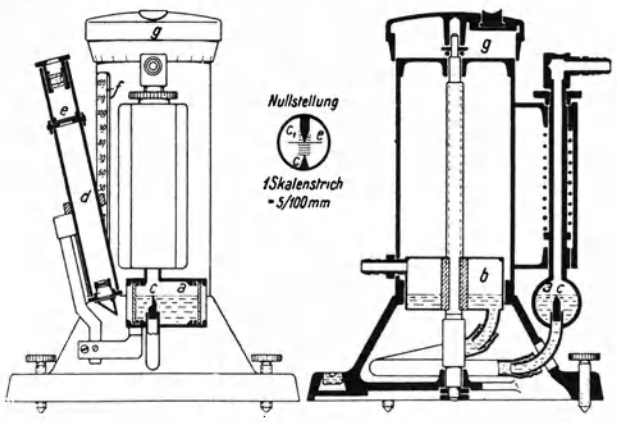


Abb. 483. Askania-Minimeter.

Gleichgewichtslage hergestellt. Zur genauen Beobachtung des Auftauchens der Spitze dient ein Fernrohr *d*. Bei Messung des statischen Druckes wird an den oberen Stutzen angeschlossen, bei Differenzdruckmessungen der niedrigere Druck an den unteren Stutzen. Das Gerät ist nahezu unabhängig gegen Temperaturveränderungen.

100. — Betz-Manometer. Dieses Manometer eignet sich sowohl zur Messung eines statischen Über- oder Unterdrucks als auch zur Messung von

Differenzdrücken. Das Gerät besteht im wesentlichen aus einem durch einen Stutzen verschlossenen weiten Gefäß, auf das ein engeres Steigrohr aufgesetzt ist, das in das mit Wasser gefüllte Gefäß hineinragt. Das Steigrohr ist oben gleichfalls durch einen Stutzen verschlossen, an den bei Differenzdruckmessungen der niedrigere Druck angeschlossen wird, so daß die Wassersäule im Steigrohr steigt. Diese Veränderung des Wasserspiegels wird durch einen Schwimmer mit daran hängender Glasskala angezeigt, von der ein Abschnitt etwa 20fach vergrößert auf eine Mattscheibe projeziert wird. Die Ablesung erfolgt auf Zehntel mm WS, während Hundertstel mm WS noch geschätzt werden können. Auch dieses Instrument ist unabhängig von Temperaturschwankungen.

Im Gegensatz zum Askania-Minimeter ist ein Herauswandern der Einstellung aus dem Gesichtsfeld und damit die Notwendigkeit einer erneuten Einstellung bei plötzlichen Druckschwankungen nicht gegeben, was als Vorzug dieses Gerätes zu werten ist. Nachteilig ist sein etwas größerer Raumbedarf.

101. — Schlauchmessung. Die Anwendung des Minimeters sowie sonstiger Differenzgeräte unter Tage setzt, da die Druckunterschiede zwischen zwei getrennten Punkten festgestellt werden sollen, die Möglichkeit voraus, daß die an diesen Punkten herrschenden Drucke bis zum Meßgerät übertragen werden können. Es geschieht dieses am besten durch Gummischläuche von der gleichen Art, wie sie für Schneidbrenner benutzt werden. Diese Schläuche haben meist 6 mm ∅ und 4 mm Wandstärke. Es können Schläuche bis zu 300 m Länge verwandt werden, die man, um auch geringere Längen zu benutzen, durch luftdichte Verbindung 40—60 m langer Stücke herstellt. Zu ihrer schnelleren Verlegung und Schonung haspelt man sie auf einer fahrbaren Trommel auf.

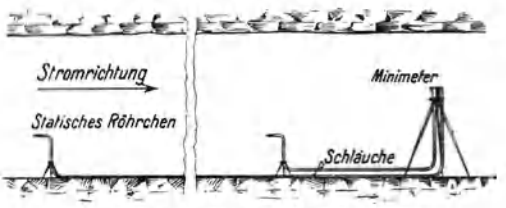


Abb. 484. Schema der Schlauchmessung.

In söhligen Strecken ist bei diesem Schlauchverfahren[1] (Abb. 484) schon wenige Minuten nach dem Anschließen der Schläuche an das Instrument die Ablesung des Druckunterschiedes möglich. In Stapeln, Aufhauen und Schächten muß gewartet werden, bis die Schläuche die Temperatur des Wetterstromes angenommen haben. Bei Teufenunterschieden unter 100 m genügt hierzu ½ h. Mit einiger Übung lassen sich 1,5--2 km je Schicht durchmessen.

Ein wesentlicher Vorteil des Schlauchverfahrens besteht weiterhin darin, daß die Messungen an Arbeitstagen vorgenommen werden können. Da der Druckunterschied zwischen zwei Punkten unmittelbar festgestellt wird, ist die Messung von durch den Betrieb verursachten Druckschwankungen wesentlich unabhängiger als die mittelbare Messung mit Hilfe von Barometern.

[1] Vogel, W.: Die Strömungswiderstände bei der Bewetterung von Grubenbauen. Dissertation Aachen 1932.

102. — Schreibende Druckmesser. Sehr zweckmäßig für Messungen über Tage sind die schreibenden Depressionsmesser (Druckschreiber), wie sie z. B. an Hauptgrubenlüftern bergbehördlich vorgeschrieben sind. Hierzu werden überwiegend *Ringwaagen* benutzt. Eine Ringwaage ist ein in Schneiden drehbar gelagerter, ringförmig gebogener Hohlkörper aus Glas oder Metall, der in seiner unteren Hälfte mit Flüssigkeit (Öl, Quecksilber, Wasser u. ä.) gefüllt ist (Abb. 485). Der Raum über dem Flüssigkeitsspiegel ist durch eine Trennwand in zwei Meßkammern geteilt, die mit je einem Anschlußstutzen versehen sind. Die eine Meßkammer ist durch einen Schlauch mit dem Raum in Verbindung gebracht, in dem ein herrschender Über- oder Unterdruck gemessen werden soll, während die andere Meßkammer unter atmosphärischem Druck steht.

Herrscht in beiden Kammern gleicher Druck, so befinden sich beide Flüssigkeitsspiegel in gleicher Höhe und die Waage ist im Gleichgewicht. Tritt auf der einen Seite z. B. ein Unterdruck auf (Abb. 485, rechte Seite), so verschiebt sich die Flüssigkeitssäule in diese Meßkammer hinein. Der Waagering dreht sich soweit, bis durch die Verlagerung eines am Ring angebrachten Gegengewichtes der Gleichgewichtszustand wiederhergestellt ist. Der Drehwinkel ist ein Maß für die Größe des Druckes, der durch den Zeiger unmittelbar angezeigt und auch aufgeschrieben werden kann. Das kann z. B. dadurch geschehen, daß man den Zeiger mit einem Schreibstift verbindet, der die jeweilig vorhandene Depression oder Kompression in Form einer Kurve auf einem durch ein Uhrwerk angetriebenen Papierstreifen mit Zeiteinteilung festhält.

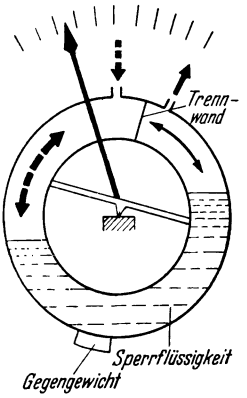


Abb. 485. Schematische Darstellung einer Ringwaage.

Die aufgeschriebenen Depressionskurven geben einen bleibenden Ausweis über den Gang des Lüfters und sind deshalb z. B. für einzeln gelegene Wetterschächte ganz unentbehrlich. Im Falle einer Schlagwetterexplosion gewähren sie die Möglichkeit, noch nachträglich die Wirksamkeit des Lüfters im Augenblick der Explosion zu beurteilen. Auch lassen sie erhebliche Störungen in der Wetterführung, z. B. einen Bruch in einer Hauptwetterstrecke (durch plötzliches Steigen der Depression) oder den Eintritt eines Kurzschlusses zwischen Ein- und Ausziehstrom (durch plötzliches Fallen), erkennen.

103. — Die Rolle des geodätischen Höhenunterschiedes. In söhligen Strecken entspricht der festgestellte Unterschied der statischen Drucke ohne Berichtigung dem gesuchten Druckunterschied oder dem Druckgefälle. Wird in Richtung des Wetterstromes gemessen und liegt der zweite Punkt tiefer als der erste, so ist der am tieferen Punkt gemessene Wert um den Druck der zwischen den beiden Punkten befindlichen Luftsäule zu hoch. Das Gewicht der Luftsäule muß also abgezogen werden. Umgekehrt ist es, wenn der zweite Punkt höher liegt als der erste.

Da es sich um den Druck der ruhenden Luftsäule handelt, ist er leicht zu berechnen. Der Quotient $13{,}6/\gamma_m$ gibt die Höhe der Luftsäule an, die einen Druckunterschied von 1 mm QS bewirkt. Sie wird „spezifische Höhe“

genannt. Ist der geodätische Höhenunterschied zwischen zwei Meßpunkten a, so ist der gesuchte Druck $a \cdot \gamma_m/13{,}6$; γ_m bedeutet die mittlere Wichte der Luftsäule und sollte durch mindestens je eine Messung an den beiden Punkten bestimmt werden.

Gesucht sei z. B. die Widerstandshöhe eines 714 m tiefen Schachtes. An der Rasenhängebank sei b_0 zu 750 mm QS und am Füllort b_0 zu 812,5 mm QS gemessen. Der Unterschied beträgt also 62,5 mm QS. Bei $\gamma_m = 1{,}253$ kg/m³ ist der Druck der Luftsäule $714 \cdot 1{,}253/13{,}6 = 65{,}8$ mm QS. Die gesuchte Widerstandshöhe ist somit 3,3 mm QS und der Luftdruck am Füllort bei ruhender Luftsäule $750 + 65{,}8 = 815{,}8$ mm QS. Dieser Druck wird auch der am Füllort herrschende *Vergleichsdruck* genannt, da durch seine Gegenüberstellung mit dem gemessenen absoluten statischen Druck der Druckunterschied bestimmt werden kann.

Diese Rechnungsart ist für geringe Teufenunterschiede und geringen Druckabfall im Schacht anwendbar, sonst jedoch verhältnismäßig roh. Bessere Werte liefert eine von Heise und Drekopf angegebene Formel[1]. Noch genauer ist die Formel von Vogel:

$$b = \left(1 + \frac{\alpha}{2}\right)\left[H \cdot \gamma_1 - p_1 \frac{\Delta T}{T_1} \frac{\lg p_2 - \lg p_1}{\lg T_2 - \lg T_1} - \frac{\Delta \varphi}{2 p_2}\left(p_2 - p_1 - \frac{p_1}{p_2} \Delta \varphi\right)\right],$$

wobei bedeuten α die Wasseraufnahme in kg je kg Eintrittsluft, H die Teufe, $\Delta \varphi$ die zusätzliche Dampfspannung, p_1, T_1 und p_2, T_2 Druck und absolute Temperatur am Anfang und Ende der Luftsäule und γ_1 ihr spezifisches Gewicht.

Diese Formel eignet sich insbesondere zur Depressionsbestimmung in Schächten mit Hilfe von Barometermessungen. Für Blindschächte, Auf- und Abhauen kann sie in einer vereinfachten Form benutzt werden:

$$b = H \cdot \gamma_1 - \Delta_p\left(1 - \frac{1}{2}\frac{\Delta p}{p_1} + \frac{1}{2}\frac{\Delta T}{T_1}\right) - \frac{\Delta \varphi}{2 p_2}(\Delta p - \Delta \varphi).$$

104. — Der Einfluß von Luftdruckschwankungen. Durch die normalen Schwankungen des Luftdruckes wird der Druckabfall selbst nicht beeinflußt. Dagegen ändern sich die gemessenen Werte um den Betrag der Luftdruckschwankung während der Meßzeit, so daß auch beim Vergleichsdruck dieser Betrag berücksichtigt werden muß. Steigt z. B. der Luftdruck um 1 mm QS, so wird am Ende der Messung ein um 1 mm QS höherer Druck gemessen, als es bei gleichbleibendem Luftdruck der Fall gewesen wäre. Ist der Vergleichsdruck zu Beginn 785 mm QS gewesen und ist der gemessene Druck zu Ende der Messung 782 mm QS, so beläuft sich die Widerstandshöhe auf $(785 + 1) - 782 = 4$ mm QS. Bei fallendem Luftdruck ist der Vergleichsdruck um einen entsprechenden Betrag zu verkleinern.

Bei Differenzdruckmessungen dagegen wie beim Schlauchverfahren z. B., bei denen die Drucke an beiden Enden des betreffenden Grubenabschnitts gleichzeitig abgelesen werden, spielen Luftdruckschwankungen keine Rolle.

105. — Beispiel für Messung und Berechnung des Druckabfalls. Zur Erläuterung der Durchführung einer Messung diene die auf der nächsten Seite folgende Niederschrift einer Teilmessung. Aus der gemessenen Trocken- und

[1] Heise u. Drekopf: Die Berechnung und Messung des Luftdruckes und des Druckgefälles in Wetterströmen. Glückauf 1927 S. 329; — s. a. Leitertafel in W. Schmidt: Grundlagen der wettertechnischen Planung. Glückauf 1955.

Nr.	Meßpunkt (M. P.)	Temperaturen (° C) trocken	feucht	Relative Feuchte (%)	Zeit	Luftdruck (mm QS) Meßwert	Berichtigung nach Barograf	Eichkurve	Meßdruck mm QS	Wetterwichte (kg/m³)	Teufe gegen N. N. (m)	M. P.	⊿H. (m)
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Rasenhängebank	3,0	2,5	90	6,00	755,6	—	—0,1	755,5	1,268	+134		
2	Schacht 1, 4. Sohle . . .	12,2	10,3	81	6,55	834,5	—	+0,7	835,2	1,354	—719	1	853
3	4. Sohle, Aufbruch 1 . .	18,5	16	79	8,10	831,9	—	+0,7	832,6	1,318	—714,5	2	4,5
4	Richtstrecke Flöz Q . .	18,5	16	79	9,30	834,1	—	+0,4	834,5	1,322	—742,6	3	27,1
5	Ortsquerschlag Flöz Q .	22	19,4	74	9,40	826,0	—	+0,5	826,5	1,292	—671,0	4	71,6
6	Bandstrecke Flöz Q . . .	23	20,5	79	10,00	824,0	—	+0,5	824,5	1,283	—655,2	5	15,8
7	Abbau Flöz Q	30	25,8	71	11,15	819,9	—	+0,5	820,4	1,244	—632,4	6	22,8
8	Kopfstrecke Flöz Q . . .	30	26,3	75	12,00	819,9	—0,1	+0,5	820,3	1,243	—638,0	7	5,6

Fortsetzung.

Nr.	Höhenkorrektur (mm QS) Torr	Vergleichsdruck (mm QS) Torr	Druckabfall Zwischen M. P.	Entfernung (m)	Sp. 14 minus Sp. 8 (mm QS)	13,6 × Spalte 17 (kg/m²)	Wettermenge (m³/sek)	R Spalte 18 / (Spalte 19)² Wb	R_{100} Spalte 20 × 100 / Spalte 16 Wb
	13	14	15	16	17	18	19	20	21
1									
2	+82,2	837,7	1—2	853	2,5	34	542	0,01157	0,001357
3	— 0,44	834,76	2—3	1100	2,16	29,4	37	0,0214	0,00194
4	+ 2,63	835,23	3—4	790	0,73	9,9	15	0,044	0,0056
5	— 6,88	827,62	4—5	345	1,12	15,2	15	0,0676	0,0196
6	— 1,5	825,0	5—6	285	0,5	6,8	11	0,0571	0,02
7	— 2,12	822,38	6—7	150	1,98	26,9	11	0,2225	0,1484
8	+ 0,51	820,91	7—8	155	0,61	8,2	11	0,0656	0,0423

Feuchttemperatur an jedem Meßpunkt (Spalten 1 und 2) wird mit Hilfe einer Leitertafel[1] die relative Feuchte bestimmt (Spalte 3), mit deren Hilfe in einem entsprechenden Diagramm[2] die Gaskonstante R_f für Luft in Abhängigkeit von der Temperatur gefunden wird. Der Wert von R_f wird benötigt, um das spez. Gewicht der Luft (Spalte 9) ausrechnen zu können nach der Formel

$$\gamma = \frac{13{,}6 \cdot b}{R_f T} \text{ [kg/m}^3\text{]}$$

mit dem Luftdruck b (Spalten 5—8), der Gaskonstanten R_f und der absoluten Temperatur T (273 + Spalte 1). Der Luftdruck ist in diesem Fall mit einem Grubenbarometer ermittelt worden, so daß einmal eine Berichtigung nach dem über Tage aufgestellten Barographen (vgl. Ziff. 96) (Spalte 6), zum anderen eine Berichtigung nach der Eichkurve des Barometers (Spalte 7) vorgenommen werden muß. Aus dem Teufenunterschied ΔH zwischen zwei Meßpunkten (Spalte 12) und der Wichte der Luft (Spalte 9) wird die Höhenkorrektur (Spalte 13) gemäß Ziff. 103 berechnet. Aus dem Meßdruck, auf den die Höhenkorrektur sich bezieht (in obigem Beispiel stets die nächst höhere Zeile), und aus dieser errechnet sich der Vergleichsdruck (Spalte 14). Den Druckabfall (Spalte 17) erhält man, indem man den Meßdruck vom Vergleichsdruck der gleichen Messung abzieht (vgl. auch Ziff. 103). Aus dem Druckabfall und der Wettermenge V in m³/sek, die mit Hilfe eines Anemometers (Ziff. 108) oder eines w-Messers (Ziff. 109) gemessen wird, errechnet sich der Widerstandswert R (Spalte 20) nach der Beziehung

$$R = \frac{\Delta P}{V^2} \left[\frac{\text{kg} \cdot \text{sek}^2}{\text{m}^8}\right] \quad \text{(vgl. Ziff. 115).}$$

Wird R auf den Weg bezogen, den die Wetter zwischen zwei Meßpunkten zurücklegen (Spalte 16), so erhält man den R_{100}-Wert (Spalte 21) für eine Weglänge von 100 m.

Mit Hilfe der so gefundenen R-Werte läßt sich die Berechnung von Wetternetzen durchführen nach der in den Ziff. 121 u. f. dargelegten Anleitung.

Zum besseren Verständnis soll das allgemein Dargelegte an Hand der Berechnung des Druckabfalls zwischen den Meßpunkten 1 und 2 verfolgt werden. Der für Meßpunkt Nr. 2 um 6.55 Uhr abgelesene Luftdruck von 834,5 mm QS (Spalte 5) ist nach der Eichkurve des Barometers um + 0,7 mm QS (Spalte 7) zu verbessern. Die Berichtigung nach dem Barographen (Spalte 6) entfällt, da der Luftdruck über Tage sich gegen den Ausgangsdruck am Meßpunkt Nr. *1* um 6.00 Uhr nicht geändert hat. Lediglich bei Meßpunkt Nr. 8 sind 0,1 mm QS abzuziehen, da der Luftdruck über Tage um 12.00 Uhr um diesen Wert niedriger war als um 6.00 Uhr. Der Meßdruck für Meßpunkt Nr. 2 beträgt demnach 835,2 mm QS (Spalte 8). Für die Gaskonstante R_f erhält man bei 81% relativer Feuchte und einer Temperatur von 12,2° C einen Wert von 29,41. Die Wetterwichte wird damit

$$\gamma = \frac{13{,}6 \cdot 835{,}2}{29{,}41 \cdot (273 + 12{,}2)} = 1{,}354 \text{ (kg/m}^3\text{)}.$$

Die mittlere Wetterwichte zwischen den beiden Meßpunkten beträgt dann

$$\gamma_m = \frac{1{,}268 + 1{,}354}{2} = 1{,}311 \text{ (kg/m}^3\text{)}.$$

Bei einer Teufe des Meßpunktes Nr. 2 von — 719 m (Spalte 10) beträgt der Höhenunterschied ΔH gegen Meßpunkt Nr. 1 (Spalte 11) 719 + 134 = 853 m (Spalte 12). Die Höhenberichtigung (Spalte 13) errechnet sich aus diesen Werten zu

$$\frac{853 \cdot 1{,}311}{13{,}6} = 82{,}2 \text{ mm QS}.$$

Da Meßpunkt Nr. 2 tiefer liegt als Meßpunkt Nr. 1, ist dieser Wert zum Meßdruck des Meßpunktes Nr. 1 hinzuzuzählen, um den am Meßpunkt Nr. 2 herrschenden Vergleichsdruck zu erhalten: 755,5 + 82,2 = 837,7 mm QS (Spalte 14).

[1] Glückauf 1951 S. 678, Abb. 4. [2] Glückauf 1952 S. 860, Abb. 1.

Die Widerstandsdruckhöhe zwischen den Meßpunkten 1 und 2 (Spalte 15) ergibt sich zu 837,7 — 835,2 = 2,5 mm QS (Spalte 17) = 34 kg/m² (Spalte 18). Der Widerstandswert R wird mit der gemessenen Wettermenge in Höhe von 542 m³/sek (Spalte 19) zwischen beiden Meßpunkten $\frac{34}{542^2} = 0{,}01156$ (Spalte 20) und der R_{100}-Wert bei einem Abstand der Meßpunkte von 853 m (Spalte 16) $\frac{0{,}01156}{853} \cdot 100 = 0{,}001357$ Wb.

106. — Der Ausgangspunkt von Messungen im Grubengebäude. Will man sich für alle Messungen auf den gleichen Punkt beziehen, so ist es vielfach üblich, hierfür die Rasenhängebank zu wählen. Der absolute Druck eines Punktes unter Tage wird jedoch nicht nur von den Luftverhältnissen an diesem Punkt und der Rasenhängebank beeinflußt. Auch der Wärme- und Wasseraustausch und Widerstandsänderungen, denen der Wetterstrom auf seinem Wege ausgesetzt ist, spielen eine Rolle. Da der Einziehschacht infolge des Wärmeausgleichsmantels starke Einflüsse auf die Zustandsbedingungen des Wetterstroms ausübt, ist es daher richtiger, statt der Hängebank das Füllort als Ausgangspunkt zu wählen. Daher ist es auch empfehlenswert, den Druck des Endpunktes eines Meßabschnitts auf den des Anfangspunktes zu beziehen und nicht auf über Tage.

107. — Messung der Wettermenge. Die Messung des Druckabfalls muß im allgemeinen von der Feststellung der Wettermenge begleitet sein, will man sichere Unterlagen für die rechnerische Erfassung und Planung der Wetterführung gewinnen. Die Bestimmung der Wettermenge (m³/min) kann einmal über die Messung der *Geschwindigkeit* auf Grund der Beziehung $Q = w\,F$, wobei w die Geschwindigkeit (m/sek) und F den Querschnitt des Wetterweges (m²) bedeuten, erfolgen. Es ist dieses die übliche Meßart unter Tage. Als Geräte zur Geschwindigkeitsmessung dienen in der Hauptsache *Anemometer* und *w-Messer*. Ein anderes Verfahren geht von der Messung des *dynamischen Druckes* aus und errechnet die Geschwindigkeit nach der Beziehung $P_d = \frac{w^2}{2\,g}\,\gamma$. Das *Staurohr* nach PRANDTL-ROSENMÜLLER wird hierzu verwandt, allerdings weniger unter Tage als für Messungen über Tage, z. B. zur Untersuchung von Lüftern, Eichung von Anemometern, wozu auch andere Staugeräte, wie *Düsen* und *Blenden* herangezogen werden.

108. — Anemometer. Anemometer sind kleine Windmotoren, bei denen ein Flügelrad, dessen Drehzahl der Wettergeschwindigkeit verhältnisgleich ist, ein Zählwerk betätigt. Das Zählwerk hat eine solche Radeinteilung, daß auf dem Zifferblatt der vom Wetterstrom in der Meßzeit zurückgelegte Weg unmittelbar in Metern abgelesen werden kann. Die Wegstrecke, dividiert durch die Beobachtungszeit in Sekunden, ergibt die Luftgeschwindigkeit. Die Meßzeit sollte 1 min nicht unterschreiten und braucht nicht höher als 4 min zu sein.

Bei der *Durchführung* einer Anemometermessung ist es wichtig, daß die in dem Querschnitt eines Wetterweges herrschenden verschiedenen Geschwindigkeiten ihrer Bedeutung entsprechend auf das Gerät einwirken können. Zu diesem Zweck kann man den Streckenquerschnitt in ein Netz von einzelnen Quadraten (Abb. 486) teilen, eine Messung an jedem Schnitt-

punkt der angenommenen Netzlinien vornehmen und aus den Meßwerten das arithmetische Mittel bilden. Viel einfacher als diese *Netzmessung* und nahezu von gleicher Genauigkeit ist die *Schlaufenmessung*, bei der das auf einem Meßstock befestigte Instrument in gleichmäßigen Schlaufen durch den Querschnitt geführt wird. Zugleich ist darauf zu achten, daß der Beobachter dicht an den Stoß tritt, um den Streckenquerschnitt möglichst wenig zu verengen, und daß er während der Messung seinen Stand unverändert beibehält. Auch sollte An- und Auslauf an einer Stelle des Querschnitts erfolgen, an welcher etwa die mittlere Geschwindigkeit anzunehmen ist. In der Regel wird eine Doppelmessung notwendig sein, wobei mit der Wiederholungsmessung am jeweils entgegengesetzten Ende des Querschnitts zu beginnen ist. Wichtig ist schließlich, daß die Meßstelle in einem geraden Streckenquerschnitt liegt und weit genug von Kreuzungen und Kurven entfernt ist.

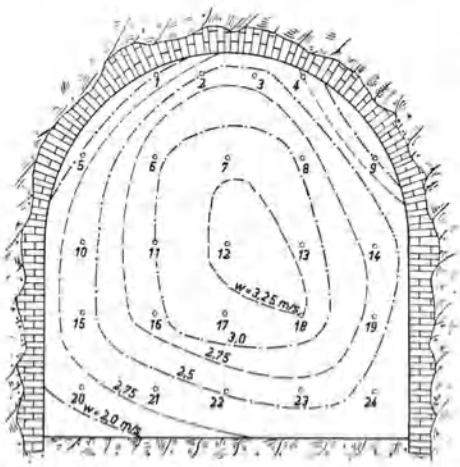


Abb. 486. Kurven gleicher Wettergeschwindigkeit in einem Streckenquerschnitt.

Zur Vereinfachung der Rechnung werden häufig in den Hauptwetterströmen an geeigneten Punkten besondere *Wettermeßstellen* (s. farbige Tafel am Schluß dieses Bandes) eingerichtet. Um einen genau ausmeßbaren Querschnitt zu erhalten, sind gewöhnlich Stöße und Firste der Strecke mit einem glatten Bretterverzug, auf dem meist auch der Querschnitt verzeichnet ist, auf 3—4 m Länge verschalt. Wichtiger als jede Verkleidung ist jedoch die richtige Wahl der Stelle, an der die Messungen vorgenommen werden.

Der am Anemometer abgelesene Wetterweg bedarf noch der *Berichtigung*, da das Anemometer nicht reibungsfrei läuft und auch die Flügel bis zu einem gewissen Grad durch den Druck der Luft gebogen werden.

Die Berichtigungszahl ist kein Festwert, sondern ist für jede Geschwindigkeit verschieden. Sie ist ferner für jedes Anemometer verschieden, ändert sich auch allmählich und muß deshalb von Zeit zu Zeit durch Eichung festgelegt werden.

Die Größe der Berichtigung kann für die verschiedenen Luftgeschwindigkeiten am einfachsten zeichnerisch in einem Koordinatennetz mit als Abszissen aufgetragenen Wettergeschwindigkeiten dargestellt werden. Bei Anemometern, die fehlerlos gebaut sind, ergibt eine solche Aufzeichnung der Berichtigung stets eine gerade Linie. Der jeweilige Verlauf der Berichtigungslinie wird auf Berichtigungskarten verzeichnet und dem Anemometer beigefügt.

In Abb. 487 sind einige häufig wiederkehrende Berichtigungen aufge-

tragen und mit den Ziffern *I*—*III* bezeichnet. Die Berichtigung *I* ist stets positiv; sie ist seltener als die Berichtigungen *II* und *III*. Ein Anemometer, das die Berichtigungsgerade *II* besitzt, bedarf z. B. bei 100 m Ablesung für die Minute einer Richtigstellung von etwa + 3, dagegen bei 800 m einer solchen von — 40. Man würde also die Zahlen 103 und 760 in die Berechnung einzusetzen haben.

Abb. 488 zeigt ein Flügelradanemometer mit Uhrwerkschaltung. Das Uhrwerk wird mit Hilfe des rechts oben am Schutzmantel befindlichen Rändelknopfes aufgezogen. Durch Druck auf diesen Knopf werden die Zeiger auf Null gestellt. Gleichzeitig kommt das Uhrwerk in Gang, womit der neue Meßvorgang eingeleitet wird. Das Uhrwerk läuft jedoch zunächst eine gewisse Zeit leer (meist 30 sek), um dem Beobachter Zeit zu geben, das Gerät an den gewählten Meßpunkt zu führen oder dort zu befestigen und den Meßquerschnitt wieder zu verlassen. Nach dieser Anlaufzeit schaltet das Uhrwerk die Kupplung zwischen Flügelrad und Zählwerk ein und nach der eigentlichen Meßzeit von 60 sek wieder aus. Der in der Abb. 488 rechts

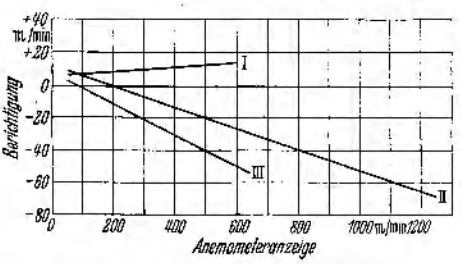


Abb. 487. Berichtigungen von Anemometern.

Abb. 488. Flügelradanemometer der Fa. R. Fuess, Berlin.

unten am Ziffernblatt sichtbare kleine Zeiger dreht sich, solange das Uhrwerk läuft, und läßt die Beendigung der Messung infolge seines roten Anstriches auch aus einiger Entfernung erkennen. Das Zählwerk gibt unmittelbar die gemessene Geschwindigkeit in m/min an, und zwar durch 2 Zeiger, von denen der große für je 100 m eine Umdrehung macht, während der kleine die Umläufe des großen zählt. Der abgelesene Wert muß noch an Hand der Eichkurve berichtigt werden (s. o.). — Eine andere Ausführungsform der Flügelradanemometer sieht Handschaltung an Stelle der Uhrwerksschaltung vor, wobei die Meßzeit an einer Stoppuhr beobachtet wird. Mit Hilfe von zwei Schnurzügen, zu deren Führung zwei Ringösen angebracht sind, kann ein solches Anemometer aus einiger Entfernung ein- und ausgeschaltet werden. Nach der Messung werden die Zeiger auf Null zurückgestellt.

109. — Der *w*-Messer[1]. In neuerer Zeit ist von der Wetterwirtschafts-

[1] Linsel u. Schmidt: Der *w*-Messer, ein Wettergeschwindigkeitsmesser und -schreiber. Glückauf 1948 S. 19.

stelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse, Bochum, ein Gerät zur Messung sehr geringer Wettergeschwindigkeiten (bis zu 5 m/min) entwickelt worden, das aber auch das Messen von Geschwindigkeiten bis zu 1200 m/min, also 20 m/sek, gestattet und hierfür in zunehmendem Maße benutzt wird. Bei diesem Meßinstrument, dem von der Firma P. Gothe, Bochum, hergestellten *w*-Messer, wird ein auf einen Flügel einwirkender Wetterteilstrom gemessen. Die Luft strömt nicht um den Flügel herum, sondern zwischen Flügelende und Wandung am Flügel vorbei und verläßt den Meßraum durch einen Schlitz in der Meßkammerwand (Abb. 489). Der Verlauf des Wetterstromes im Gerät ist an Hand der Abbildung leicht zu verfolgen. Die Größe des Flügelausschlags ist ein Maß für die Wettergeschwindigkeit. Das Gerät besteht aus einem zylindrischen mit einem Tragbügel *s* versehenen Metallgehäuse *a* mit zwei gegenüberliegenden Ansätzen, auf die halbkugelige Düsenköpfe *c* aufgeschraubt sind, wie es Abb. 489 veranschaulicht. Am Einströmdüsenkopf dient eine exzentrisch gelagerte drehbare Scheibe *d* mit 4 blendenartigen Öffnungen zur Einstellung von 4 Meßbereichen. Diese Bereiche umfassen Geschwindigkeiten von 1—60 m/min, 5–300 m/min, 10–600 m/min und 20—1200 m/min.

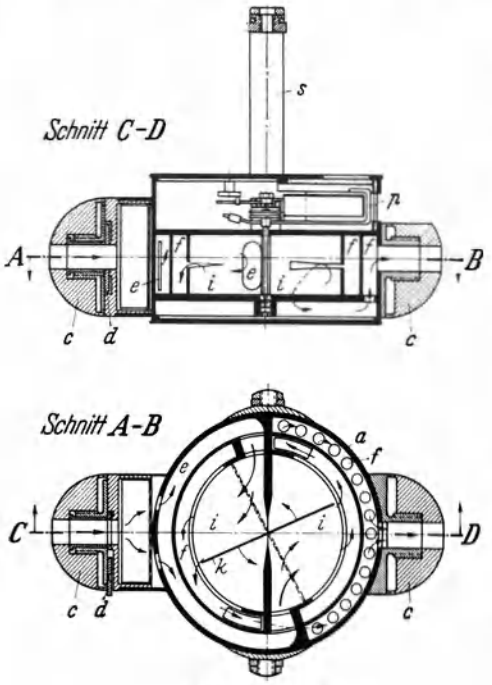


Abb. 489. *w*-Messer.

Innerhalb des Gehäuses begrenzen zwei konzentrische Zylinder den Zu- und Abführungskanal (*e* und *f*) sowie den Meßraum. In dem zylindrischen Meßraum, der in zwei Kammern *i* geteilt ist, befindet sich ein zentrisch gelagerter Flügel *k*, so daß sich jede Flügelhälfte in ihrer Kammer um die gemeinsame Achse drehen kann. Mit der Flügelachse ist ein Zeiger *p* fest verbunden, dessen Ausschlag auf der von oben und von hinten sichtbaren linearen Meßteilung abgelesen werden kann. Mit Hilfe einer Eichkarte läßt sich für jeden Meßbereich die Wettergeschwindigkeit bestimmen.

Von der Firma P. Gothe, Bochum, wird auch ein dem *w*-Messer ähnliches, jedoch einfacheres Gerät gebaut, das als LUGA-Messer (Luft-Gas-Messer) bezeichnet wird. Eine Ausführung mit 4 Meßbereichen wird bei Wettermessungen unter Tage, eine Ausführung mit 2 Meßbereichen wird bei Messungen in Verbindung mit der CH_4-Absaugung und bei Staubmessungen verwendet.

Soll die Wettergeschwindigkeit an einem Punkt in der Grube ständig überwacht werden, so eignet sich hierfür der *w*-Schreiber. Er besteht im Wesentlichen aus einem *w*-Messer, dessen Zeiger aus dem Gehäusedeckel herausgeführt ist, aus einem Hakenrohr, das die Wetter dem *w*-Messer zuleitet, und aus einem Fallbügelschreiber, der den zeitlichen Verlauf der Wettergeschwindigkeit in Form einer Punktreihe aufschreibt.

110. — Das Staurohr. Das Staurohr ist ein Druckentnahmegerät (Abb. 490) und besteht aus einem Kopfstück mit einem senkrecht dazu stehenden Stiel. In beiden Teilen des Gerätes verlaufen 2 Kanäle. Der eine von ihnen mündet in der Mitte des vorderen kugeligen Endes des Kopfstückes, während der andere durch in der Wand des Kopfstückes angebrachte Löcher Verbindung nach außen hat. Im Stiel werden beide Kanäle in Röhrchen fortgeführt, die an ihrem Ende mit einem Differenzdruckmesser, am besten einem Askaniaminimeter, verbunden werden können.

Um sich darüber klarzuwerden, welche Größen mit Hilfe des Staurohres gemessen werden können, seien die Verhältnisse in einer blasenden und saugenden Luttenleitung betrachtet.

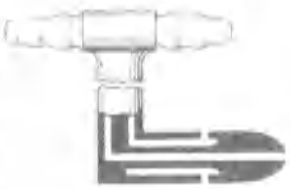


Abb. 490. Staurohr.

Gesucht wird immer ein Unterschied von Drücken, und es sei daran erinnert, daß ein Unterschied nur bei verschiedenen Zuständen eines Luftstromes an zwei verschiedenen Beobachtungspunkten vorhanden ist oder bei einer Verschiedenheit des Gesamtdruckes in dem zu beobachtenden Raum (Lutte) und einem Bezugsraum, der in unserem Fall der Raum außerhalb der Lutte, also die freie Atmosphäre ist. Der Gesamtdruck ist stets die Summe von absolutem statischem und dynamischem Druck. Er ist innerhalb der Lutte $p_{stL} + p_{dyn\,L}$ und in der freien Atmosphäre $p_{sto} + p_{dyn\,o}$ oder, da mit dem Barometerdruck verglichen wird, ist $p_{sto} = b_o$ und, da der Barometerdruck ein ruhender, also $p_{dyn\,o} = 0$, ist, handelt es sich darum, $p_{st\,L} + p_{dyn\,L} = p_{gL}$ also den in der Lutte herrschenden Gesamtdruck, mit dem Barometerdruck zu vergleichen.

In der blasenden Lutte herrscht Überdruck, also ist der absolute statische Druck in ihr $b_o + \Delta p_{st}$; er ist also gleich dem Barometerdruck, vermehrt um den Überdruck. Hinzu kommt der dynamische Druck. Also wird verglichen $(b_o + \Delta p_{st}) + p_{dyn}$ gegen den Barometerdruck, und der Gesamtüberdruck ist

$$\Delta p_g = (b_o + \Delta p_{st}) + p_{dyn} - b_o = \Delta p_{st} + p_{dyn}.$$

In der saugenden Lutte herrscht Unterdruck gegen die Atmosphäre. Der absolute statische Druck in ihr ist gleich dem Barometerstand, vermindert um den statischen Unterdruck. Hinzu kommt auch hier, um den absoluten Gesamtdruck in der Lutte zu erhalten, der dynamische Druck. Also wird verglichen $(b_o - \Delta p_{st}) + p_{dyn}$ gegen den Barometerstand und der Gesamtunterdruck ist

$$-\Delta p_g = b_o - \Delta p_{st} + p_{dyn} - b_o = -\Delta p_{st} + p_{dyn}.$$

Der Gesamtunterdruck ist also bei einem durch Unterdruck bewegten Luft-

strom kleiner als der statische Unterdruck, und zwar um den Betrag des dynamischen Drucks, also des Geschwindigkeitsdruckes der bewegten Luft.

Diese rechnerisch ermittelten Verhältnisse sind in Abb. 491 graphisch dargestellt. Sie läßt eine Luttenleitung erkennen, in deren Mitte ein Lüfter angebracht ist, so daß die Leitung in eine saugende und blasende Hälfte unterteilt ist. An beiden Hälften ist ein je aus 3 U-Rohren bestehendes Wassersäulenmanometer angebracht, von dem 2 Enden in der Atmosphäre ausmünden, während ein Röhrchen flach in der Luttenwand mündet und ein anderes mit seiner der Stromrichtung entgegen gekrümmten Öffnung bis zur Mitte der Luttenleitung reicht. Auf diese Öffnung wirkt der Gesamtdruck und auf die in die Luttenwand mündende Öffnung nur der statische Druck ein. Infolgedessen kann mit den linken Rohren der Wassersäulenmanometer der Gesamtüber- oder -unterdruck und mit den rechten Rohren der statische Über- oder Unterdruck gemessen werden. Die mittleren Rohre gestatten, den dynamischen Druck abzulesen.

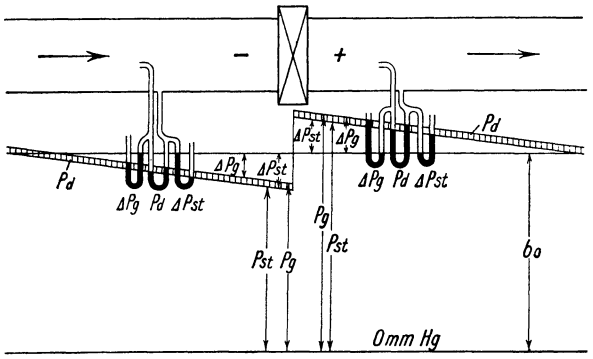


Abb. 491. Druckverhältnisse in einem Luttenstrang bei saugender und blasender Bewetterung.

Wird das Staurohr mit seinem vorderen Ende gegen die Richtung eines z. B. in einer Lutte fließenden Luftstroms gehalten — man führt es hierzu durch ein Loch in der Luttenwand ein, das bis auf eine enge Öffnung zur Aufnahme des Stiels wieder verschlossen werden muß —, so wirkt auf die vordere Öffnung des Staurohrs der Luftstrom mit seinem statischen und dynamischen Druck, also mit seinem Gesamtdruck, ein. Durch die seitlichen Mündungslöcher des Staurohrs kann sich dagegen der dynamische Druck nicht fortpflanzen, sondern nur der statische Druck. Man mißt also durch Anschluß des einen Röhrchens an das Minimeter den Gesamtüber- oder -unterdruck und durch Anschluß des anderen den statischen Über- oder Unterdruck. Da bei blasender Bewetterung $p_{dyn} = \Delta p_g - \Delta p_{st}$ ist und bei saugender Bewetterung $p_{dyn} = \Delta p_{st} - \Delta p_g$ kann durch gleichzeitigen Anschluß beider Röhrchen an die Stutzen des Minimeters auch unmittelbar der dynamische Druck bestimmt werden.

Da die Stromgeschwindigkeit in dem Querschnitt einer Luttenleitung wie jedes anderen Wetterweges in der Mitte größer ist als in der Nähe der Wandungen, muß jede Messung mit dem Staurohr nach dem Schwerlinienverfahren[1] durchgeführt werden, es sei denn, die Mengenmessung

[1] s. Abnahmeregeln für Verdichter und Kompressoren.

fände mit Hilfe einer Düse oder eines Staurandes statt[1]. Auch unter Tage kann das Staurohr verwandt werden. Es geschieht jedoch wegen der Umständlichkeit der Netzmessung selten.

111. — Schreibende Mengenmesser. Die meisten der heute verwendeten schreibenden Mengenmesser beruhen wie die schreibenden Depressionsmesser (vgl. Ziff. 102) auf dem Prinzip der Ringwaage, mit deren Hilfe der Differenzdruck (Wirkdruck) an einer in die Meßleitung eingebauten Düse oder Blende gemessen wird (Abb. 492). Der Aufbau der Ringwaage ist bereits in der Ziff. 102 beschrieben, auf die verwiesen sei. Eine Abweichung besteht hier lediglich darin, daß die beiden Meßkammern des Ringrohres mit dem Raum vor und hinter der Düse oder Blende verbunden sind. Außerdem ist hier zwischen Ringrohr und Zeiger oder Schreibwerk eine Radizierkurve eingeschaltet (s. Abb. 492), um die zwischen Wirkdruck und Durchflußmenge bestehende quadratische Beziehung in eine lineare umzuwandeln und so eine lineare, d. h. abstandsgleiche Skalen- und Schreibstreifeneinteilung verwenden zu können.

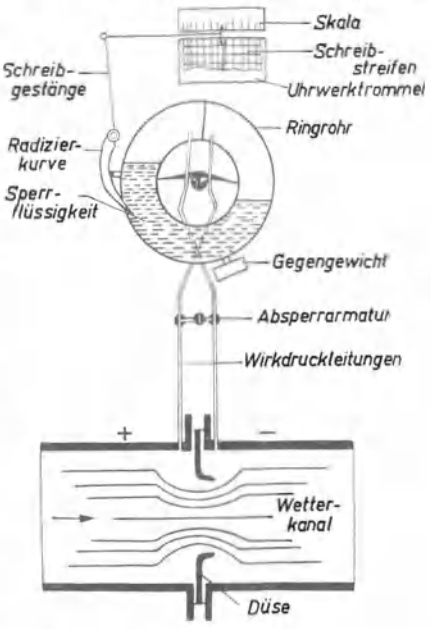


Abb. 492. Schreibender Mengenmesser.

Schreibende Mengenmesser verdienen durchaus neben den Depressionsmessern und zum Teil an deren Stelle benutzt zu werden. Ein Depressionsmesser verzeichnet lediglich die erzielte Depression, sagt aber nichts über die Wettermenge aus, die z. B. durch Streckenbrüche oder sonstige Verengungen trotz sogar steigender Depression stark verringert werden kann. Der Mengenmesser ist also, da er unter allen Umständen die tatsächlich durchziehende Wettermenge anzeigt, ein besserer Maßstab für die Beurteilung der Bewetterung als ein Depressionsmesser. Vereinigt man einen Mengen- mit einem Depressionsmesser, so ist die rechnerische Ermittelung der jeweiligen Lüfterleistung (s. Ziff. 151) ohne weiteres möglich.

b) Die rechnerische Erfassung der Wetterbewegung.

112. — Die Berechnung des Druckabfalls. Die Berechnung des Druckabfalls hängt von der Kenntnis der diese Druckhöhe beeinflussenden Faktoren ab. Gemeinsam für alle Strömungsarten ist ihre Proportionalität mit der Wetterwichte γ, der Länge l des Wetterweges und seinem Umfang U, während sie zum Querschnitt F umgekehrt proportional ist. Da es sich bei

[1] Iliwitzki: Die Durchflußmessung in Rohrleitungen. Braunkohle 1937 S. 6.

der Bewetterung um turbulente Strömung handelt, besteht zugleich eine quadratische Abhängigkeit zur Geschwindigkeit w. Infolgedessen ist für den Druckabfall die für alle turbulenten Strömungsarten in kreisförmigen Querschnitten (z. B. Lutten) gültige Druckabfallgleichung anwendbar

$$\Delta P = \lambda \gamma \frac{w^2}{2g} \frac{U l}{4F} [\mathrm{kg/m^2}] \tag{1}$$

oder mit $\frac{4F}{U} = d$ (Durchmesser)

$$\Delta P = \lambda \gamma \frac{w^2}{2g} \frac{l}{d} [\mathrm{kg/m^2}]. \tag{2}$$

λ ist in diesen Gleichungen der Reibungsbeiwert, dessen Größe von der Rauhigkeit des Wetterweges und von Wirbelbildungen abhängt.
Für nicht kreisförmige Querschnitte, wie sie in untertägigen Wetterwegen allgemein vorliegen, empfiehlt es sich, an Stelle des Durchmessers mit dem hydraulischen Radius $r' = \frac{F}{U}$* zu rechnen, da hierbei die verschiedenen Streckenquerschnitte einwandfrei berücksichtigt werden können. Obige Gleichungen erhalten dann die Form:

$$\Delta P = \lambda' \gamma \frac{w^2}{2g} \frac{l U}{F} [\mathrm{kg/m^2}]. \tag{3}$$

Der Zusammenhang zwischen λ und λ' ist durch die Beziehung $4\lambda' = \lambda$ gegeben.

Um die Reibung herabzusetzen, kann man gemäß obiger Gleichungen die Länge des Wetterweges verkürzen oder den Streckenumfang im Verhältnis zum Querschnitt vermindern. Dieses Verhältnis ist am günstigsten bei der Kreisform. Von ganz besonderem Einfluß aber ist eine Verkleinerung der Wettergeschwindigkeit. Das Verhältnis von w zu P_{dyn} ergibt sich, wenn man von $P_{dyn} = 1$ kg/m² und $w = 1$ m/sek ausgeht, aus folgender Aufstellung:

$w =$	1/4	1/2	1	2	5 m/sek
$P_{dyn} =$	1/16	1/4	1	4	25 kg/m²

Das Bestreben muß also dahin gehen, die Wettermenge, wo es nötig ist, nicht durch Erhöhung der Geschwindigkeit, der durch bergpolizeiliche Bestimmungen bei 6 m/sek in befahrenen Strecken eine Grenze gesetzt ist, sondern durch andere Mittel, z. B. Erweiterung der Streckenquerschnitte, oder Teilung des Stromes zu vergrößern. Allerdings würde es eine unnütze Ausgabe bedeuten, etwa alle Strecken einer Grube in ihrer Gesamtausdehnung zu erweitern. Vielmehr kommen hierfür nur diejenigen Strecken in Frage, durch die verhältnismäßig große Wettermengen ziehen, also z. B die Ein- und Ausziehschächte, die Hauptstrecken und auch ausziehende Wetterstrecken (vgl. a. Ziff. 152).

Obige Formeln gelten nur für gerade Strecken. Sie berücksichtigen nicht die Behinderung des Wetterstromes durch Biegungen, plötzliche Richtungs-

* Einzelheiten siehe: Hütte, 27. Aufl., Bd. I S. 472. Berlin: Wilhelm Ernst & Sohn.

änderungen u. dgl. Je stärker die Richtungsänderung ist, um so größer ist diese Behinderung.

Die Abb. 493 zeigt in Gegenüberstellung unsachgemäß und richtig angeordnete Streckenabzweigungen. Besonders ungünstig ist es, wenn zwei Wetterströme mit entgegengesetzten Bewegungsrichtungen aufeinandertreffen, wie es in den drei mittleren Abbildungen der linken Seite dargestellt ist. Alsdann ist es leicht möglich, daß der Strom mit der geringeren Geschwindigkeit gänzlich zurückgestaut wird. Sehr schädlich wirken auch Sackgassen (Abb. 493, unten links), in die die Wetter hineinstoßen, und in denen sie sich gewissermaßen verfangen. Schwierigkeiten machen in dieser Beziehung häufig die Überleitungen des Wetterstromes aus Schächten in söhlige Strecken und umgekehrt die Überführungen aus diesen in jene. Auf vielen Gruben sind fehlerhafte Anordnungen der dargestellten Art anzutreffen.

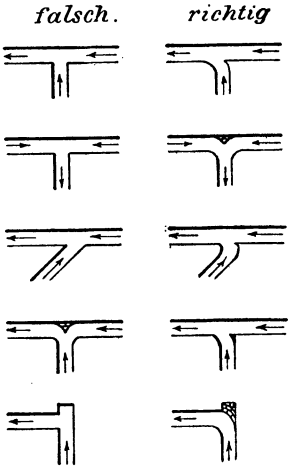


Abb. 493. Falsch und richtig angeordnete Streckenabzweigungen.

113. — Der Reibungsbeiwert in Grubenbauen. Die größte Unsicherheit bei Anwendung obiger Formeln liegt in der Größe des Reibungsbeiwertes. Will man sie für die Bestimmung der Depression eines neuen Grubengebäudes anwenden, so sind alle Größen mit Ausnahme von λ und λ' leicht zu errechnen, wenn Strekkenquerschnitt, Ausbauart und Wettermenge festliegen.

Die Untersuchungen von REYNOLDS haben hinsichtlich des Reibungsbeiwertes das überraschende Ergebnis gebracht, daß er einen und denselben Wert hat, wenn die Strömungskanäle geometrisch und die Strömungsvorgänge dynamisch ähnlich sind. Die geometrische Ähnlichkeit ist vorhanden, wenn die mechanische Rauhigkeit des einen Wetterweges ähnlich der mechanischen Rauhigkeit des zweiten Wetterweges ist. Also können z. B. jeweils nur miteinander verglichen werden: ausbaulose Strecken, Strecken in Türstock-, Stahlbogen- oder Ringausbau usw. sowie Blindschächte und Hauptschächte untereinander.

Die Bedingungsgleichung für die dynamische Ähnlichkeit lautet:

$$Re = \frac{w_0 d}{\nu} = \frac{w_0 d \gamma}{g \mu} \quad \text{auf den Durchmesser bezogen,} \tag{1}$$

$$Re' = \frac{w_0 r'}{\nu} = \frac{w_0 r' \gamma}{g \mu} \quad \text{auf den hydraulischen Radius bezogen.} \tag{2}$$

Hierin bedeuten Re und Re' die dimensionslose Reynoldssche Zahl, w_0 die mittlere Geschwindigkeit in m/sek, d den Durchmesser in m, r' den hydraulischen Radius F/U, ν die kinematische Zähigkeit der Luft in m^2/sek, γ die Wichte der Luft in kg/m^3, g die Erdbeschleunigung in m/sek^2 und μ die dynamische Zähigkeit in kgsek/m^2.

Für die Grubenbewetterung kommen Re-Werte zwischen 100000 und 1500000 in Betracht.

Da λ' eine Funktion von Re ist, hat W. VOGEL[1] es unternommen, die Reibungsbeiwerte verschiedener Grubenbaue in ihrer Abhängigkeit von der Reynoldsschen Zahl zu bestimmen. Es stellte sich hierbei heraus, daß sie mit wachsender Reynoldsscher Zahl zunächst stark zunehmen und von einer gewissen Höhe an fast unverändert bleiben oder wieder etwas kleiner werden. Für gerade Strecken in hölzernem Türstockausbau und für ausbaulose Strecken ist der Verlauf der Reibungsbeiwerte aus Abb. 494 zu ersehen.

Einen besonderen Hinweis verdienen Wetterwege mit Einbauten, also Schächte und Strecken mit Mittelstempeln. Die Umströmung dieser Einbauten, insbesondere wenn sie rund sind, liegt bei geringen und mittleren Wettergeschwindigkeiten im laminaren Bereich ($Re < 3000$), der bekanntlich einen weit höheren Reibungsbeiwert bedingt als der turbulente. Zugleich erklärt sich aus diesem Umstand, daß der Reibungsbeiwert solcher Wetterwege bei Übergang zu höheren Geschwindigkeiten in auffallender Weise abnimmt: die laminare Umströmung ist zu einer turbulenten ge-

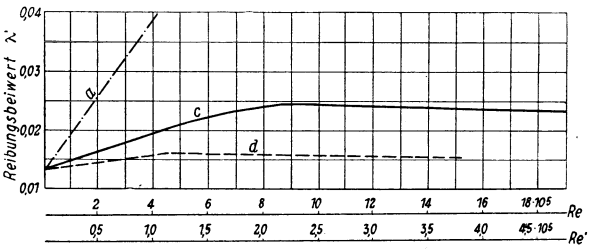


Abb. 494. Reibungsbeiwerte von geraden Strecken in Abhängigkeit von der REYNOLDSschen Zahl: *a* für Blindschächte ohne Einbauten, *c* für Strecken in Türstockausbau, *d* für ausbaulose Strecken.

worden. Auch scharfkantige oder größere Einbauten können oft günstigere Reibungsbeiwerte liefern als runde oder kleinere Einbauten, da bei ihnen eher ein Abreißen der haftenden Oberflächenschicht und ein Übergang zur Turbulenz erfolgt.

Die Reibungsbeiwerte von Schächten λ' liegen je nach dem Umfang der Einbauten und je nach der Reynoldsschen Zahl zwischen 0,003 und 0,04. Besonders durch Mitteleinstriche werden sie ungünstig beeinflußt, und zwar ist das Verhältnis des Einstrichabstandes zur Einstrichbreite maßgebend[2]. Als zweckmäßig hat sich eine Verkleidung der Seitentrumme herausgestellt, da der Reibungsbeiwert dann etwa so niedrig liegt wie bei Schächten ohne Einbauten (0,0027 — 0,006). Wesentlich höhere Werte besitzen Blindschächte, bei denen mit 0,08—0,15 gerechnet werden kann.

Welche Bedeutung der Reibungsbeiwert verschiedener Ausbauformen in Strecken hat, erhellt aus Abb. 495. Hierin sind, allerdings ohne Beachtung des etwas wechselnden Verhältnisses von Streckenumfang zum Querschnitt,

[1] VOGEL, W.: Die Strömungswiderstände bei der Bewetterung von Grubenbauen. Dissertation TH. Aachen 1932.

[2] BÄR, S.: Der Wetterwiderstand von Förderschächten und die Möglichkeiten zu seiner Verringerung. Nach Modellversuchen. Glückauf 1949 S. 327.

diejenigen Querschnitte einer Strecke in Türstockzimmerung, ohne Ausbau und in glatter Mauerung gegenübergestellt, die bei gleichem Druckabfall die gleichen Wettermengen hindurchlassen.

114. — Der Reibungsbeiwert in Lutten. Zur Errechnung des Reibungsbeiwertes in Lutten kann die in Ziff. 112 angegebene Druckabfallgleichung (2) oder (3) dienen, nachdem zuvor die Wettergeschwindigkeit w und der Druckabfall h gemessen wurden. Die den Reibungsbeiwerten entsprechenden Reynoldsschen Zahlen lassen sich nach den Gl. (1) und (2) der Ziff. 113 ermitteln.

Bei großen Reynoldsschen Zahlen, bei denen λ und λ' nur von der relativen Rauhigkeit k/d abhängig sind ($Re > 600000$), sei zur Errechnung des Reibungsbeiwertes die Formel von Hopf und Fromm[1] empfohlen:

$$\lambda = \left(\frac{k}{d}\right)^{0{,}314} \cdot 10^{-2}$$

und für nicht kreisförmige Querschnitte mit dem hydraulischen Radius r' an Stelle des Durchmessers d (vgl. Ziff. 113):

$$\lambda' = \left(\frac{k'}{r'}\right)^{0{,}314} \cdot 10^{-2}.$$

k ist bei sauber verzinkten Rohren 1,8 m und bei gewöhnlich verzinkten Stahlrohren 3 m. Zwischen den Rauhigkeitsmaßen k und k' besteht die Beziehung $k = 330\,k'$. Bei $k = 3$ m errechnen sich folgende Reibungsbeiwerte:

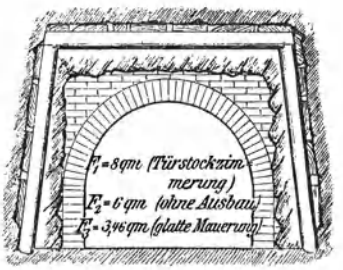


Abb. 495. Streckenquerschnitte mit gleichem Widerstand für durchziehende Wetter.

0,0206 bei Lutten von 330 mm ∅, 0,0165 bei Lutten von 600 mm ∅,
0,0188 bei Lutten von 400 mm ∅, 0,0141 bei Lutten von 1000 mm ∅.

Ein 100 m langer, gerade verlegter, dichter Luttenstrang verbraucht dann bei Wettergeschwindigkeiten von $w = 5$ m/sek und $w = 10$ m/sek folgende Drücke:

Luttendurchmesser in mm	Druckverluste in kg/m²	
	$w = 5$ m/sek	$w = 10$ m/sek
300	41,74	167,57
600	16,61	66,52
1000	8,62	34,65

Infolge der in Luttenleitungen häufigen Wetterverluste können die angegebenen Werte auf 50% sinken. Andererseits erfahren sie infolge der häufig ungeraden Verlegung eine Erhöhung.

Krümmer haben einen wesentlich höheren Reibungsbeiwert. Der in ihnen auftretende Druckabfall errechnet sich nach der Formel

$$\Delta P = \zeta \frac{w^2}{2g} \gamma .$$

[1] Hopf, L.: Die Messung der hydraulischen Rauhigkeit. Z. angew. Math. Mech. 1923 S. 329; ferner K. Fromm: Strömungswiderstand in rauhen Rohren. Ebenda S. 339.

Für rechtwinklige Luttenkrümmer kann etwa mit $\zeta = 3$ gerechnet werden. Die Länge einer geraden Lutte, die den gleichen Druckabfall hervorruft wie ein Krümmer, kann man aus der Beziehung $l = \frac{\zeta}{\lambda} d$ erhalten (gleichwertige Länge). So entspricht ein rechtwinkliger Krümmer von 300 mm ⌀ einer geraden Lutte von 4,5 m Länge und ein 600er Krümmer einer Länge von 11 m.

115. — Der Widerstandswert eines Wetterweges. Der Widerstandswert eines Wetterweges R — oder auf 100 m Länge bezogen R_{100} — ist bestimmt durch die Formel

$$R = \frac{\Delta P^*}{V^2} \text{ [kg sek}^2/\text{m}^8 \text{ oder Weisbach (Wb)]}$$

oder

$$R_{100} = \frac{\Delta P_{100}}{V^2} \text{ [Wb]}.$$

Ein Wetterweg hat den Widerstandswert 1 Weisbach (Wb), wenn er bei einem Druckunterschied von 1 kg/m² eine Wettermenge von 1 m³/sek durchläßt. Die Einheit des Widerstandswertes wird im englischen Maßsystem mit 1 Atkinson bezeichnet, während man in Frankreich die Bezeichnung „Murgue" verwendet. Es ist 1 Wb = 1000 m Wb (Milliweisbach) = 164 Atkinson = 1000 Murgue.

ΔP_{100} bedeutet hierbei den auf 100 m Strecke entfallenden Druckverbrauch. Obige Gleichungen lassen sich auf die in Ziff. 112 angegebene Druckabfallgleichung zurückführen, wenn man für einen bestimmten Wetterweg die Größen U, F, l, g, λ (oder λ') und γ als konstant ansieht, ferner für $w = \frac{V}{F}$ setzt. Streng genommen gilt obige Beziehung jedoch nur angenähert, da γ und λ (oder λ') in vielen Fällen nicht konstant sind. Wie in Ziff. 113 dargestellt ist, hängt der Reibungsbeiwert von der Reynoldsschen Zahl ab, ändert sich also mit der Wettergeschwindigkeit und mit dem Verhältnis Streckenquerschnitt zu Streckenumfang. Gemäß Abb. 494 kann die Änderung u. U. erheblich sein. Erst von Re-Werten > 600000 werden λ und λ' von Re praktisch unabhängig.

Batzel und Schmidt[1] haben durch Messungen nachgewiesen, daß der Exponent der Wettermenge, der in obiger Formel mit 2 angegeben ist, auch andere Werte annehmen kann. Man gibt dieser Gleichung daher besser die allgemeine Form

$$R = \frac{\Delta P}{V^n}$$

und kann für n setzen

bei Haupt- und Abbaustrecken . . .	~ 2,
bei Strebräumen	$\sim 2{,}3$
bei Blind- und Hauptschächten . . .	$\sim 2{,}2$
bei Wettertüren	1,75 – 1,9.

* Mit V soll die Wettermenge in m³/sek, mit Q die Wettermenge in m³/min bezeichnet werden.

[1] Batzel, S., u. W. Schmidt: Untersuchungen über die Wetterverzweigung unter Tage und ihre Vorausbestimmung mit Hilfe eines elektrischen Wettermodells. Glückauf 1952 S. 471.

In diesen verschiedenen Exponenten deutet sich die unterschiedliche Abhängigkeit des Widerstandswertes R vom Reibungsbeiwert λ (oder λ') an.

Die Beziehung $R = \frac{\Delta P}{V^n}$ oder $\Delta P = R\,V^n$ kann als das Widerstandsgesetz für Wetterströme angesehen werden. Es hat große Ähnlichkeit mit dem Ohmschen Gesetz der Elektrotechnik und unterscheidet sich von ihm nur durch den Exponenten der Wettermenge.

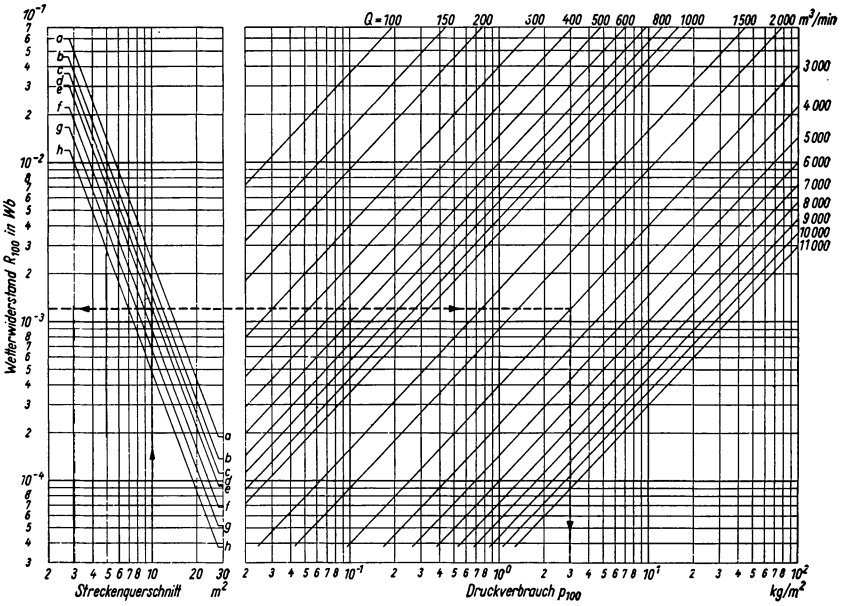


Abb. 496. Nomogramm zur Ermittlung des Wetterwiderstandes und des Druckverbrauches in Strecken.

Rechteckiger Querschnitt:

a Türstockausbau mit Holz- oder Stahlkappen auf Holzstempeln.
b Wetterstrecken ohne Ausbau bei unebener Oberfläche.
c Geradlinige Wetterstrecken ohne Ausbau bei ziemlich glatter Oberfläche.
e Stahlkappe auf Scheiben- oder Betonscheibenmauern.
h Betonausbau.

Bogenförmiger Querschnitt:

b Wetterstrecken ohne Ausbau bei unebener Oberfläche.
c Abbaustrecken mit Verzug hinter den Stahlbögen.
d Geradlinige Hauptwetterstrecken mit Verzug hinter den Stahlbögen.
f Mauerung, Betonausbau oder Verzug zwischen den Stahlbögen bis zur Rundung.
g Mauerung oder Verzug zwischen den Stahlbögen rundherum.
h Betonausbau.

Die Bestimmung des Widerstandes von Wetterwegen kann auf Grund obiger Formel durch Messung der Wettermenge V (oder Q) und des Druckunterschiedes ΔP erfolgen.

In Abb. 496 sind im linken Teil die Widerstandswerte R_{100} für 100 m lange, verschieden ausgebaute Strecken in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt aufgetragen. Mit Hilfe des rechten Teils der Abbildung läßt sich über die Wettermenge der Druckverbrauch ΔP_{100} bestimmen[1]. Ein Beispiel möge den Gebrauch des Nomogrammes erläutern. Der R_{100}-Wert einer in Stahlbögen ausgebauten Wetterstrecke (Linie *d*, linker Teil der Abbil-

[1] Näheres s. H. Fricke: Nomogramm zur Ermittlung des Druckverbrauches von Wetterwegen. Glückauf 1953 S. 1232.

dung) von 10 m² lichtem Querschnitt beträgt 0,0012 Wb. Daraus ergibt sich bei einer Wettermenge von 3000 m³/min ein Druckverbrauch auf 100 m von $\Delta P_{100} = 3$ kg/m². Ist eine derartige Strecke bei gleichem lichten Querschnitt in Mauerung ausgebaut (Linie *g*), so verringert sich der R_{100}-Wert auf 0,00065 Wb und der Druckverbrauch ΔP_{100} auf etwa 1,2 kg/m².

Die an Hand dieses Nomogramms ermittelten Werte gelten für freie Strecken. Geht Wagenförderung in den Strecken um, oder sind Förderwagen in der Strecke z. B. an Ladestellen oder Bahnhöfen abgestellt, so erhöht man die für die entsprechenden freien Strecken in Abb. 496 gefundenen ΔP_{100}-Werte zweckmäßig um etwa 75%. Im Einzelnen hängt der Widerstand, den die Förderwagen darstellen, vom Verhältnis des Streckenquerschnittes zur Stirnfläche der Wagen, ihrer Anzahl und ihrem Abstand voneinander ab. Es ist verständlich, daß der Einfluß der Förderwagen um so größer ist, je größer der Anteil der Stirnfläche am Streckenquerschnitt ist. So wird der durch Förderwagen bestimmter Größe hervorgerufene Druckabfall in einem Ortsquerschlag kleinen Querschnittes z. B. erheblich höher sein als in einem Füllort oder in einer Hauptförderstrecke mit entsprechend großem Querschnitt.

116. — Grundgesetze der Wetterstrom- und Druckverteilung. Für die Verteilung der Wettermengen und der Druckunterschiede lassen sich nach A. GÄRTNER[1] folgende Gesetze aufstellen:

1. Das Gesetz über die Stromverteilung: „An jedem Knotenpunkt ist die Summe der abfließenden gleich der Summe der zuströmenden Wetter."

2. Das Gesetz über den Depressionsverlauf in geschlossenen Stromfiguren: „Bilden mehrere Wetterwege eine geschlossene Stromfigur, so ist die Summe der Druckunterschiede in jeder Umfahrungsrichtung gleich Null."

Aus diesen beiden Gesetzen ergeben sich die nachstehend wiedergegebenen Beziehungen für parallel und hintereinander geschaltete Wetterwege:

1. Sind mehrere Wetterwege parallel geschaltet, so verhalten sich die Wettermengen umgekehrt wie die Wurzeln ihrer Widerstände:

$$V_1 : V_2 = Q_1 : Q_2 = \frac{1}{\sqrt{R_1}} : \frac{1}{\sqrt{R_2}}.$$

2. Für den Gesamtwiderstand R mehrerer parallel geschalteter Wetterwege R_1, R_2, R_3 gilt:

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}}.$$

Bei zwei parallel geschalteten Wetterwegen kann man schreiben:

$$R = \frac{R_1 R_2}{(\sqrt{R_1} + \sqrt{R_2})^2}.$$

3. Der Gesamtwiderstand R von hintereinander geschalteten Widerständen R_1, R_2, R_3 ist:

$$R = R_1 + R_2 + R_3.$$

[1] GÄRTNER, A.: Die Berechnung der Wetterströmung in verzweigten Grubengebäuden. Glückauf 1927 S. 1741.

117. — Gleichwertige (äquivalente) Grubenweite. Wenn man den Wetterkanal des Lüfters statt an das Grubengebäude an die freie Luft anschließt und gleichzeitig durch eine dünne Wand verschließt, so kann man sich in diese ein Loch geschnitten denken, das so groß ist, daß es beim Gang des Lüfters ebensoviel Luft durchläßt, wie beim Anschluß des Wetterkanals an das Grubengebäude dem Lüfter zuströmt. Die hergestellte Öffnung und das Grubengebäude setzen also dem Durchgang des Wetterstromes den gleichen Widerstand entgegen. Eine solche Öffnung nennen wir die *gleichwertige (äquivalente) Öffnung* der Grube oder die *Grubenweite.*

Für die Berechnung der Grubenweite A hat man die folgende (freilich nicht einwandfreie) Formel für den Ausfluß von Gasen aus Düsen benutzt:

$$V = \alpha A \sqrt{\frac{2gh}{\gamma}} \quad (\mathrm{m^3/sek}),$$

worin α, der Zusammenziehungsbeiwert der Düse, zu 0,65 angenommen sei. Ist $\gamma = 1{,}2\ \mathrm{kg/m^3}$ und löst man unter Einsetzen dieser Werte nach A auf, so erhält man

$$A = 0{,}38 \frac{V}{\sqrt{\Delta P}} \quad (\mathrm{m^2}).$$

Die Grubenweite bleibt also für alle Wettermengen und die entsprechenden Unterdrucke die gleiche, solange die Grubenräume und die Stromverteilung sich nicht ändern. Auch diese Formel gilt wie die in Ziff. 112 angegebenen nur angenähert, weil die Depression ΔP vom Reibungsbeiwert λ (oder λ') abhängt. Wenn auch die Grubenweite infolgedessen keine absolute Größe ist, so läßt sich die für sie angegebene Beziehung doch für praktisch genügend genaue Annäherungsrechnungen und zur Klärung von Abhängigkeiten benutzen, deren Kenntnis für die Wetterführung von Bedeutung ist.

Im folgenden seien die Grubenweiten einiger Zechen wiedergegeben:

Name der Zeche	Wettermenge m³/sek	Depression kg/m²	Grubenweite m²	Wetterleistung kW
Kaligrube	50	100	1,91	49
Fürst Hardenberg . .	69	105	2,56	71
Lohberg	187	420	3,47	770
Engelsburg	100	160	3,00	157
Friedrich Thyssen 2/5 .	202	180	5,72	356

Die Grubenweite einer Zeche mit z. B. zwei ausziehenden Schächten errechnet sich durch Bildung der Summe der Teilgrubenweiten, die sich auf Grund der Liefermenge und des Unterdrucks jedes einzelnen Lüfters ergeben (vgl. Ziff. 155).

Bei Gruben, die zunächst mit natürlicher Wetterführung arbeiten und später zur Aufstellung eines Lüfters — also zur künstlichen Wetterführung — übergehen wollen, ist es möglich, die Grubenweite vor Beschaffung des Lüfters zu ermitteln, da man die Wettermenge kennt und den die natürliche Wetterbewegung bewirkenden Druckunterschied feststellen kann (Ziff. 137). Dagegen sind noch in der Entwicklung begriffene Gruben bei Bestellung des Lüfters gewöhnlich zur Schätzung der Grubenweite, die überdies bis zur völligen Aufschließung stark schwankt, gezwungen. In solchen

Fällen sind Einrichtungen zweckmäßig, die eine Änderung des Arbeitsbereiches des Lüfters gestatten (s. Ziff. 153).

Ähnlich wie es eine gleichwertige Öffnung für eine ganze Grube gibt, so kann man auch von der gleichwertigen Öffnung oder der *Kennlinie* eines Teiles der Grube, einer Strecke, eines Abbaubetriebspunktes oder eines anderen Wetterweges (vgl. Ziff. 119), z. B. einer Luttenleitung (s. Ziff. 187), sprechen. Die Grubenweite wird außerdem benutzt zur Ermittlung des Betriebspunktes von Lüftern und zur Berechnung von Wetternetzen (s. Ziff. 123, 126, 147, 187). Ferner ist sie von Bedeutung bei der Feststellung des Lüfterwirkungsgrades (s. Ziff. 147).

118. — Widerstandswert und Grubenweite. Die Beziehungen zwischen Widerstandswert und Grubenweite können leicht aus der in Ziff. 117 besprochenen Formel $A = 0{,}38 \cdot \frac{V}{\sqrt{\Delta P}}$ abgeleitet werden.

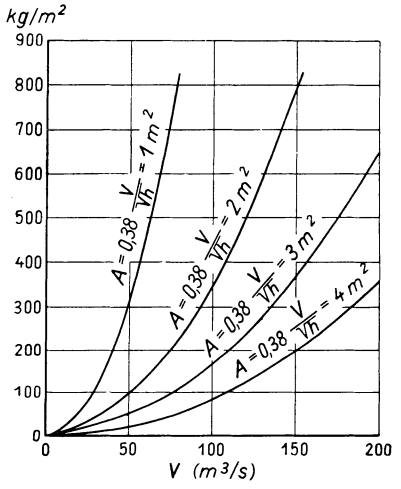


Abb. 497. Abhängigkeit der Wettermenge von der Depression bei verschiedenen Grubenweiten.

Durch Quadrieren erhält man

$$\frac{A^2}{0{,}144} = \frac{V^2}{\Delta P}.$$

Da $R = \frac{\Delta P}{V^2}$, ist $R = \frac{0{,}144}{A^2}$ oder $A = \frac{0{,}38}{\sqrt{R}}$.

Da die äquivalente Grubenweite paralleler Wetterströme gleich der Summe der Grubenweiten jeden einzelnen Stromes ist ($A = A_1 + A_2 + A_3$), ergibt sich der Widerstandswert paralleler Ströme zu

$$R = \frac{0{,}144}{(A_1 + A_2 + A_3)^2}.$$

Da ferner

$$R = R_1 + R_2 + R_3$$

ist, errechnet sich die Grubenweite hintereinander geschalteter Ströme zu

$$A = \frac{0{,}38}{\sqrt{R}} = \frac{0{,}38}{\sqrt{R_1 + R_2 + R_3}}.$$

119. — Die Kennlinie einer Grube und eines Wetterweges. Löst man die Formel für die Grubenweite nach ΔP auf, so ergibt sich

$$\Delta P = \frac{0{,}144}{A^2} \cdot V^2.$$

Für einen bestimmten Wert von A (z. B. 1, 2, 3, 4, ... m²) wird $h = \Delta P$ nur eine Funktion von V oder Q, die sich als Parabel darstellen läßt. In Abb. 497 ist dieses für verschiedene Grubenweiten geschehen. Jeder Grubenweite ist eine bestimmte Parabel zugeordnet, die als die Kennlinie der Grube, für welche die betreffende Grubenweite gilt, bezeichnet werden kann. Die Kennlinie für die Grubenweite $A = 3$ m² zeigt, daß bei einer Wettermenge von 5000 m³/min (= 83,5 m³/sek) eine Depression von rd. 140 kg/m²,

für eine Wettermenge von 10000 m³/min (= 167 m³/sek) eine Depression von rd. 430 kg/m² erforderlich ist. Ein Vergleich der übrigen Kurven läßt außerdem erkennen, daß eine Verdoppelung der Wettermenge von z. B. 100 auf 200 m³/sek ohne Erhöhung der Depression bei Erhöhung der Grubenweite von 2 auf 4 m², also auf den doppelten Wert, erreichbar ist.

Derartige Kennlinien sind auch für die Feststellung des Betriebspunktes und des Betriebsbereiches von Lüftern von Bedeutung (Näheres s. Ziff. 147).

120. — Kennwerte der Grubenbewetterung[1]. Zur Erleichterung des Vergleiches verschiedener Schachtanlagen ist der Begriff des Gesamtwirkungsgrades der Wetterwirtschaft (η_W) zweckmäßig. Er gibt das Verhältnis zwischen ausgenutzter Wetterleistung in der Grube (N_{Gab}) und der dem Lüfterantrieb zugeführten Leistung (N_{Mzu}) wieder, beträgt also

$$\eta_W = \frac{\text{ausgenutzte Wetterleistung in der Grube}}{\text{dem Lüfter zugeführte Leistung}} = \frac{N_{Gab}}{N_{Mzu}}.$$

Der Gesamtwirkungsgrad der Wetterwirtschaft wird aufgeteilt in den Wirkungsgrad der Wettermaschine (η_{WM}) und den Wirkungsgrad der Wetterführung in der Grube (η_{WG}). Es ist $\eta_W = \eta_{WM} \cdot \eta_{WG}$. Der Wirkungsgrad der Wettermaschine ist das Verhältnis der vom Lüfter abgegebenen Wetterleistung (N_{Lab}) zu der dem Antrieb der Wettermaschine zugeführten Leistung (N_{Mzu}):

$$\eta_{WM} = \frac{\text{vom Lüfter abgegebene Wetterleistung}}{\text{dem Antrieb zugeführte Leistung}} = \frac{N_{Lab}}{N_{Mzu}}.$$

Der Wirkungsgrad der Wettermaschine ist wiederum das Produkt der Teilwirkungsgrade η_M (Wirkungsgrad des Antriebes), $\eta_{\ddot{U}}$ (Wirkungsgrad der Übertragung) und η_L (Wirkungsgrad des Lüfters): $\eta_{WM} = \eta_M \cdot \eta_{\ddot{U}} \cdot \eta_L$. Die Feststellung der Einzelwirkungsgrade ist während des normalen Betriebes kaum möglich, so daß man sich meist mit dem Wirkungsgrad der Wettermaschine η_{WM} insgesamt begnügen muß.

Die Antriebsleistung N_{Mzu} läßt sich bei elektrischem Lüfterantrieb verhältnismäßig leicht, bei Dampfantrieb nur unter größerem meßtechnischen und rechnerischen Aufwand ermitteln. Die an die Grube abgegebene Lüfterleistung (N_{Lab}) läßt sich errechnen nach der Beziehung $N_{Lab} = \frac{V \cdot \Delta P}{102}$ (kW) (Ziff. 151). V und ΔP werden im Wetterkanal gemessen.

Der Wirkungsgrad der Wettermaschine (η_{WM}) liegt im Ruhrgebiet zwischen 33 und 63% und um einen Mittelwert von 53%. Von bestimmendem Einfluß auf diesen Wirkungsgrad ist der Wirkungsgrad des Lüfters (η_L), der weniger von der Bauart als von der richtigen Wahl und von der Möglichkeit seiner Regelung und Anpaßbarkeit abhängt.

Der Wirkungsgrad der Wetterführung in der Grube (η_{WG}) ergibt sich aus dem Verhältnis der in der Grube ausgenutzten Wetterleistung (N_{Gab}) und der der Grube zugeführten Wetterleistung (N_{Gzu}):

$$\eta_{WG} = \frac{\text{in der Grube ausgenutzte Wetterleistung}}{\text{der Grube zugeführte Wetterleistung}} = \frac{N_{Gab}}{N_{Gzu}}.$$

[1] Linsel, E.: Stand und Entwicklungsrichtung der Grubenbewetterung, Habilitationsschrift TH Aachen 1950.

Die der Grube zugeführte Wetterleistung (N_{Gzu}) ist mit der vom Lüfter abgegebenen Leistung (N_{Lab}) identisch. Bei der Messung von Q und ΔP im Wetterkanal, die zur Errechnung dieser Leistungen notwendig sind, ist darauf zu achten, daß an der gleichen Stelle im Wetterkanal gemessen wird. Es geht z. B. nicht an, die Werte für N_{Lab} unmittelbar am Lüfter vor dem Schieber und die Werte für N_{Gzu} hinter dem Schieber an irgendeiner anderen Stelle des Kanals zu messen. Bei nicht ganz geöffnetem Schieber können sie dann erheblich voneinander abweichen.

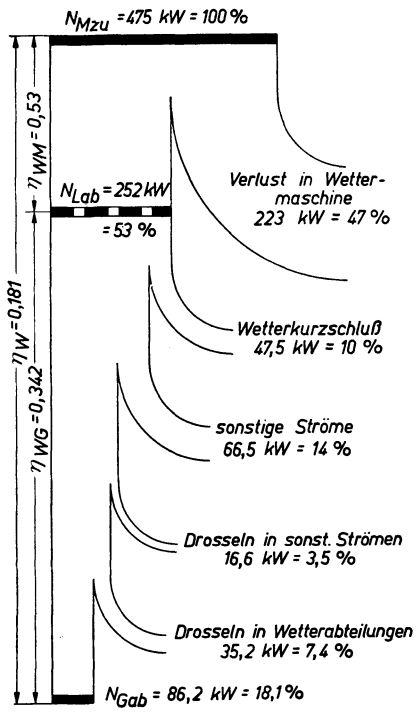


Abb. 498. Ausnutzung der Arbeitsleistung einer Wettermaschine.

Die in der Grube ausgenutzte Wetterleistung (N_{Gab}) ist verhältnismäßig schwierig zu erfassen und setzt gute meßtechnische Kenntnisse und Erfahrungen voraus. Der erste Schritt zu ihrer Ermittlung ist die genaue Feststellung der Verteilung der Wettermengen und des Druckgefälles in den einzelnen Wetterwegen der Grube. Die Lüfterabwettermenge setzt sich aus drei Teilen zusammen, und zwar aus den Abwetterströmen der „Wetterabteilungen", die in erster Linie die Abbaue umfassen, aus den „sonstigen Strömen" für die Bewetterung von Kammern, Strecken sowie von Bauen der Aus- und Vorrichtung und aus den „Kurzschlußwettermengen". Nach Abzug der Kurzschlüsse und nach Verminderung der „sonstigen Ströme" auf das notwendige Maß kann man mit Hilfe der Widerstandswerte (R oder R_{100}) den wirklichen Druckbedarf und aus Druck und Wettermenge den wirklichen Leistungsbedarf, d. h. N_{Gab} für jedes Wetterfeld ermitteln. Wird die Summe der ermittelten N_{Gab}-Werte zum Wert von $N_{Gzu} = N_{Lab}$ ins Verhältnis gesetzt, so erhält man η_{WG}. Dieser Wirkungsgrad liegt im Ruhrgebiet zwischen 8 und 72% und beträgt im Durchschnitt 35%.

Der Gesamtwirkungsgrad der Grubenbewetterung, der sich aus den Wirkungsgraden der Wettermaschine und der Wetterführung in der Grube zusammensetzt, schwankt im Ruhrgebiet zwischen 3 und 40% und liegt im Mittel bei 19%, ist also sehr gering.

Die Ausnutzung der Arbeitsleistung einer Wettermaschine zeigt Abb. 498 Von der zugeführten Leistung $N_{Mzu} = 475$ kW werden 252 kW an die Grube weitergegeben ($\eta_{WM} = 53\%$), von denen nur 86,2 kW für die Wetterführung ausgenutzt werden ($\eta_{WG} = 34{,}2\%$), so daß sich der Gesamtwirkungsgrad der Wetterführung in diesem Fall auf $\eta_W = 18{,}1\%$ beläuft.

c) Die Vorausbestimmung und Überwachung von Wetternetzen.

121. — Vorbemerkung. Der ein Grubengebäude durchfließende Wetterstrom mit seinen hintereinander und nebeneinander geschalteten Teilströmen ist ein einheitliches Ganzes. Jede Änderung des Widerstandes in einem Teilstrom oder eine zusätzlich in ihm wirkende Depression beeinflußt ihm parallel gerichtete und auch vor- und nachgeschaltete Teilströme und damit den gesamten Wetterstrom.

Von besonderer Bedeutung ist es daher, diese Beeinflussung zu kennen, und zwar erscheint dieses um so wichtiger, je umfangreicher und kostspieliger geplante Änderungen und Maßnahmen sind.

So ist es z. B. zweckmäßig, die Wirkung einer geplanten Streckenerweiterung auf die Wetterführung vorher festzustellen, um vor Fehlschlägen und nutzlosen Kosten gesichert zu sein. Das gleiche gilt dann, wenn ein neuer Wetterschacht abgeteuft werden soll (vgl. Beispiel 3, Ziff. 125). Noch unerläßlicher ist eine vorherige Bestimmung des Wetternetzes einer ganzen Grube, wenn ein neuer Lüfter aufgestellt werden soll, um aus den zu ermittelnden Betriebspunkten den Lüfter auslegen zu können. Dabei wird zweckmäßig auch die zukünftige Entwicklung der Grube berücksichtigt und für bestimmte Zeitabschnitte eine Berechnung der Wettermenge, des Druckverbrauches und der Grubenweite vorgenommen. Die Wahl des Lüfters erfolgt dann so, daß diese Betriebspunkte noch in einen günstigen Wirkungsgradbereich des Lüfters fallen, u. U. unter Zuhilfenahme geeigneter Regelvorrichtungen.

Die Vorausberechnung eines Zusatzlüfters (vgl. Ziff. 156) ist notwendig, da ein zu gering bemessener Lüfter drosselnd wirkt und ein zu groß bemessener Wetterstillstand oder Wetterumkehr in parallelen Nachbarabteilungen hervorrufen kann (vgl. Beispiel 5, Ziff. 127). Der Einfluß, den die Verstärkung des Teilstromes auf andere parallel gerichtete Wetterströme ausübt, muß daher besonders beachtet und vorher berechnet werden, um unerwünschte Wetterkreisläufe zu vermeiden.

Die wettertechnische Planung, deren Endziel meist die Bemessung des Lüfters ist, geht von Abbau- oder Betriebsplänen aus, in denen die zukünftige Entwicklung des Grubengebäudes für einen größeren Zeitraum festgelegt ist.

Aus dem geplanten Streckenquerschnitt und der Ausbauart kann man die R_{100}-Werte (s. Abb. 496, S. 621) oder Reibungswerte λ' feststellen und aus diesen, der Streckenlänge und der durch die betreffenden Baue voraussichtlich strömenden Wettermenge nach den in Ziff. 112 angegebenen Formeln den Druckabfall bestimmen. Die Wettermenge ergibt sich entweder aus dem z. Z. von der Bergbehörde festgelegten Wert von 3 oder 6 m³/Mann und Minute in der stärkstbelegten Schicht (vgl. Ziff. 5) im Abbau und der Belegung oder aus der täglichen Fördermenge und einem auf die Fördermenge bezogenen Mengenwert, der je nach den Ausgasungsverhältnissen zwischen 2,5 und 4 m³/t v. F. und Minute liegt.

Eine weitere wichtige Aufgabe der wettertechnischen Planung und Überwachung besteht darin, an Hand der gemessenen und errechneten Werte nachzuprüfen, inwieweit die vorhandenen Wetterwege den durch die Planung gestellten Forderungen genügen und welchen Ausbau und

welche Querschnitte die neu aufzufahrenden Grubenbaue zweckmäßig erhalten müssen, damit in ihnen die benötigte Wettermenge möglichst wirtschaftlich gefördert werden kann, d. h. bei gutem Gesamtwirkungsgrad des Hauptlüfters und ohne übermäßige Anwendung von Drosseln in den einzelnen Betriebsabteilungen.

Die Vorausbestimmung und Überwachung von Wetternetzen auf rein rechnerischem Wege ist möglich, aber vielfach zeitraubend und z. T. schwierig. Deshalb geht man auf größeren Gruben neuerdings dazu über, Wetternetze mit Hilfe von Wettermodellen darzustellen und an ihnen die notwendigen Untersuchungen vorzunehmen, was verhältnismäßig schnell und einfach vonstatten geht.

1. Rechnerische Verfahren.

122. — Allgemeines. Bei den Berechnungen von Wetternetzen wird in erster Linie das Verfahren der *widerstandstreuen Netzumwandlung*, daneben auch das Probierverfahren, angewendet. Die widerstandstreue Netzumwandlung besteht darin, Teilnetze durch Einzelwiderstände zu ersetzen und parallel und hintereinander geschaltete Widerstände zusammenzufassen. Bei den folgenden Beispielen soll dieses Verfahren angewandt werden. Beim Probierverfahren muß man Wettermenge und Druckunterschied mehrerer benachbarter und im Netz geeignet gelegener Wetterwege annehmen und zum Ziel zu kommen versuchen. Bei Widersprüchen sind die angenommenen Werte zu ändern[1].

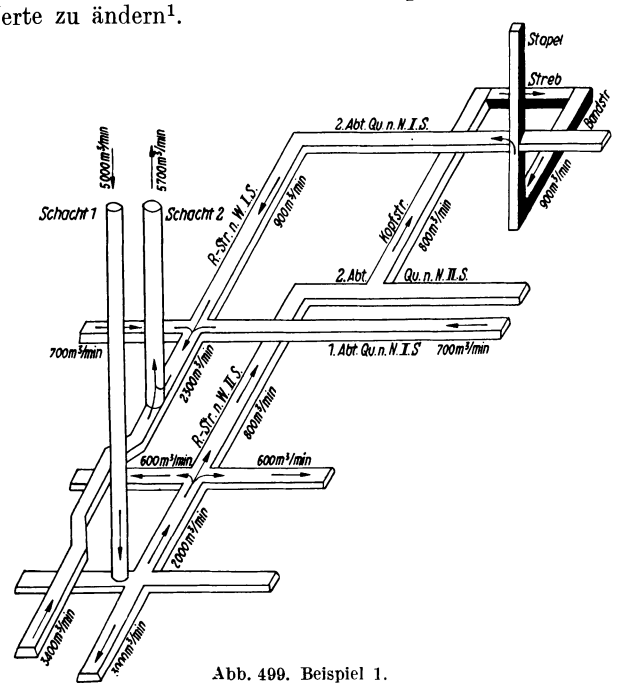


Abb. 499. Beispiel 1.

[1] Siehe A. GÄRTNER: Die Berechnung der Wetterströmung in verzweigten Grubengebäuden. Glückauf 1927 S. 1741.

Im folgenden sollen einige Beispiele behandelt werden.

123. — Beispiel 1. Die Bemessung eines Lüfters. Da in einer Grube die Wetterwiderstände der einzelnen Wetterabteilungen meist sehr unterschiedlich sind, bemißt man Grubenlüfter im allgemeinen nach dem größten in einer Abteilung auftretenden Druckverbrauch. Besteht ein großer Unterschied zwischen dieser Abteilung und den im Druckverbrauch nächstfolgenden, so ist die Bemessung des Hauptlüfters nach der Abteilung mit dem zweitgrößten Druckverbrauch zweckmäßig, während die Abteilung mit dem größten Druckverbrauch durch einen Zusatzlüfter bewettert werden sollte (vgl. Ziff. 156). Die Wetterverteilung der übrigen, meist näher am Schacht gelegenen Abteilungen erfolgt dann durch mehr oder minder starke Drosselung.

Der Wetterweg mit dem größten Druckabfall ist leicht zu erkennen, wenn man den Druckabfall von allen hintereinander geschalteten Wetterwegen nach den in Ziff. 121 genannten Gesichtspunkten feststellt.

An Hand eines sehr vereinfachten Beispiels soll der Rechnungsgang gezeigt werden. Gemäß Abb. 499 trete der größte Druckverbrauch in den Wetterwegen bis zu dem Abbaubetriebspunkt in der zweiten nördlichen Abteilung auf. Der Druckverbrauch errechnet sich aus den Widerstandswerten R und den gewünschten Wettermengen Q wie folgt:

Grubenbau	R (Wb)	Q (m³/min)	V (m³/sek)	$P = R\,V^2$ (kg/m²)
Schacht 1	0,0025	5000	83,33	17,36
Richtstr. n. W. 2. Sohle bis 1. Abt.-Qu.	0,015	2000	33,33	16,66
Richtstr. n. W. 2. Sohle 1. b. 2. Abt.-Qu.	0,018	800	13,33	32,00
2. Abt. Qu. n. N. 2. Sohle	0,044	800	13,33	7,82
Bandstrecke	0,163	800	13,33	28,98
Streb	0,235	800	13,33	41,77
Kopfstrecke	0,204	900	15,00	45,90
Stapel b. 1. Sohle	0,076	900	15,00	17,10
2. Abt. Qu. n. N., 1. Sohle	0,062	900	15,00	13,95
Richtstr. n. W. 1. Sohle 2. b. 1. Abt.-Qu.	0,031	900	15,00	6,98
Richtstr. n. W. 1. Sohle 1. Abt.-Qu. bis Schacht 2	0,024	2300	38,33	35,26
Schacht 2	0,004	5700	95,00	36,10
			Summe:	299,88

Der Lüfter muß also eine Wettermenge von 5700 m³/min bei einer Depression von rd. 300 kg/m² bewegen können. Zu dieser Wettermenge sind die Kurzschlüsse an der Rasenhängebank hinzuzuzählen, die zwischen 500—800 m³/min betragen können. Bei einem Kurzschlußverlust von 800 m³/min und damit bei einer Gesamtwettermenge von 6500 m³/min errechnet sich die Grubenweite zu $A = 0{,}38 \cdot \frac{108}{\sqrt{300}} = 2{,}38$ m². Aus diesen Werten ergibt sich der zu fordernde Betriebspunkt des Lüfters (vgl. Ziff. 147).

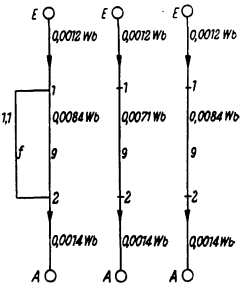


Abb. 500. Beispiel 2.

124. — Beispiel 2. *Es soll der Einfluß des Fortfalls von Wetterverlusten in alten Bauen festgestellt werden.* In Abb. 500 ist der Weg *E 1* der Einziehschacht, *1 g2* ein Hauptwetterweg, *2 A* der Ausziehschacht, während *1 f2* einen Kurzschlußweg darstellt. Die übrigen Zahlen der Abbildung geben die Widerstandswerte wieder.

Zunächst möge gezeigt werden, wie durch widerstandstreue Netzumwandlung die beiden parallelen Widerstände *1 g2* und *1 f2* auf einen gemeinsamen Widerstand R_{12} zurückgeführt werden. Es ist

$$\frac{1}{\sqrt{R_{12}}} = \frac{1}{\sqrt{1{,}1}} + \frac{1}{\sqrt{0{,}0084}}\text{; daraus ergibt sich}$$

$$R_{12} = 0{,}0071 \text{ Wb}.$$

Damit ist das aus zwei Teilströmen bestehende Netz in einen Strom mit nur hintereinander geschalteten Widerständen umgewandelt. Dessen Gesamtwiderstand ergibt sich infolgedessen zu:

$$R_{EA} = 0{,}0012 + 0{,}0071 + 0{,}0014 = 0{,}0097 \text{ Wb}.$$

Die Gesamtwettermenge ist dann bei einer Depression von 240 kg/m² $V_{EA} = \sqrt{\frac{240}{0{,}0097}} = 157{,}2$ m³/sek.

Nun ist auch die Errechnung der Druckunterschiede der drei Stromabschnitte möglich:

$$\Delta P_{E1} = 157{,}2^2 \cdot 0{,}0012 = 29{,}6 \text{ kg/m}^2,$$
$$\Delta P_{12} = 157{,}2^2 \cdot 0{,}0071 = 175{,}8 \text{ kg/m}^2,$$
$$\Delta P_{2A} = 157{,}2^2 \cdot 0{,}0014 = 34{,}6 \text{ kg/m}^2.$$

Die durch die beiden parallelen Teilströme fließenden Wettermengen sind dann:

$$V_{1g2} = \sqrt{\frac{176}{0{,}0084}} = 144{,}5 \text{ m}^3/\text{sek},$$

$$V_{1f2} = \sqrt{\frac{176}{1{,}1}} = 12{,}6 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Wie groß ist nun die Gesamtwettermenge nach Beseitigung des Wetterverlustes, d. h. nach Abdichtung des Wetterweges *1f2*? Zu ihrer Berechnung ist nur die Ermittlung des Gesamtwiderstandes (Abb. 500) notwendig:

$R_{EA} = 0{,}0012 + 0{,}0084 + 0{,}0014 = 0{,}011$ Wb. Infolgedessen ist

$$V_{EA} = \sqrt{\frac{240}{0{,}011}} = 147{,}7 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Statt 157,2 m³/sek hat der Lüfter nur 147,7 m³/sek, also 9,5 m³/sek weniger zu bewältigen, und durch den Wetterweg *1g2* fließt jetzt eine Wettermenge von 147,7 m³/sek statt 144,5 m³/sek, also 3,2 m³/sek mehr.

Hierbei ist vorausgesetzt, daß die Depression gleich gehalten werden soll. Kommt es hierauf jedoch nicht an, genügt vielmehr die alte Wettermenge von 144,5 m³/sek im Wetterweg *1g2*, so kann die Depression des Grubenlüfters vermindert werden. Bei gleichbleibender Wettermenge errechnet sich die Depression ΔP_x statt zu 240 kg/m² zu

$$\Delta P_x = 144{,}5^2 \cdot 0{,}011 = 229 \text{ kg/m}^2.$$

In beiden Fällen wird gegenüber dem Anfangszustand an Antriebsleistung des Lüfters gespart. Ohne Berücksichtigung des Wirkungsgrades ergeben sich beim Anfangszustand, bei neuem Zustand und gleichbleibender Depression und beim neuen Zustand und gleichbleibender Wettermenge im Wetterweg *1g2*:

$$N_1 = \frac{157{,}2 \cdot 240}{102} = 370 \text{ kW},$$

$$N_2 = \frac{147{,}7 \cdot 240}{102} = 348 \text{ kW},$$

$$N_3 = \frac{144{,}5 \cdot 229}{102} = 324 \text{ kW}.$$

Es wird also am meisten gespart, wenn die Wettermenge im Hauptwetterweg gleichbleibt und nach Beseitigung des Kurzschlusses die Depression verringert wird.

125. — Beispiel 3. *Wie erhöht sich die Wettermenge einer Grube durch Abteufen eines zweiten ein- oder ausziehenden Schachtes?* Nach Abb. 501 betrage der Widerstand jeder der drei Schächte 0,0014 Wb, der Widerstand des übrigen

Grubengebäudes ingesamt 0,01 Wb. Die verfügbare Depression betrage 300 kg/m². Die beiden ein- oder ausziehenden Schächte sind parallel geschaltet. Es ergibt sich vor dem Abteufen eines neuen Schachtes:

$$R_{EA} = 0{,}0014 + 0{,}01 + 0{,}0014 = 0{,}0128 \text{ Wb},$$

$$V_{EA} = \sqrt{\frac{300}{0{,}0128}} = \sim \mathbf{153{,}1\ m^3/sek}.$$

Nach Abteufen des neuen Schachtes sind die Verhältnisse folgende:

$$\frac{1}{\sqrt{R_{2A}}} = \frac{1}{\sqrt{0{,}0014}} + \frac{1}{\sqrt{0{,}0014}},$$

$$R_{2A} = 0{,}00035 \text{ Wb},$$

$$R_{EA} = 0{,}0014 + 0{,}01 + 0{,}00035 = 0{,}01175 \text{ Wb},$$

$$V_{EA} = \sqrt{\frac{300}{0{,}01175}} = \mathbf{159{,}7\ m^3/sek}.$$

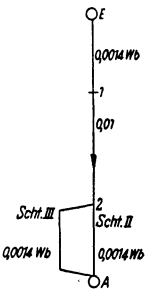


Abb. 501. Beispiel 3.

Die Wettermenge erhöht sich um 6,6 m³/sek, also nur um 4,13%.

126. — Beispiel 4. *An einen ausziehenden Schacht sollen zusätzlich Wettermengen eines benachbarten Grubengebäudes angeschlossen werden. Für welche Depression und Grubenweite ist der neu zu beschaffende Lüfter vorzusehen?*

Diese Aufgabe kann auf dem Wege über die Ermittlung der Widerstandswerte der Wetterwege und deren Beziehung zur äquivalenten Grubenweite gelöst werden (Ziff. 118, S. 624).

In Abb. 502 ist *ab* Einziehschacht, *bc* das Grubengebäude und *cd* Ausziehschacht, dessen bisheriger Lüfter 133 m³/sek bei 211 kg/m² Depression (davon 30 kg/m² in Schacht *cd*) leistet. An ihnen sollen 33,3 m³/sek über den Wetterweg *fc* und 16,6 m³/sek über den Wetterweg *gh* angeschlossen werden. Die beiden letztgenannten Wettermengen fallen durch den Schacht *ef* ein.

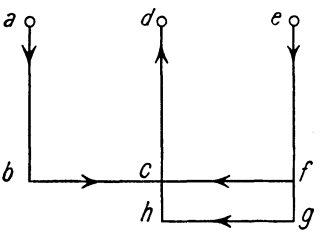


Abb. 502. Beispiel 4.

Grubenweite und Widerstandswert von *abcd*, von *abc* und vom Schacht *cd* sind leicht zu bestimmen, da die Depressionen gemessen werden können:

$$A_{abcd} = 3{,}14 \text{ m}^2; \quad R_{abcd} = 0{,}012 \text{ Wb}, \tag{1}$$

$$A_{abc} = 3{,}75 \text{ m}^2; \quad R_{abc} = 0{,}01031 \text{ Wb}, \tag{2}$$

$$A_{cd} = 9{,}2 \text{ m}^2; \quad R_{cd} = 0{,}00169 \text{ Wb}. \tag{3}$$

Der Schacht *ef* war bisher mit seiner gesamten Wettermenge an einen anderen Ausziehschacht angeschlossen. Seine Widerstandshöhe wurde bei einer Wettermenge von 116,6 m³/sek zu 20 kg/m² festgestellt. Also ist

$$A_{ef} = 9{,}9 \text{ m}^2; \quad R_{ef} = 0{,}00169 \text{ Wb}. \tag{4}$$

Schwieriger kann es sein, die Widerstandshöhe der Wetterwege *fc* und *gh* zu finden. *fc* kann ein schon bestehender Teil des benachbarten Grubengebäudes sein. Alsdann kann auch sein Widerstandswert gemessen werden. Zu berechnen (vgl. Ziff. 112) wäre dann nur der Anschlußweg eines alten Wetterweges an den Schacht *cd*. Das gleiche gilt für den Weg *fghc*. Im vorliegenden Fall ist $\Delta P_{fc} = 205$ kg/m² und $\Delta P_{fghc} = 17{,}3$ kg/m². Da auch die Wettermengen bekannt sind, ergibt sich:

$$A_{fc} = 0{,}87 \text{ m}^2; \quad R_{fc} = 0{,}185 \text{ Wb}, \tag{5}$$

$$A_{fghc} = 1{,}52 \text{ m}^2; \quad R_{fghc} = 0{,}0623 \text{ Wb}. \tag{6}$$

Um jetzt die Gesamtgrubenweite $A \left.\begin{matrix} a \\ e \end{matrix}\right\} d$ zu finden, müssen zunächst die

Grubenweite und der Widerstandswert der parallelen Ströme fc und $fghc$ bestimmt werden:

$$Afc = A_{fc} + A_{fghc} = 0{,}87 + 1{,}52 = 2{,}39 \text{ m}^2, \tag{7}$$

$$Rfc = \frac{0{,}144}{Afc^2} = \frac{0{,}144}{2{,}39^2} = 0{,}0252 \text{ Wb}. \tag{8}$$

Als weiterer Schritt ist jetzt die Errechnung der Grubenweite von ec möglich. Sie ergibt sich aus den Widerstandswerten für ef [Gl. (4)] und fc [Gl. (8)]:

$$Rec = R_{ef} + Rfc = 0{,}00169 + 0{,}0252 = 0{,}02689 \text{ Wb}. \tag{9}$$

Also ist

$$Aec = \frac{0{,}38}{\sqrt{0{,}0269}} = 2{,}3 \text{ m}^2. \tag{10}$$

Die Grubenweite des gesamten Grubengebäudes ohne den Ausziehschacht ist unter Benutzung von (2) und (10)

$$A_{acec} = A_{ac} + A_{ec} = 3{,}75 + 2{,}3 = 6{,}05 \text{ m}^2. \tag{11}$$

Daraus folgt:

$$R_{acec} = \frac{0{,}144}{6{,}05^2} = 0{,}00394 \text{ Wb}. \tag{12}$$

Da es sich beim Grubengebäude und dem Ausziehschacht um hintereinander geschaltete Wetterwege handelt, errechnet sich der Gesamtwiderstand durch Addition der beiden Einzelwiderstände (12) und (3):

$$R_{gesamt} = 0{,}00394 + 0{,}00169 = 0{,}00563 \text{ Wb}. \tag{13}$$

Infolgedessen ist:

$$A_{gesamt} = \frac{0{,}38}{\sqrt{0{,}00563}} = 5{,}07 \text{ m}^2. \tag{14}$$

Um jetzt die Depression des neuen Lüfters berechnen zu können, ist die Bestimmung der gesamten Wettermenge notwendig. Sie soll nunmehr erfolgen.

Wenn durch fc 33,3 m³/sek fließen, ist die dafür erforderliche Depression zu 205 kg/m² festgestellt worden. In dem parallelen Wetterweg $fghc$ strömen infolgedessen:

$$V = \sqrt{\frac{\Delta P}{R}} = \sqrt{\frac{205}{0{,}06231}} = 57{,}5 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Aus dem Schacht ef fließen somit dem Ausziehschacht cd zu: $57{,}5 + 33{,}3 = 91$ m³/sek. Infolgedessen erhöht sich der Depressionsverlust des Schachtes ef. Statt 116,5 m³/sek muß er 154 m³/sek durchlassen. Hierzu ist eine Depression erforderlich von

$$\Delta P_{ef} = 0{,}00169 \cdot 154^2 = 40 \text{ kg/m}^2.$$

Am Punkt c ergibt sich daher eine Depression von $205 + 40 = 245$ kg/m².

Durch diese hohe Depression erhöht sich die Wettermenge aus abc auf:

$$V_{ac} = \sqrt{\frac{\Delta P}{R}} = \sqrt{\frac{245}{0{,}01031}} = 154 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Die gesamte Wettermenge beträgt dann

$$V_{gesamt} = V_c + V_{ac} = 91 + 154 = 245 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Die gesamte Depression errechnet sich unter Benutzung von (13) schließlich zu:

$$\Delta P_{gesamt} = R\,V^2 = 0{,}00563 \cdot 245^2 = 348 \text{ kg/m}^2.$$

Aus ΔP und Q ergibt sich

$$N = \frac{245 \cdot 348}{102} = 836 \text{ kW}.$$

Die hohe Gesamtdepression wird durch den hohen Widerstand des Wetterweges fc und die Notwendigkeit, 33,3 m³/sek Wetter durch ihn hindurchzuschicken, verursacht. Sie hat weiterhin die unerwünschten und überflüssigen Erhöhungen der Wettermengen in gh und abc zur Folge und damit auch die hohe Leistung des Lüfters. Um diese Nachteile zu vermeiden, gibt es zwei Wege: Verringerung des Widerstandes des Wetterweges fc oder Drosselung von ac und $fghc$ auf die gewünschten Wettermengen von 133 m³/sek und 16,6 m³/sek, so daß sich eine Gesamtwettermenge von $133 + 16{,}6 + 33{,}3 = 182{,}9$ m³/sek ergibt. Eine solche Drosselung würde folgende Verhältnisse hervorrufen:

h_{ec} ist zu 225 kg/m² gemessen.

$$h_{cd} = R V^2 = 0{,}00169 \cdot 182{,}9^2 = 56{,}4 \text{ kg/m}^2,$$

$$h_{gesamt} = 225 + 56{,}4 = 281{,}4 \text{ kg/m}^2,$$

$$A_{gesamt} = \frac{0{,}38 \cdot 182{,}9}{\sqrt{281{,}4}} = 4{,}15 \text{ m}^2,$$

$$N = \frac{182{,}9 \cdot 281{,}4}{102} = 507 \text{ kW}.$$

127. — Beispiel 5. *Berechnung eines Wetternetzes mit einem Hauptlüfter über Tage und einem Zusatzlüfter unter Tage.* Nach Abb. 503 ist rs Einzieh- und vw Ausziehschacht. Das untertägige Wetternetz ist durch widerstandstreue Umwandlung auf zwei Parallelströme tR_2u und tR_1u vereinfacht. In tR_1u ist ein Zusatzlüfter mit einer Depression $h_1 = \Delta P_1$ zur Verstärkung dieses Stromes vorgesehen. Die Depression des Hauptlüfters sei $h_0 = \Delta P_0$. Der Widerstandswert der Wetterwege $rst + uvw$ ist R_0, die Widerstandswerte der parallelen Teilströme sind R_1 und R_2, die Depression zwischen t und u ist $h' = \Delta P'$. V_0 sei die Gesamtwettermenge, V_1 und V_2 die Wettermengen der Teilströme.

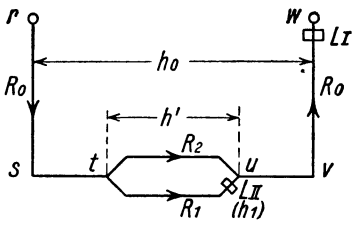


Abb. 503. Beispiel 5.

Von diesen Größen sind R_0, R_1 und R_2, ferner ΔP_1 und ΔP_0 bekannt. Sie können vor Einsatz des Zusatzlüfters gemessen oder errechnet werden. Unbekannt sind die durch den geplanten Zusatzlüfter veränderten Werte V_0, V_1 und V_2 sowie $\Delta P'$, wodurch insbesondere die Wettermenge in tR_2u beeinflußt wird.

Zur Errechnung dieser vier Unbekannten lassen sich folgende vier Gleichungen aufstellen:

$$\Delta P' = R_2 V_2^2, \tag{I}$$

$$\Delta P_0 - \Delta P' = R_0 V_0^2, \tag{II}$$

$$\Delta P_1 + \Delta P' = R_1 V_1^2, \tag{III}$$

$$V_0 = V_1 + V_2. \tag{IV}$$

Gl. (IV) in Gl. (I) eingesetzt, ergibt:

$$\Delta P' = R_2 (V_0 - V_1)^2. \tag{1}$$

Durch Addition von Gl. (II) und (III) erhält man:

$$\Delta P_0 + \Delta P_1 = R_0 V_0^2 + R_1 V_1^2 \tag{2}$$

und daraus

$$V_0^2 = \frac{\Delta P_0 + \Delta P_1}{R_0} - \frac{R_1}{R_0} V_1^2. \tag{3}$$

Den Wert für $h' = \Delta P'$ (1) in Gl. (III) eingesetzt, liefert

$$\Delta P_1 + R_2 (V_0 - V_1)^2 = R_1 V_1^2$$

oder

$$\frac{\Delta P_1}{R_2} + V_0^2 - 2 V_0 V_1 + V_1^2 - \frac{R_1}{R_2} V_1^2 = 0. \tag{4}$$

Ersetzt man in dieser Beziehung V_0 durch den Wert der Gl. (3), so erhält man:

$$\frac{\Delta P_1}{R_2}+\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}-\frac{R_1}{R_0}V_1^2-2V_1\sqrt{\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}-\frac{R_1}{R_0}V_2^2}+V_1^2-\frac{R_1}{R_2}V_2^2=0$$

oder

$$\underbrace{\left(1-\frac{R_1}{R_0}-\frac{R_1}{R_2}\right)}_{a}V_1^2+\underbrace{\left(\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}+\frac{\Delta P_1}{R_2}\right)}_{b}=2\sqrt{\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}V_1^2-\frac{R_1}{R_0}V_1^4}\,.$$

Die Wurzel kann durch Quadrieren fortgeschafft werden:

$$a^2V_1^4+2abV_1^2+b^2=4\left(\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}V_1^2-\frac{R_1}{R_0}V_1^4\right)$$

oder

$$\underbrace{\left(a^2+4\frac{R_1}{R_0}\right)}_{A}V_1^4+\underbrace{\left(2ab-4\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}\right)}_{B}V_1^2+\underbrace{b^2}_{C}=0.$$

Die Auflösung dieser quadratischen Gleichung ergibt bei Wahl des negativen Vorzeichens der Wurzel:

$$V_1^2=\frac{1}{2A}\left(-B-\sqrt{B^2-4AC}\right).$$

Damit ist V_1 gefunden.

V_0 erhält man durch Einsetzen von V_1^2 in Gl. (3),
V_2 erhält man durch Einsetzen von V_0 und V_1 in Gl. (IV),
$\Delta P'$ erhält man aus Gl. (I).

An drei Beispielen möge die Anwendung dieser Formeln gezeigt werden. Das erste Beispiel zeigt die richtige Wahl der Depression eines Zusatzlüfters, und das zweite Beispiel zeigt eine so starke Bemessung dieses Lüfters, daß eine Wetterumkehrung im parallel geschalteten Wetterweg eintritt. Das dritte Beispiel behandelt den Grenzfall, der dadurch gegeben ist, daß es im parallelen Wetterweg zum Stillstand der Wetterbewegung kommt.

Fall 1. Es seien folgende Depressionen und Widerstandswerte angenommen:

$$\Delta P_0=130\ \text{kg/m}^2;\quad R_0=0{,}01\ \text{Wb},$$
$$\Delta P_1=30\ \text{kg/m}^2;\quad R_1=R_2=0{,}005\ \text{Wb},$$
$$a=\left(1-\frac{R_1}{R_0}-\frac{R_1}{R_2}\right)=1-0{,}5-1=-0{,}5,$$
$$b=\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}+\frac{\Delta P_1}{R_2}=\frac{160}{0{,}01}+\frac{30}{0{,}005}=16000+6000=22000,$$
$$A=a^2+4\frac{R_1}{R_0}=0{,}25+4\cdot 0{,}5=2{,}25,$$
$$B=2ab-\frac{4(\Delta P_0+\Delta P_1)}{R_0}=-22000-\frac{640}{0{,}01}=-86000,$$
$$C=b^2=484\cdot 1000^2,$$
$$V_1^2=\frac{1}{4{,}5}\left(86000-\sqrt{86^2\cdot 1000^2-4\cdot 2{,}25\cdot 484\cdot 1000^2}\right)=6870.$$

Somit ergibt sich $V_1=83\ \text{m}^3/\text{sek}$

$$V_0^2=\frac{\Delta P_0+\Delta P_1}{R_0}-\frac{R_1}{R_0}V_1^2=\frac{160}{0{,}01}-0{,}5\cdot 6870=12565,$$
$$V_0=112\ \text{m}^3/\text{sek},$$
$$V_2=V_0-V_1=112-83=29\ \text{m}^3/\text{sek},$$
$$\Delta P'=R_2V_2^2=0{,}005\cdot 29^2=4{,}2\ \text{kg/m}^2.$$

Vor Einsatz des Zusatzlüfters betrug die Gesamtwettermenge 107,5 m³/sek. Sie ist durch den Zusatzlüfter um 4,5 m³/sek erhöht worden. Die Wettermengen in den beiden parallelen Wetterwegen waren vorher gleich und betrugen 53,75 m³/sek. Der Zusatzlüfter hat den eigenen Teilstrom auf 83 m³/sek verstärkt und den parallelen Teilstrom auf 29 m³/sek abgeschwächt.

Fall 2. Dieses Beispiel möge sich von dem ersten nur durch die Depression des Zusatzlüfters, die zu 90 kg/m² angenommen sei, unterscheiden. Die grundsätzlich gleiche Ausrechnung führt zu folgenden Ergebnissen:

$$V_0 = 112{,}6 \text{ m}^3/\text{sek}; \quad V_2 = -23{,}9 \text{ m}^3/\text{sek},$$
$$V_1 = 136{,}5 \text{ m}^3/\text{sek}; \quad \Delta P' = 2{,}8 \text{ kg/m}^2.$$

Die Wettermenge in dem zu verstärkenden Teilstrom des Weges tR_1u ist mit 136,5 m³/sek außerordentlich erhöht. Sie ist größer als die ausziehende Wettermenge. Dieser Zustand ist durch eine zu starke Bemessung des Zusatzlüfters hervorgerufen, der nicht nur aus rst, sondern auch aus uR_2t ansaugt und dadurch einen Kreislauf eines Teiles der Wetter bewirkt.

Fall 3. Es soll die Depression des Zusatzlüfters gefunden werden, bei der eine Wetterbewegung im Parallelzweig tR_2u in jeder Richtung aufhört. Dies ist der Fall, wenn $\Delta P' = 0$ wird und $V_1 = V_0$ ist.

Da $\Delta P' = 0$, erhält man durch Division der Gln. (II) und (III):

$$\frac{\Delta P_0}{\Delta P_1} = \frac{R_0 V_0^2}{R_1 V_1^2}$$

oder

$$\Delta P_1 = \Delta P_0 \frac{R_1}{R_0} = 130 \cdot \frac{0{,}005}{0{,}01} = 65 \text{ kg/m}^2.$$

Aus Gl. (II) kann unter Berücksichtigung, daß $\Delta P' = 0$ ist, die Wettermenge V_0 errechnet werden:

$$\Delta P_0 = R_0 V_0^2$$

oder

$$V_0 = \sqrt{\frac{130}{0{,}01}} = 114 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Unter den angenommenen Widerstandsverhältnissen des Grubengebäudes wird also durch einen Lüfter von 65 kg/m² Depression Wetterstillstand in einem parallelen Teilstromnetz erzielt.

Dieser kritische Zustand tritt übrigens um so leichter ein, je geringer die dem Teilstrom vor- und nachgeschalteten Widerstände sind, und um so schwerer, d. h. erst bei höheren Zusatzdepressionen, je höher diese Widerstande sind.

2. Elektrische Wettermodelle.

128. — Allgemeines. Die Ähnlichkeit des wettertechnischen Gesetzes

$$\Delta P = R V^2 \quad [\text{kg/m}^2]$$

mit dem Ohmschen Gesetz

$$U = W I^* \, [\text{V}]$$

sowie die Ähnlichkeit der von Gärtner aufgestellten Gesetze über die Wetterverzweigung (s. Ziff. 116) mit den Kirchhoffschen Gesetzen der Elektrotechnik brachte zuerst Feith auf den Gedanken, mit Hilfe des elektrischen Stromes wettertechnische Vorgänge darzustellen. Da Druckabfall ΔP und Wettermenge V (oder Q) quadratisch, Spannung U und Strom I

* Um Verwechslungen zu vermeiden, soll der wettertechnische Widerstand mit R, der elektrische (Ohmsche) Widerstand mit W bezeichnet werden.

jedoch linear voneinander abhängen, ist es nicht möglich, wettertechnische Vorgänge einfach ins Elektrische zu übertragen. Vielmehr muß versucht werden, für jeden Wetterweg ein geeignetes elektrisches Nachbildungselement zu finden, dessen Strom der angelegten Spannung praktisch quadratisch proportional ist. Um das zu erreichen, sind mehrere elektrische Vergleichsverfahren mit verschiedenen elektrischen Nachbildungselementen entwickelt worden. Sie beruhen alle darauf, den Widerstand eines Wetterweges durch einen oder mehrere elektrische Widerstände zu ersetzen und diese Widerstände in der gleichen Art parallel oder hintereinander zu schalten wie die Widerstände der Wetterwege einer ganzen Grube. Die Depression des Lüfters wird dabei durch die Spannung einer Stromquelle ersetzt. Gleichstrom hat den Vorteil, daß man aus der Richtung des elektrischen Stromes die Richtung des Wetterstromes erkennen kann. Zusatzlüfter

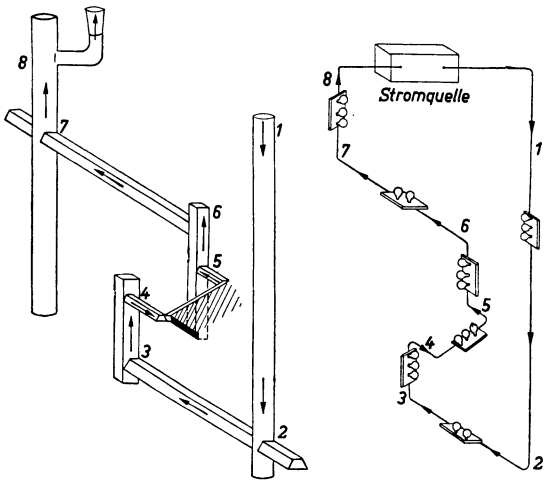


Abb. 504. Grundsätzlicher Aufbau eines Wettermodells.

lassen sich durch zusätzliche Spannungsquellen darstellen. Abb. 504 zeigt in vereinfachter Form den grundsätzlichen Aufbau eines derartigen Wettermodells, wobei an Stelle der dargestellten Glühlampen auch andere Widerstände treten können. Der Zweck eines solchen Modells ist es, auf einfache Weise die Wetterführung zu überwachen oder Planungsaufgaben durchzuführen, was sonst nur mit einem erheblichen Zeitaufwand auf rechnerischem Wege möglich wäre.

129. — Einteilung der elektrischen Vergleichsverfahren. Je nach der Art der verwendeten Widerstände und des Regelverfahrens kann man die elektrischen Vergleichsverfahren folgendermaßen einteilen:

1. Vergleichsverfahren mit temperaturabhängigen Widerständen:
a) Glühlampe; — b) beheizter Widerstand;

2. Vergleichsverfahren mit einem Ohmschen Widerstand, der von Hand ein- und nachgestellt wird:
a) Regelmethode „Sann"; — b) Näherungsverfahren „Scott und Hinsley" und „Hiramatsu";

3. Vergleichsverfahren mit mehreren Ohmschen Widerständen, die halbautomatisch ein- und nachgestellt werden:

a) Regelmethode „Folschweiler"; — b) Regelmethode „Institut d'Hygiène des Mines";

4. Vergleichsverfahren mit Widerstandskombinationen, die vollautomatisch ein- und nachgestellt werden:

a) Widerstandskombination „Hübner"; — b) Widerstandskombination „Montanforschung G. m. b. H.".

130. — Beschreibung der elektrischen Vergleichsverfahren. Das erste elektrische Wettermodell, das in Holland gebaut wurde, benutzte als Widerstände handelsübliche Glühlampen, da diese wegen der Abhängigkeit des Glühfadenwiderstandes von der Temperatur eine Kennlinie aufweisen, nach der die Abhängigkeit zwischen Strom und Spannung nahezu quadratisch ist. Auch in Deutschland gibt es Wettermodelle, die mit Glühlampen arbeiten[1] (vgl. Ziff. 131). Die Glühlampen haben den Vorteil, verhältnismäßig billig zu sein, weisen jedoch die Nachteile auf, daß sich infolge Alterung ihre Kennlinien im Laufe der Zeit ändern und daß sie leicht durchbrennen. Wenn eine Lampe sehr schwach oder gar nicht glüht, ist häufig nicht zu erkennen, ob sie durchgebrannt ist, was vielfach zu fehlerhaften Berechnungen führen kann. Außerdem muß ein Wetterwiderstand meist durch mehrere Glühlampen dargestellt werden, was einen großen Vorrat an Lampen bedingt.

Die Kennlinie beheizter Widerstände ähnelt der der Glühlampen. Der Widerstandsdraht ist auf einen keramischen Körper aufgewickelt, der in seinem Innern einen Heizdraht aufweist. Dessen Wärme teilt sich den keramischen Körpern mit und beeinflußt so den Widerstandsdraht. Die beiden Bauteile werden in einen luftleeren oder gasgefüllten Glaskolben eingeschlossen.

Bei der zweiten Gruppe der elektrischen Vergleichsverfahren wird bei der Regelmethode nach SANN die Kennlinie eines Wetterweges dadurch dargestellt, daß man Strom und Spannung durch Verändern eines Ohmschen Widerstandes von Hand auf die erforderlichen Werte der Kennlinie einstellt. So ist es möglich, jede Kennlinie Punkt für Punkt darzustellen[2] und in einem Wetternetz Wettermenge (Strom) und Depression (Spannung) so einzuregeln, daß die Werte auf den Kennlinien der betrachteten Grubenbaue liegen.

Bei den Verfahren von SCOTT und HINSLEY sowie von HIRAMATSU handelt es sich um Näherungsverfahren unter Zuhilfenahme umfangreicher mathematischer Vorarbeiten. Zur modellmäßigen Darstellung wird das wettertechnische Gesetz $\Delta P = R V^2$ in eine dem Ohmschen Gesetz entsprechende Form gebracht: Mit $R V = \varrho$ wird $\Delta P = \varrho V$. Die Werte für ϱ und V werden durch schrittweise Näherung gefunden[3].

Eine Verbesserung gegenüber den Verfahren der beiden ersten Gruppen stellen die Verfahren der dritten Gruppe dar. Das in Frankreich entwickelte Regelverfahren „Folschweiler" gleicht das Ohmsche Gesetz $U = WJ$ dem wettertechnischen Gesetz $\Delta P = R V^2$ an. In einer anderen Schreibweise lautet das Ohmsche Gesetz $U = \frac{W}{I} I^2 = W' I^2$ und gleicht damit dem wettertechnischen Gesetz. Durch eine besondere Schaltung kann $\frac{W}{I} = W'$ konstant gehalten werden, was mit Hilfe zweier von Hand zu verändernder Widerstände geschieht. Eine Weiterentwicklung am „Institut d'Hygiène des Mines" in Belgien führte zu einer Schaltung, bei der neben den Ohmschen Widerständen Elektronenröhren verwendet werden, so daß zur Einstellung nur jeweils eine von Hand durchzuführende Regulierung stattfindet.

Den Nachteil der bisher erwähnten Vergleichsverfahren, nämlich den großen Zeitaufwand bei der Einstellung der benutzten Nachbildungselemente, vermeiden

---

[1] BATZEL, S., u. W. SCHMIDT: Untersuchungen über die Wetterverzweigung unter Tage und ihre Vorausbestimmung mit Hilfe eines elektrischen Wettermodells. Glückauf 1952 S. 474.

[2] SANN, B.: Verfahren zur Bestimmung von Wetterdrücken und Wettermengen in Grubenwetternetzen. Bergbau-Rdsch. 1952 S. 137.

[3] HIRAMATSU, Y.: Ermittlung der Stärke von Wetterströmen in Grubenwetternetzen nach Formeln für den elektrischen Strom. Glückauf 1953 S. 355.

die Verfahren der vierten Gruppe durch weitgehende Automatisierung des Ein- und Nachstellvorganges. Außerdem gestatten sie die unmittelbare Messung der Wettergeschwindigkeit. Grundlage dieses Verfahrens ist eine Widerstandskombination, die sog. *Widerstandszelle*, die verschiedene Widerstände, ein Meßinstrument und einen Servomotor enthält und die im Wettermodell an die Stelle des Widerstandes eines beliebigen Wetterweges tritt.

Das Wettergesetz $\Delta P = RV^n$ wird in der Widerstandszelle dadurch nachgebildet, daß man den Ohmschen Widerstand W mit der Stromstärke ändert nach der Beziehung $W' I^{n-1} = \text{const}$. Dieser Ausdruck, in das Ohmsche Gesetz für W eingesetzt, führt zu $U = W' I^n$, womit das wettertechnische Gesetz erfüllt ist. Wird also z. B. nach dem Ohmschen Gesetz $U = WI$ die Spannung U (wettertechnisch: Depression) verdoppelt, so verdoppelt sich auch der Strom I (wettertechnisch: Wettermenge). Nach dem wettertechnischen Gesetz $\Delta P = RV^n$ muß sich jedoch die Wettermenge in diesem Falle mit der Potenz n ändern, z. B. bei $n = 2$ also vervierfachen. Um eine Übereinstimmung zwischen diesen beiden Gesetzen zu erzielen, wird der elektrische Widerstand W so verändert (in diesem Falle verkleinert), daß die Beziehung $U = W' I^n$ erfüllt ist. Die grundsätzliche Schaltung einer derartig aufgebauten Zelle zeigt Abb. 505. Ein mit einem Schiebewiderstand R_V parallel geschaltetes Meßwerk (empfindliches Amperemeter) ist mit den gleichfalls veränderlichen Widerständen R_n und R_M hintereinandergeschaltet. Das Meßwerk und der Widerstand R_M sind durch eine geeignete Vorrichtung derart gekoppelt, daß der bei einer veränderten Spannung fließende größere oder kleinere Strom, der einen Ausschlag des Meßwerkes veranlaßt, den Widerstand R_M so lange ändert, bis das Gesetz $U = W' I^n$ erfüllt ist, also durch den Widerstand R_M der Strom I^n fließt. Da das empfindliche Meßwerk zu schwach ist, um den Schiebewiderstand R_M mechanisch zu betätigen, erfolgt die Übertragung durch Fallbügelabtastung und Nachlaufsteuerung mit Hilfe eines Servomotors. Vor Inbetriebnahme einer Zelle muß sie auf den gewünschten Meßbereich eingestellt werden. So wird die mittlere zu erwartende Wettermenge V, d. h. der Strom I, am Widerstand R_V eingestellt, während n und ΔP (= Spannung U) durch den Widerstand R_n eingestellt und auch von der Größe des Widerstandes R_M beeinflußt werden. Die Ansicht einer Widerstandszelle zeigt Abb. 506. Bei der Widerstandskombination „Hübner" gibt es zur Darstellung der verschiedenen Arten von Wetterwegen noch mehrere Zellentypen. Dagegen verwendet die Montanforschung G. m. b. H. eine sog. Einheitszelle, die durch einfaches Umstecken an der Zelle selbst alle praktisch erforderlichen Widerstände einzustellen gestattet.

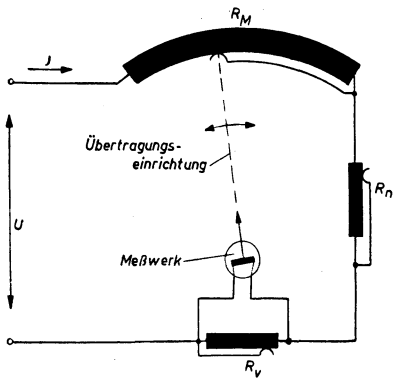


Abb. 505. Grundsätzliche Schaltung einer Widerstandszelle.

Im folgenden sollen zwei der wichtigsten Wettermodelle, nämlich solche mit Glühlampen und mit Widerstandszellen, näher behandelt werden.

131. — Das elektrische Wettermodell der Zeche Lohberg[1]. Der grundsätzliche Aufbau dieses Glühlampenmodells, das auf Arbeiten der Wetterwirtschaftsstelle, Bochum, und der Zeche Lohberg, Dinslaken, zurückzuführen ist, geht aus Abb. 507 hervor. Deutlich sind drei Teile des Modells zu erkennen: der Widerstandsschrank mit den Lampengruppen, von denen jede mit einem Kabel am Anfangs- und Endpunkt des darzustellenden Wetterweges angeschlossen ist, die Meßtafel mit dem Wetterriß und Buchsen zum Messen der Wettermenge (Strom) und der Depression (Spannung)

[1] Siehe Fußn. 1 S. 637.

und die Stromquelle, die aus Transformator, Trockengleichrichter, Schiebewiderstand und Strom- und Spannungsmesser besteht. Die Lampengruppen

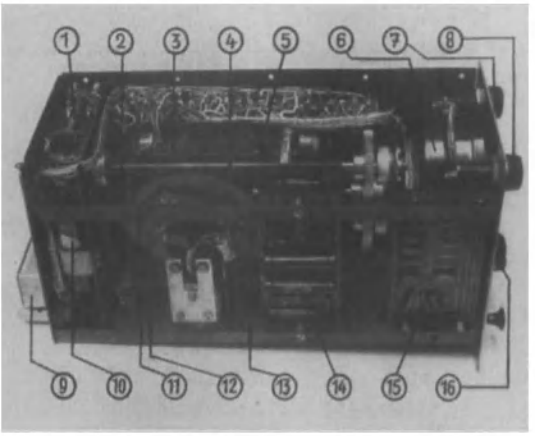


Abb. 506. Widerstandszelle der Montanforschung G.m.b.H., Düsseldorf.
1 Zellenmotor; — 2 Widerstandsspindel; — 3 Spindelwiderstand; — 4 Steuerspindel; — 5 Schleiffeder; — 6 oberes Einstell-Potentiometer; — 7 Signallampe „Maximum"; — 8 Signallampe „Minimum"; — 9 16polige Anschlußsteckerleiste; — 10 Funkenlösch-Kondensatoren; — 11 Fallbügelkontaktsatz; — 12 Triebscheibe; — 13 Steuermeßwerk; — 14 Vor- und Nebenwiderstände für die verschiedenen Einstellbereiche; — 15 Umschaltplatte für die verschiedenen Einstellbereiche; — 16 Einstellknopf des unteren Potentiometers.

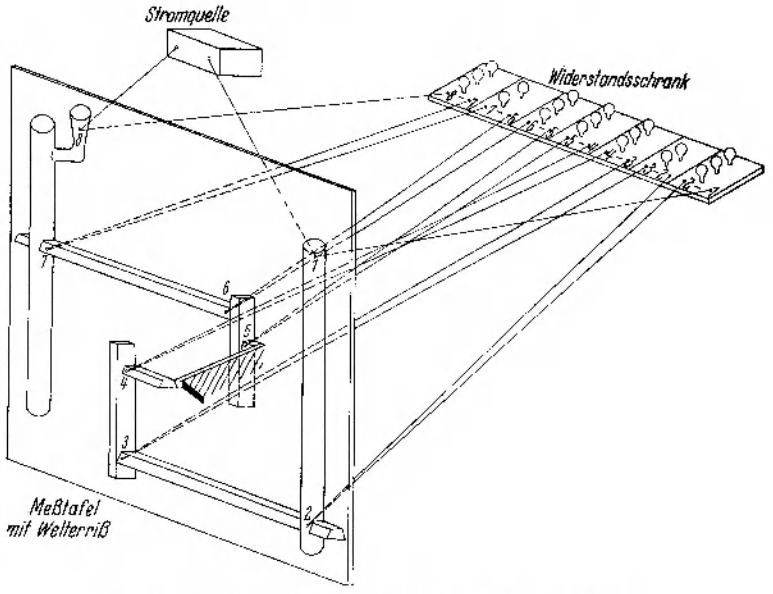


Abb. 507. Grundsätzlicher Aufbau eines Glühlampenwettermodells.

müssen vor ihrem Einbau in das Modell so abgestimmt werden, daß ihre Kennlinie mit der Kennlinie des darzustellenden Wetterweges übereinstimmt. Auf der Meßtafel ist durch besondere Ausbildung der Buchsen so-

wohl eine Strommessung in einem Punkt als auch eine Spannungsmessung zwischen zwei Punkten möglich. Die Meßgeräte werden zweckmäßig in m^3/min und in kg/m^2 geeicht, nachdem der Abbildungsmaßstab einmal festgelegt ist.

Treten z. B. in einem Baufeld Bewetterungsschwierigkeiten auf, so kann die Wirkung der erwogenen Maßnahmen an Hand des Wettermodells im voraus bestimmt und darauf aufbauend die zweckmäßigste Maßnahme durchgeführt werden. Soll z. B. die Wettermenge erhöht werden, so kann das durch Streckenerweiterung, d. h. durch Verringerung des Wetterwiderstandes, geschehen. Die Lampengruppe des betreffenden Streckenabschnitts wird in solch einem Fall durch eine Gruppe mit niedrigerem R-Wert ersetzt und die dann fließende Wettermenge gemessen. Eine Erhöhung der Wettermenge kann auch durch Einbau eines Zusatzlüfters erreicht werden. Um dessen Wirkung, auch auf das übrige Grubengebäude, zu erkennen, wird an der Stelle, an der er später stehen soll, auf dem Wetterriß der Meßtafel der Stromkreis aufgetrennt und eine Gleichstromquelle derjenigen Spannung und Stromstärke angeschlossen, die den Werten des Zusatzlüfters entsprechen. Gemäß der Kennlinie dieses zukünftigen Lüfters ist auch eine Änderung der Druck- und Mengenwerte möglich, so daß der günstigste Betriebspunkt des Zusatzlüfters festgestellt werden kann.

Glühlampenmodelle eignen sich in erster Linie zur laufenden Überwachung der Bewetterung einer einzelnen Grube, da bei einer Umschaltung auf eine andere Schachtanlage die Zusammenstellung neuer Glühlampengruppen einen erheblichen Zeitaufwand erfordert.

132. — Das elektrische Wettermodell der Montanforschung G. m. b. H. Düsseldorf. Auch dieses Modell, das sich der Widerstandszellen bedient, setzt sich aus verschiedenen Teilen zusammen. In Abb. 508 sind links

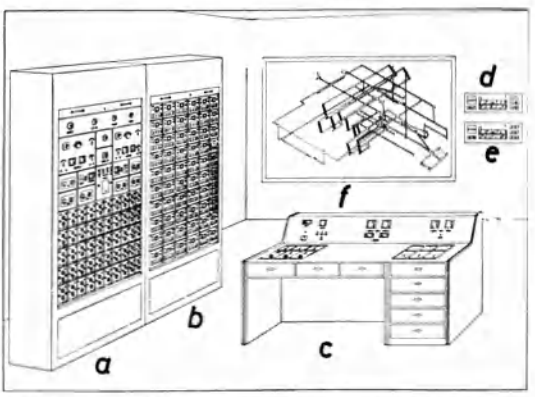


Abb. 508. Wettermodell der Montanforschung G.m.b.H., Düsseldorf.
a Zellenschrank; — *b* Schaltschrank; — *c* Meßtisch; — *d* Großanzeigegerät für Druckunterschied; — *e* Großanzeigegerät für Wettermenge; — *f* Wetterriß.

die jeweils 50 Zellen fassenden Zellenschränke *a*, daran anschließend der Schaltschrank *b*, in der Mitte das Steuerpult *c* mit Schaltern, Grobmeßwerken und Kontrollämpchen für jede Meßzelle und darüber der projizierte Wetterriß *f* zu erkennen. Rechts neben dem Wetterriß sind die Großanzeige-

geräte für den Druckunterschied d und für die Wettermenge e angebracht. Für jeden Wetterweg des Wetterrisses ist eine Zelle einzusetzen, wobei die einzelnen Zellen entsprechend zusammengeschaltet werden. Sind alle Verbindungen hergestellt, so werden vom Steuerpult über einen Steuerstromkreis die Widerstände aufeinander abgestimmt. Das geht so vor sich, daß zunächst 10 Zellen einlaufen, was man akustisch am Geräusch der laufenden Servomotoren und optisch am Aufleuchten der Kontrollämpchen erkennt. Nach einer gewissen Zeit laufen die nächsten 10 Zellen ein usw. Durch die nachfolgende Einstellung haben sich jedoch die notwendigen Spannungen und Ströme der vorhergehenden Zellen geändert, so daß sich bei diesem wieder ein neuer Gleichgewichtszustand einstellen muß. Das Einlaufen der Widerstände wiederholt sich also etliche Male, bis sich das ganze System in einem stabilen Zustand befindet, was je nach der Zahl der Zellen 10 bis 20 Minuten dauern kann. Am Schaltschrank kann dann für jede Zelle, d. h. für jeden Wetterweg, Depression, Wettermenge und Wettergeschwindigkeit abgegriffen und von den Anzeigeinstrumenten abgelesen werden.

Auf Grund seiner leichten Einstellbarkeit durch Einheitszellen und Schaltschrank kann in kurzer Zeit jedes vorhandene oder geplante Grubenfeld nachgebildet und wettertechnisch vermessen werden.

B. Mittel zur Erzeugung der Wetterbewegung.

a) Der natürliche Auftrieb.

133. — Ursachen des natürlichen Auftriebes. Die natürlichen Verhältnisse, die einen Auftrieb im Gefolge haben können, sind Erwärmung oder Abkühlung der Wetter auf ihrem Weg durch die Grube, verursacht durch die Gebirgstemperatur, durch Oxydation, durch Abkühlung des Fördergutes, durch den Energieverbrauch von Maschinen und durch Wasseraufnahme. Weiterhin bewirkt einen natürlichen Auftrieb die Aufnahme spez. leichter Gase, namentlich des Wasserdampfes, und die Stoßwirkung fallenden Wassers.

In den meisten Fällen werden mehrere der genannten Faktoren zur Erzeugung eines natürlichen Auftriebes beitragen, wobei sie einander verstärken oder sich in ihrer Wirkung schwächen können.

Temperaturänderung und Feuchtigkeitsaufnahme der Grubenwetter gehen, wie aus den Ziff. 9 u. f. (S. 529ff.) zu entnehmen ist, in der Regel Hand in Hand, und ihre Wirkungen in bezug auf die Volumen- und Gewichtsveränderung der Grubenwetter verstärken einander. Sie sind für den natürlichen Auftrieb in erster Linie von Bedeutung.

Aus der Wirkung des fallenden Wassers folgt, daß es für einziehende Schächte erwünscht sein kann, während es in ausziehenden Schächten von schädlichem Einfluß ist. Petit hat gefunden, daß bei einziehenden Schächten 12—16% der im fallenden Wasser steckenden Arbeit für die Wetterführung nutzbar gemacht werden. In ausziehenden Schächten aber, wo das Wasser auf die entgegenkommenden Wetter mit größerer Geschwindigkeit aufprallt, kann die hemmende Wirkung bis zu 58% der im Fall des Wassers

steckenden Arbeit ansteigen, was für die Umkehr der Wetterrichtung von Bedeutung ist (s. Ziff. 157). Gerade in Ausziehschächten ist aber wegen des sogenannten „Regnens" der Schächte (vgl. Ziff. 11, S. 531) fallendes Wasser eine häufige Erscheinung.

134. — Wirkung des natürlichen Wetterzuges bei Stollengruben. In *söhligen* Strecken oder in Grubenbauen, die in einer söhligen Ebene liegen, wird die etwaige Gewichtsänderung der Grubenwetter durch Erwärmung, Abkühlung oder Feuchtigkeitsaufnahme ohne Einfluß auf die Wetterbewegung sein. Stollengruben, bei denen die beiden Ausgänge und die sämtlichen Baue etwa in gleicher Höhe liegen, werden deshalb mit einem natürlichen Wetterzug zumeist nicht rechnen können.

Anders ist es, wenn *Höhenunterschiede* vorhanden sind, so daß mehr oder weniger hohe Luftsäulen einander gegenüberstehen. Bei ungleichmäßiger Erwärmung kann dann eine Luftbewegung eintreten. Der Vorgang ist ähnlich demjenigen in einem Schornstein, bei dem der Gewichtsunterschied zwischen der warmen Innen- und der kalten Außenluft die Bewegung veranlaßt.

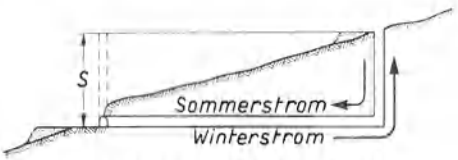


Abb. 509. Stollengrube mit Schacht.

In einer flachen *Stollengrube* (Abb. 509) von etwa 25 m Teufe haben wir eine gleichmäßige Gesteinstemperatur von etwa 9° zu erwarten. Die Temperatur der äußeren Luft liegt im Sommer höher und im Winter tiefer, so daß die in die Grube tretende Luft dort im Sommer abgekühlt und im Winter erwärmt werden wird. Welche Temperatur die Grubenwetter im söhligen Stollen und in den sonstigen Bauen besitzen, ist zunächst ohne Belang. Denn es kommt ausschließlich auf den Gewichtsunterschied zwischen der Luftsäule im Schacht und einer gleich hohen Luftsäule S über dem Stollenmundloch an. Im Sommer ist die im Schacht befindliche Luft infolge Einwirkung der Gesteinstemperatur kühler, also dichter und schwerer als die Außenluft, so daß sie gegenüber der Luftsäule über dem Stollenmundloch das Übergewicht hat. Die Folge ist, daß die Luft im Schacht niedersinkt, daß also der Schacht ein- und der Stollen auszieht.

Umgekehrt ist der Vorgang im Winter. Die im Schacht befindliche Luft ist wärmer und leichter als die vor dem Stollenmundloch stehende Außenluft. Der Schacht zieht aus und der Stollen ein. In der Zeit des Überganges, also im Frühjahr und Herbst, muß jedesmal eine Stockung des Wetterzuges vor der schließlichen Umkehr der Stromrichtung eintreten.

Trotz der im Sommer und Winter gegenüber dem Jahresmittel von 9° C annähernd gleichen Temperaturunterschiede ist die Bewetterung in solchen Gruben im Winter besser als im Sommer. Auch pflegt die Zeit, während der der Stollen die Wetter einzieht, wesentlich länger als ein halbes Jahr anzudauern. Es liegt das daran, daß für die Erwärmung der Schacht-Luftsäule im Winter, wo die Luft durch den Stollen einzieht, die ganzen Grubenbaue, für ihre Abkühlung im Sommer, wo der Schacht einzieht, nur dieser nutzbar gemacht wird, die Erwärmung im Winter also kräftiger wirkt als die Abkühlung im Sommer.

135. — Wirkungen des natürlichen Wetterzuges auf flache Gruben mit zwei Schächten in gleicher Höhenlage. In einer flachen Grube mit zwei Schächten *in gleicher Höhenlage* hat man im Winter auch einen natürlichen Wetterzug zu erwarten. Denn sobald der Wetterzug — gleichgültig nach welcher Seite — einmal in Bewegung gekommen ist, treten die unter Tage erwärmten Wetter in den einen der beiden Schächte ein, erwärmen diesen und machen ihn zum ausziehenden Schacht, während gleichzeitig die kalte Außenluft in den anderen Schacht einfällt. Ist einmal der Wetterzug eingeleitet, so wird er so lange bestehenbleiben, wie die Außentemperatur niedriger als diejenige unter Tage ist und hier eine Erwärmung der eingetretenen Luft stattfindet. Sobald aber im Sommer die Außentemperatur über die Temperatur in der Grube steigt, so daß sich die Luft unter Tage abkühlt, muß der Wetterzug zum Stillstand kommen. Die Grubenbaue und beide Schächte sind dann von einer verhältnismäßig schweren Luft erfüllt. Selbst wenn aus irgendeinem Anlaß warme Außenluft in einen der beiden Schächte träte, so würde sie alsbald durch die kühle und schwere Luft des anderen Schachtes wieder herausgedrückt werden, und ein Wetterzug könnte nicht entstehen. Für den Sommer müssen also künstliche Mittel zur Wetterbewegung herangezogen werden.

136. — Wirkung des natürlichen Wetterzuges auf tiefe Gruben. In tiefen und warmen Gruben, deren Gebirgstemperatur das ganze Jahr hindurch höher als die Außentemperatur ist, findet stets eine Erwärmung der Luft in der Grube statt, und sobald der Wetterzug nach der einen oder anderen Richtung in Bewegung gekommen ist, bleibt der Strom bestehen. Selbstverständlich wird er im Winter kräftiger als im Sommer sein, während im übrigen die Stärke des Stromes mit der Tiefe und Temperatur der Grube steigt (vgl. die Rechnung in Ziff. 137). So werden zahlreiche kleine Gruben, besonders im Erzbergbau, nur durch den natürlichen Wetterzug bewettert. Die Arbeit des Lüfters wird im übrigen wesentlich erleichtert, da er durch den natürlichen Wetterzug unterstützt wird. Ferner besteht der Vorteil, daß bei Stillständen des Lüfters der Wetterzug — mit verminderter Stärke — andauern kann.

137. — Feststellung der Stärke des natürlichen Wetterzuges. Zur Feststellung der Stärke des natürlichen Wetterzuges bedient man sich im allgemeinen der Rechnung, indem man den Gewichtsunterschied der Luft zwischen zwei Punkten oder seigeren Grubenbauen ermittelt, in deren Bereich man den natürlichen Auftrieb feststellen will. Der natürliche Auftrieb einer Grube mit zwei Schächten ergibt sich also durch unterschiedliche Wichte der Luft in den beiden Schächten multipliziert mit der Schachtteufe. Die Wichte γ errechnet sich nach der allgemeinen Gasgleichung zu

$$\gamma = \frac{P}{R_f T} \quad [\mathrm{kg/m^3}] \tag{1}$$

oder, wenn man den Barometerdruck b in mm QS einsetzt, zu

$$\gamma = \frac{13{,}6 \cdot b}{R_f T} \quad [\mathrm{kg/m^3}] \tag{2}$$

mit R_f = Gaskonstante und T = absolute Temperatur.

Die Gleichung für den natürlichen Auftrieb ΔP_n läßt sich allgemein folgendermaßen schreiben, wenn Δh die Teufe und γ_E und γ_A die mittleren Wichten des ein- und ausziehenden Wetterstromes sind:

$$\Delta P_n = \Delta h\,(\gamma_E - \gamma_A) \quad [\mathrm{kg/m^2}]\,. \tag{3}$$

Da die Wichten auf Grund von Meßergebnissen in den Schächten gemäß Gl. (2) errechnet werden, kommt mit dem Barometerdruck b ein Fehler in die Rechung, da dieser Druck besonders im ausziehenden Schacht vom Lüfterunterdruck beeinflußt wird und so einen zu hohen natürlichen Auftrieb vortäuscht. Der durch den Lüfter hervorgerufene Anteil am natürlichen Auftrieb kann bei den üblichen Lüfterdrücken beträchtlich sein, während er bei kleineren Lüfterdrücken eine untergeordnete Rolle spielt.

Dieser Fehler wird ausgeschaltet, wenn man sich einer auf Untersuchungen von SCHMIDT[1] beruhenden Formel bedient:

$$\Delta P_n = 13{,}6 \cdot \Delta h \left(b + \frac{\Delta h}{22}\right)\left(\frac{1}{R_E\,T_E} - \frac{1}{R_A\,T_A}\right) \quad [\mathrm{kg/m^2}], \tag{4}$$

in der b den über Tage gemessenen Barometerdruck in mm QS bedeutet.

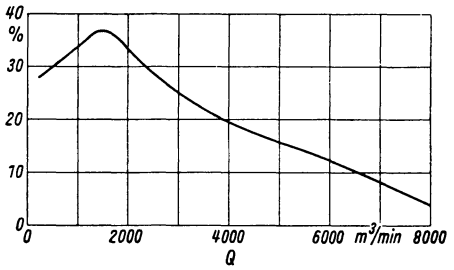


Abb. 510. Abhängigkeit des natürlichen Auftriebes von der Wettermenge.

Haben wir z. B. auf einer Grube zwei Schächte von je 400 m Teufe, so werden wir vielleicht zur Winterzeit im einziehenden Schacht 10° C Durchschnittstemperatur und 50% Sättigung mit Wasserdampf, im ausziehenden dagegen 20° C und 100% Sättigung feststellen können. Daraus ergibt sich R_E zu 29,343 und R_A zu 29,535[2]. Bei einem Barometerdruck von 760 mm QS errechnet sich der natürliche Auftrieb zu 20,7 kg/m². Die gleiche durchschnittliche Erwärmung um nur 10° C unter etwa denselben Sättigungsverhältnissen ergäbe für einen 1000 m tiefen Schacht bereits einen natürlichen Auftrieb von rd. 53 kg/m².

Die Größe des natürlichen Auftriebes trifft nur für einen Betriebszustand zu, gilt jedoch nicht bei anderen Wettermengen. Da für den auf diese Weise ermittelten Auftrieb im wesentlichen die Erwärmung der Wetter maßgebend ist, kann mit zunehmender Wettermenge mit einer abnehmenden Tendenz des natürlichen Auftriebes gerechnet werden. Bei sehr kleinen Wettermengen dagegen wird der natürliche Auftrieb wegen der stärkeren Erwärmung der Wetter größer sein. Für einen solchen Vergleich müssen natürlich gleiche Wärmequellen in der Grube und gleiche Teufen vorausgesetzt werden. Wie der natürliche Auftrieb von der Wettermenge, in Prozenten ausgedrückt, abhängt, veranschaulicht Abb. 510.

Bei Gruben ohne künstliche Wetterbewegung läßt sich bisweilen die natürliche Depression leicht unmittelbar messen, indem man für den Ver-

[1] SCHMIDT, W.: Der natürliche Auftrieb in der Grubenbewetterung und Verfahren zu seiner Ermittlung. Glückauf 1952 S. 859.

[2] SCHMIDT, W.: Glückauf 1952 S. 860, Abb. 1.

such den ausziehenden Schacht mit einer Haube plötzlich schließt. Die in ihm befindliche leichte Luft besitzt einen gewissen Auftrieb, der dem Druckunterschied der beiden Luftsäulen gleich ist. Bringt man also auf der für kurze Zeit aufgesetzten Haube einen Depressionsmesser an, so kann der Druckunterschied als Kompression abgelesen werden.

138. — Rechnerische Betrachtung des natürlichen Wetterzuges. Für die Größe der gleichwertigen Grubenöffnung scheint es zunächst gleichgültig, ob ein natürlicher Wetterzug besteht oder nicht. Die Grubenweite an sich bleibt annähernd dieselbe. Um sie aber richtig zu ermitteln, muß man in die Formel $A = 0{,}38 \cdot \frac{V}{\sqrt{\Delta P}}$ statt ΔP die Gesamtdepression $\Delta P_s = \Delta P + \Delta P_n$ einsetzen. Andernfalls würde man für wechselnde Umdrehungszahlen des Lüfters verschiedene Werte für die Grubenweite erhalten, die bei Vorhandensein eines positiven natürlichen Wetterzuges zu groß und eines negativen natürlichen Wetterzuges zu klein wären.

Die Erhöhung der Wettermenge infolge einer zusätzlichen natürlichen Depression ist wesentlich geringer, als wenn der natürliche Wetterzug allein wirksam ist. Zur Veranschaulichung dieser Tatsache sei unter der Annahme gleicher Grubenweite folgende Annäherungsrechnung durchgeführt. Die natürliche Depression betrage 49 kg/m², ein Wert, der im Winter bei tieferen Gruben erreicht und überschritten werden dürfte. Bei einer Grubenweite von $A = 3$ m² errechnet sich aus der Formel $A = 0{,}38 \cdot V/\sqrt{\Delta P}$ eine Wettermenge V von 80 m³/sek. Bei einer Ventilatordepression von 240 kg/m² wird bei der gleichen Grubenweite 177 m³/sek geliefert. Diese Wettermenge erhöht sich nur um 17 m³/sek auf 194 m³, wenn eine natürliche Depression von 49 kg/m² zu der künstlichen von 240 kg/m² hinzutritt und eine Gesamtdepression von 289 kg/m² entstehen läßt. In gleicher Weise ist bei Vorhandensein einer natürlichen Depression die durch Ingangsetzen eines Lüfters erreichte Erhöhung der Wettermenge geringer, als wenn der Lüfter allein wirksam wäre.

Schließlich sei darauf hingewiesen, daß der natürliche Wetterzug nicht nur für eine Grube insgesamt, sondern auch für ihre einzelnen Teile wirksam ist und in Blindschächten, Streben usw. als Auftrieb in Erscheinung tritt. Aus dem Unterschied der spezifischen Gewichte der Luft kann er leicht errechnet werden. Sein Anteil kann bei der Bewetterung von Streben über $^1/_3$ der Gesamtdepression ausmachen. Infolgedessen ist die Gefahr eines gänzlichen Aufhörens der Wetterführung in einem ungelösten Unterwerksbau nicht vorhanden, und zwar um so weniger, je größer der Temperatur- und Teufenunterschied und je geringer die Strömungswiderstände der Abbaubetriebspunkte sind.

Bei der Messung des statischen Druckunterschieds unter Tage wird der natürliche Auftrieb mit erfaßt.

In der Formel des Leistungsbedarfs der Wetterführung $N = Q \Delta P/60 \cdot 102$ (kW) ist für ΔP die Gesamtdepression $\Delta P_s = \Delta P \pm \Delta P_n$ zu setzen, falls man die gesamte Nutzarbeit der Wetterführung berechnen will. ΔP_n ist bei gleicher Richtung des natürlichen und künstlichen Wetterzuges positiv und bei entgegengesetzter Richtung negativ einzusetzen. Bei Gruben ohne

natürlichen Wetterzug ist $\Delta P_n = 0$, also $\Delta P_s = \Delta P$. Will man aber, wie es die Regel sein wird, nur die Nutzleistung des Lüfters kennenlernen, so ist nur die im Wetterkanal festgestellte Depression ΔP für die Formel zu berücksichtigen.

139. — Ausnutzung des natürlichen Wetterzuges. Nur in seltenen Ausnahmefällen wird auf einer Grube ein natürlicher Wetterzug überhaupt nicht vorhanden sein. Die Regel ist vielmehr, daß auch bei Vorhandensein einer künstlichen Bewetterung ein natürlicher Wetterzug besteht, dessen Wirkung allerdings durch den künstlichen Wetterzug mehr oder weniger verschleiert wird, der sich aber bemerkbar macht, wenn der Lüfter zum Stillstand kommt.

Stets ist erwünscht, daß der natürliche und der künstliche Wetterstrom ein und dieselbe Richtung besitzen, damit der Lüfter entlastet wird und bei dessen Stillstand der Wetterzug nicht umschlägt. Der natürliche Wetterzug wird am stärksten ausgenutzt, wenn man die abfallende Wetterführung anwendet, wie in Ziff. 94 näher dargelegt ist.

140. — Warme Rohrleitungen als Wetterbewegungsmittel. Auf der Grenze zwischen natürlicher und künstlicher Wetterführung steht die Benutzung von warmen Rohrleitungen (Dampf-, Druckluftleitungen) zur Erzeugung des Wetterzuges, die aus anderen betrieblichen Gründen in den Schacht eingebaut sind. Während Dampfleitungen in den Schächten heute kaum noch vorhanden sind, spielen Druckluftleitungen dagegen eine große Rolle. Wenn die Luft vom Kompressor her noch warm ist, sind solche Leitungen im ausziehenden Schacht ebenso nützlich, wie sie im einziehenden Schacht schädlich wirken (vgl. auch Ziff. 75 auf S. 577).

b) Die künstliche Wetterbewegung mit Hilfe von Lüftern.

141. — Einleitende Bemerkungen. Die Lüfter veranlassen mittelbar eine Wetterbewegung, indem sie eine gewisse Depression (Unterdruck) oder Kompression (Überdruck) erzeugen und demzufolge saugend oder blasend wirken. Welche Wettermenge hierbei durch eine bestimmte Leistung des Lüfters in Bewegung gesetzt wird, hängt von dem Widerstand ab, den der Wetterstrom auf seinem Weg findet.

Die Lüfter haben die Eigentümlichkeit, daß sie die Verbindung der Grubenräume mit der äußeren Luft nicht unterbrechen. Vielmehr bleibt diese Verbindung stets offen, so daß auch bei Stillstand des Lüfters die in der Grube befindliche Luft durch ihn hindurch nach außen oder die atmosphärische Luft in die Grube gelangen und der infolge der natürlichen physikalischen Verhältnisse der Grube etwa bestehende Wetterzug andauern kann.

Es gibt zwei Arten von Lüftern: die *Schraubenlüfter* und die *Schleuderlüfter*. Als Hauptlüfter waren bis vor kurzem nur Schleuderlüfter üblich. Sie haben daher noch eine weite Verbreitung. Bei Neubeschaffungen wird jedoch der Schraubenlüfter, dessen Entwicklung große Fortschritte gemacht hat, heute allgemein vorgezogen. Inwieweit dies gegenüber den neuen Schleuderlüfterbauarten (z. B. Babcock; Büttner-Eck) weiter der Fall ist, bleibt abzuwarten.

1. Schraubenlüfter.

142. — Allgemeines. Die Schraubenlüfter können als Umkehrung des Windrades (auch des Flügelrades eines Anemometers) angesehen werden. Sie bestehen aus einem mehrflügeligen Laufrad und einem dahinter angeordneten mehrflügeligen feststehenden Leitrad, die zusammen in einem zylindrischen oder sich stromlinienförmig verjüngenden Gehäuse untergebracht sind (Abb. 511—513). Die Luft strömt also axial durch das Gehäuse hindurch, weshalb diese Lüfter auch Axialgebläse genannt werden. Die Flügel weisen gewöhnlich aus dem Flugzeugbau übernommene Ausbildungen auf. Zugleich ist die Nabe der Flügel so ausgeführt, daß sie von dem Querschnitt des Gehäuses einen großen Anteil einnimmt. Auf diese Weise werden unliebsame Wirbelbildungen und Rückströmungen in der Nähe der Achse vermieden. Um die Luft möglichst wirbelfrei austreten zu lassen, ist der durch den Nabenstumpf gegebene strömungsfreie Raum stromlinienförmig umkleidet. Der Antriebsmotor wird bei der Ausführung nach Abb. 511 meist als Flanschmotor im Eintrittsstutzen an der Flügelradnabe angebracht, während er bei der Ausführung nach Abb. 513 außerhalb des Luftstromes steht und durch eine Welle mit dem Flügelrad auf der Austrittseite verbunden ist. Auch der Antrieb über ein Kegelradgetriebe nach Abb. 512 ist möglich.

Abb. 511. Schraubenlüfter der SSW.

Zur Erhöhung der Druckerzeugung können zwei Flügelräder hintereinander auf der gleichen Achse angeordnet werden.

Wirkungsgrad, Liefermenge und Druckhöhe der Schraubenlüfter haben in den letzten Jahren entscheidend verbessert und erhöht werden können. Infolgedessen finden sie in zunehmendem Maße als Hauptgrubenlüfter Verwendung. Seit einer Reihe von Jahren sind solche Lüfter im südafrikanischen Goldbergbau, nordamerikanischen Steinkohlenbergbau und neuerdings auch im deutschen Steinkohlen-, Kali- und Erzbergbau eingesetzt. Der größte im deutschen Bergbau betriebene leistet mit einem Flügelrad von 3,3 m ∅ 12000 m³/min bei 325 kg/m² Depression, einer Grubenweite von 4,2 m² und einer Drehzahl von 415 U/min. Die entsprechenden Werte des größten Schraubenlüfters überhaupt lauten 4,3 m ∅, 17000 m³/min, 558 kg/m² Depression bei 4,55 m² Grubenweite und 333,3 U/min. Ihr Wirkungsgrad liegt maximal bei 84%.

Die Vorteile des Schraubenlüfters[1] liegen im wesentlichen darin, daß

[1] Linsel, E.: Stand und Entwicklungsrichtung der Grubenbewetterung. Habilitationsschrift TH Aachen 1949.

er die Nachteile der bisherigen Schleuderlüfter — ungenügende Regelbarkeit und Empfindlichkeit gegen geänderte Grubenweite — nicht aufweist. Der Betriebsbereich des Schraubenlüfters ist in der Regel stabil (vgl. Ziff. 147), wodurch Verbund- und Parallelbetrieb einwandfrei ermöglicht und zufällige Überlastungen der Wettermaschine mit Sicherheit vermieden werden[1] (vgl. Ziff. 154). Weiterhin ist von Bedeutung, besonders für den Einsatz von untertägigen Lüftern, die einfachere Bauform, die keinerlei Umlenkungen des Wetterstromes und damit einen geringen inneren Widerstand des Lüfters bedingt. Ein den neuen Verhältnissen angepaßtes Flügelrad läßt sich wesentlich einfacher und billiger einbauen, als ähnliche Veränderungen bei einem Schleuderlüfter möglich sind. Noch wichtiger ist eine andere Art der Anpassung an veränderte Betriebsverhältnisse, nämlich die Möglichkeit der Laufrad- und Leitradverstellung (s. Ziff. 143 und 144). Schließlich ist zu erwähnen, daß bei Schraubenlüftern geringere Kosten für den Lüfter und für das Lüfterhaus als bei den Schleuderlüftern entstehen, da beim Schraubenlüfter nur ein Flügelraddurchmesser erforderlich ist, der etwa der Saugöffnung des Schleuderlüfters gleicher Leistung entspricht. Wegen der höheren Drehzahl der Schraubenlüfter sind auch ihre Antriebsmaschinen bei unmittelbarem Antrieb billiger.

Außer als Hauptgrubenlüfter sind Schraubenlüfter auch zur Bewetterung von Grubenfeldteilen zu benutzen. Sie können zu diesem Zweck innerhalb des ganzen Streckenquerschnittes eingebaut werden, wobei natürlich Fahrung und Förderung durch eine Umbruchstrecke geleitet werden müssen (vgl. a. Ziff. 156). Eine solche Verwendung empfiehlt sich immer dann, wenn sich ein Grubenabschnitt ohne wesentliche Erhöhung der Depression des Hauptgrubenlüfters nicht genügend bewettern läßt oder Änderungen über Tage zu schwierig und kostspielig sein würden.

Schließlich ist der Schraubenlüfter der geeignetste Lüfter für die Sonderbewetterung (s. Ziff. 188).

Beim Schraubenlüfter unterscheidet man im wesentlichen Gleichdrucklüfter und Überdrucklüfter.

143. — Gleichdruckschraubenlüfter. Unter Gleichdrucklüftern versteht man Lüfter, die im Laufrad lediglich Geschwindigkeit erzeugen und diese im Diffusor in Druck umsetzen. Wegen der Beschleunigung der Strömung im Laufrad ist ein großer Anstellwinkel der Laufradflügel möglich, ohne daß die Strömung an den Flügeln abreißt. Das Laufrad kann daher druckmäßig stark belastet werden und erzeugt bestimmte Drücke bei niedrigeren Drehzahlen als ein Überdrucklaufrad (s. Ziff. 144). Die Laufräder von Gleichdrucklüftern sind einfacher gehalten und der Abstand zwischen Laufrad und Gehäuse kann größer sein als beim Überdrucklüfter.

Der Auslauf der Luft, der *Diffusor*, ist bei den Gleichdrucklüftern von ausschlaggebender Bedeutung. Zur Erzielung eines guten Lüfterwirkungsgrades muß er sehr sorgfältig ausgeführt werden. In ihm wird die Geschwindigkeit des aus dem Leitrad austretenden Luftstromes ohne Ablösungserscheinungen verringert. Ein solcher in gleichmäßiger Bewegung befindlicher Strom wirkt auf den Lüfter saugend und fördert dessen Arbeit.

[1] Schleuderlüfter neuester Bauart weisen auch stabile Kennlinien auf.

Ein richtig gestalteter Diffusor erhöht daher den vom Lüfter erzeugten statischen Druck. Der Querschnitt des Diffusors ist heute meist rund anstatt rechteckig, wie es früher der Fall war.

Um lange Schlote zu vermeiden, kann man den Diffusor mit einem Kern versehen, so daß für die abströmende Luft nur ein Ringraum verbleibt (vgl. Abb. 512). Dadurch kann die Neigung der Seitenflächen des Diffusors

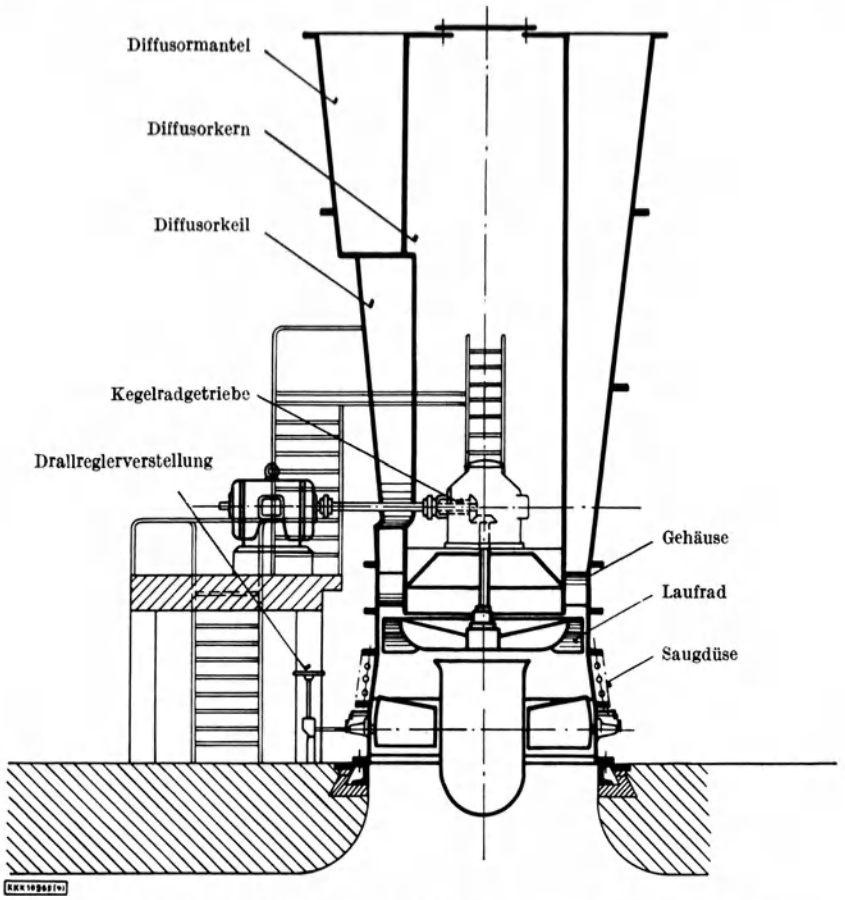


Abb. 512. Gleichdrucklüfter, Bauart Schicht der Firma Kühnle, Kopp und Kausch, Frankenthal/Pfalz.

größer gewählt werden, ohne ein Ablösen der Luft von diesen Flächen und damit Wirbelbildungen befürchten zu müssen.

Einen Gleichdrucklüfter Bauart Schicht der Firma Kühnle, Kopp und Kausch, Frankenthal/Pfalz, zeigt die Abb. 512. Aus ihr ist die Anordnung der Regeleinrichtung (Drallregler) des mit konstanter Drehzahl arbeitenden Lüfters zu erkennen. Dieser Drallregler ist ein vor dem Laufrad angebrachter Leitapparat mit 24 verstellbaren Leitschaufeln, die mit Hilfe eines Handrades auch während des Betriebes verstellt werden können. An Stelle des Handrades kann eine elektrische oder hydraulische Verstellvorrichtung zur

Fernsteuerung angebracht sein. Dadurch können Wettermenge, Depression und Leistungsaufnahme den jeweiligen Erfordernissen angepaßt werden. Die Kennlinien eines solchen Lüfters sind in Ziff. 147 besprochen.

144. — Überdruckschraubenlüfter. Bei dieser Lüfterart wird der Druck im wesentlichen durch Verzögerung der Strömung im Laufrad erzeugt. Da eine verzögerte Strömung mehr zum Abreißen neigt als eine beschleunigte Strömung, kann der Anstellwinkel der Laufradflügel nicht so groß gewählt werden wie beim Gleichdrucklüfter, was zur Folge hat, daß der erzeugte Unter- oder Überdruck bei gleicher Drehzahl geringer ist als bei den Gleichdrucklüftern und bei den Schleuderlüftern. Diesem Nachteil kann man durch Drehzahlerhöhung begegnen. Das hat zwar den Vorteil, daß man schnellaufende, billige Antriebsmotoren (Kurzschlußläufermotoren) ohne

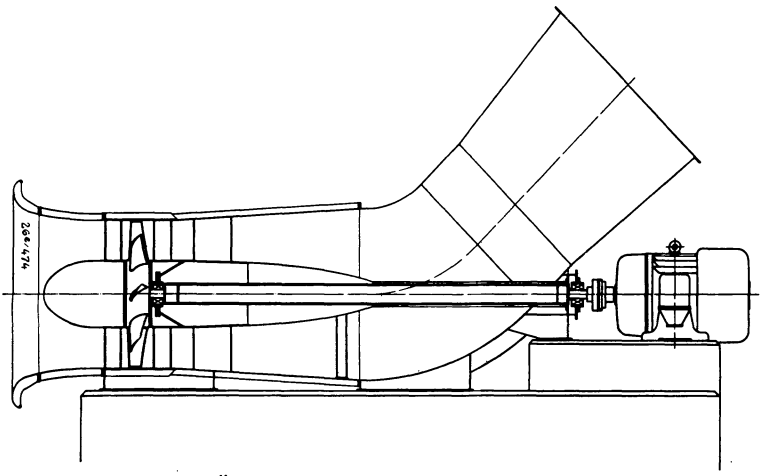


Abb. 513. Überdruckschraubenlüfter der Demag, Duisburg.

Zwischenschalten von Getrieben benutzen kann, der Drehzahlerhöhung sind aber aus Festigkeitsgründen und wegen des zunehmenden Verschleißes Grenzen gesetzt. Einer übermäßigen Drehzahlerhöhung geht man deshalb beim Überdrucklüfter durch Aufteilung des zu erzeugenden Druckes auf mehrere Laufradstufen aus dem Wege. Der Wirkungsgrad des Lüfters ist in hohem Maße vom Zustand des Laufrades abhängig. Deshalb haben die Laufradschaufeln sehr sorgfältig bearbeitete Tragflügelprofile. Auch bei dieser Lüfterart kann ein Diffusor vorgesehen werden, in dem ein Teil der hinter dem Laufrad vorhandenen Geschwindigkeit in Druck umgesetzt wird. Auf diese Weise kann ein höherer statischer Druck erzeugt werden.

Überdrucklüfter werden von den Firmen Büttner, Uerdingen; Demag, Duisburg; Dingler, Zweibrücken; Nüsse & Gräfer, Sprockhövel; Siemens-Schuckert, Erlangen; Voith GmbH, Heidenheim, und Wedag, Bochum, hergestellt.

Einen Überdruckschraubenlüfter in Horizontalausführung mit einem Krümmer von 45° und Motor auf der Austrittseite der Demag, Duisburg, zeigt Abb. 513. Die Anpassung von Wettermenge und Depression an die gegebenen Betriebsverhältnisse geschieht hier durch Verstellung der Lauf-

radflügel. Sie kann entweder einzeln von Hand oder aber mit Hilfe eines Steckschlüssels für alle Laufradflügel gleichzeitig bei Stillstand des Lüfters vorgenommen werden. Bei entsprechender Ausführung können die Laufradflügel auch bei laufendem Lüfter verstellt werden.

2. Schleuderlüfter.

145. — Wirkungsweise der Schleuderlüfter. Die Wirkung der Schleuderlüfter besteht darin, daß in dem mit hoher Geschwindigkeit rotierenden Laufrad Geschwindigkeitsenergie erzeugt, Druckerhöhung durch Zentrifugalkraft infolge Erhöhung der Umfangsgeschwindigkeit und Druckerhöhung durch Verzögerung der Strömung in den Schaufelkanälen bewirkt wird. Zur Erfüllung ihrer Aufgabe besitzen die neueren Schleuderlüfter meist rückwärts gekrümmte Schaufeln, deren Breitseite in der Achsrichtung liegt. Das Rad bewegt sich entweder zwischen zwei feststehenden Wänden oder, was häufiger ist, es besitzt selbst Seitenwände, die an der Drehung teilnehmen. An der Stelle, wo die Achse durch die Seitenwände geführt ist, befindet sich die Saugöffnung. Diese ist entweder nur an einer Seite des Lüfterrades oder auch beiderseits vorgesehen. Die Luft erfährt also eine Umlenkung von 90°. Die zweiseitig saugenden Lüfter besitzen gewöhnlich eine Mittelwand. Die Einlauföffnung kann, da sie doppelt vorhanden ist, einen kleineren Durchmesser als bei einem einseitig saugenden Lüfter haben. Außerdem kann der Raddurchmesser kleiner sein.

Der Vorteil des zweiseitig saugenden Lüfters beruht im wesentlichen darauf, daß sich die Zuführungskanäle ganz unter Flur verlegen lassen, während bei einem einseitig saugenden Lüfter meist der Wetterkanal aus dem Boden herausgeführt werden muß.

Wie beim Gleichdruckschraubenlüfter kann auch beim Schleuderlüfter durch einen Diffusor die Erzeugung statischen Druckes gesteigert werden (vgl. Ziff. 143).

146. — Lüfter der Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A.-G. Sie besitzen (Abb. 514) schwach gekrümmte, nach rückwärts gelehnte, am Radumfang radial auslaufende Flügel. Bei neueren Bauarten sind die Schaufeln auch am Radumfang rückwärts gekrümmt. Das Rad verschmälert sich nach dem Umfang hin. In der Saugöffnung ist der Einlaufkegel angebracht. Der Querschnitt der Auslaufspirale verbreitert sich nach dem Auslauf hin.

Abb. 514 zeigt eine zweiseitig saugende Ausführungsform des Lüfters. Die Ausbildung und Stellung der Schaufeln ist die gleiche wie bei der einseitig saugenden Bauart. Die in der Abbildung wiedergegebene verschiedene Lage der Gehäusezunge ermöglicht eine Veränderung der Durchgangsöffnung des Lüfters (s. Ziff. 149) und damit seine Anpassung an verschiedene Grubenweiten zwecks Beibehaltung eines guten Wirkungsgrades.

3. Gesetzmäßige Beziehungen in der Wirkungsweise der Schrauben- und Schleuderlüfter.

147. — Kennlinie, Betriebspunkt und Betriebsbereich eines Lüfters. Jeder Lüfter stellt seine Liefermenge nach der Widerstandsdruckhöhe, die er zu überwinden hat, ein. Trägt man die Wettermengen auf der Abszisse und die Widerstandsdruckhöhen auf der Ordinate auf und werden für ver-

schiedene Depressionen die gelieferten Wettermengen gemessen, so liegen die so erhaltenen Schnittpunkte auf einer Kurve. Diese Kurve wird die Kennlinie I[1] (Druck-Wettermengen — Kennlinie) des Lüfters genannt. Jeder Lüfter hat seine eigene Kennlinie I, und da Wettermenge und Depression von der Drehzahl und beim Schraubenlüfter außerdem von der Stellung der Lauf- und Leiträder abhängen, ist jeder Drehzahl oder jedem Winkel, den die Lauf- oder Leiträder gegenüber der Normalstellung einnehmen, eine Kennlinie zugeordnet.

In Abb. 515 sind verschiedene Kennlinien eingetragen. Sie gelten für Lüfter sehr unterschiedlicher Eigenschaften. Da eine gleichbleibende Wetter-

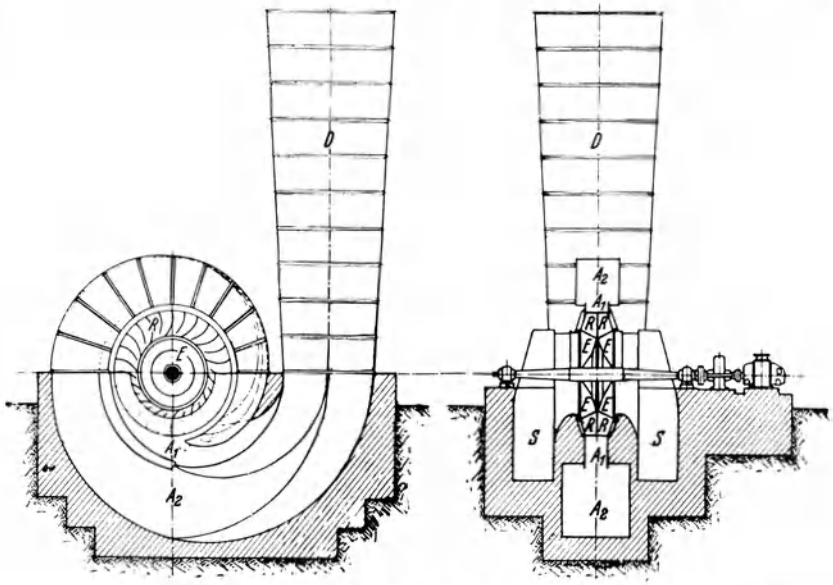


Abb. 514. Zweiseitig saugender Lüfter der Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A. G.
S Saugöffnungen, *E* Einlaufkegel, *R* Laufrad, $A_1 A_2$ Auslaufspirale, *D* Diffusor.

menge bei unveränderter Drehzahl des Lüfters für die Wetterführung einer Grube am vorteilhaftesten ist, wäre die fast senkrecht verlaufende Kennlinie *d* am besten. Ein Lüfter mit einer solchen Kennlinie würde nämlich bei sehr unterschiedlichen Grubenweiten gleichbleibende Wettermengen liefern, der Pumpgrenze (s. u.) fernbleiben und eine abnehmende Grubenweite sofort mit gesteigerter Druckleistung beantworten.

Leider ist der Wirkungsgrad von Lüftern mit senkrechter Kennlinie sehr schlecht. Es muß daher eine weniger steil abfallende Kennlinie *c* angestrebt werden. Mit Lüftern dieser Kennlinie lassen sich gleich gute Lüfterwirkungsgrade wie mit waagerechter Kennlinie *b* erzielen. Mit ihnen wird jedoch der Nachteil waagerechter wie ansteigender (*a*) Kennlinien — ungenügende Mengenleistung bei kleinen Grubenweiten und übergroße Mengenleistung bei großen Grubenweiten — vermieden.

[1] Linsel, E.: Stand und Entwicklungsrichtung der Grubenbewetterung. Habilitationsschrift TH Aachen, 1949.

Die abfallende Kennlinie kann etwa als eine Tangente an eine bestimmte Wetterleistungskurve aufgefaßt werden. So ist es erklärlich, daß ein Lüfter mit einer solchen Kennlinie — solange seine Drehzahl unverändert bleibt — diese Wetterleistung nicht überschreitet. Der Lüfterantrieb kann somit durch Vorgänge in der Grube nicht mehr überlastet werden. Die abfallende Kennlinie erlaubt den Parallel- und Verbundbetrieb (vgl. Ziff. 154, 155 und 156), ohne daß es zu einem Pulsieren des Wetterstromes und u. U. einer Umkehr der Wetterrichtung unter Tage kommt, wie dies bei Verwendung von Lüftern mit waagerechter Kennlinie häufig der Fall ist. Arbeiten diese Lüfter auf dem abfallenden Ast ihrer Druck-Wettermengen-Kennlinie, so ist gewährleistet, daß bei der Erhöhung der Druckerzeugung eines Lüfters und der daraus folgenden Verkleinerung der Grubenweite für die übrigen Lüfter der von diesen Lüftern erzeugte Druck ebenfalls ansteigt, so daß ein Umschlagen der Wetterrichtung in den Lüftern vermieden wird. Abfallende Kennlinien werden daher als „stabile" und waagerechte als „labile" Kennlinien bezeichnet, da der Betriebszustand derartiger Lüfter entweder „stabil" oder „labil" ist.

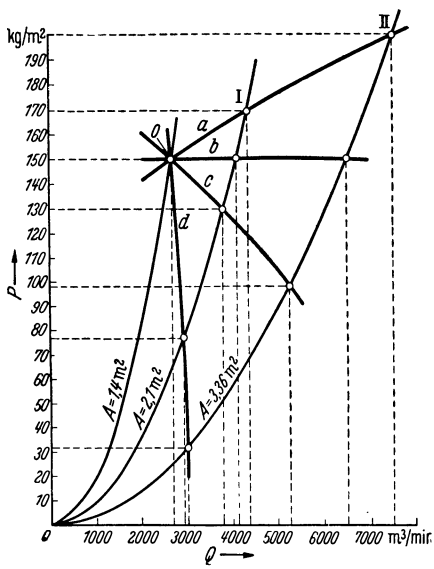


Abb. 515. Verschiedene, mögliche Kennlinien von Lüftern.

Labile Lüfterkennlinien sind nicht nur unwirtschaftlich, sie sind bei Verbundbetrieb auch grubensicherheitlich bedenklich und können zu Wetterstauungen Anlaß geben und damit Vorbedingungen für Unglücksfälle schaffen.

Will man feststellen, welche Wettermenge ein bestimmter Lüfter liefern und bei welcher Depression er arbeiten wird, so bedarf es nur der Kenntnis der Grubenweite und der Eintragung der Kennlinie der betreffenden Grube in das gleiche $Q\,\Delta P$-Diagramm (vgl. Ziff. 119). Der Schnittpunkt beider Kennlinien ist der Betriebspunkt des Lüfters. Er gibt die Wettermenge und die zugehörige Depression des Grubenlüfters für die der Kennlinie zugeordnete Umdrehungszahl an.

Von dem jeweiligen Betriebspunkt eines Lüfters ist sein möglicher Betriebsbereich zu unterscheiden. Er ist durch drei Größen bestimmt. Die eine ist die untere Grenzgrubenweite (Pumpgrenze)[1]. Sie hängt von der Bauart des Laufrades ab. Eine andere ist die der Höchstdrehzahl des Lüfters zugeordnete Kennlinie, die von der zulässigen Höchstumfangsgeschwindigkeit des Laufrades (40—200 m/sek) bestimmt wird. Schließlich ist die obere Grenzgrubenweite maßgebend. Sie hängt von der Durchgangsöffnung des Lüfters (siehe Ziff. 149) ab.

[1] „Pumpen" s. HOFFMANN: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 4. Aufl. S. 283. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950.

Neben der Kennlinie I eines Lüfters ist auch die Kenntnis der Kennlinie II von Bedeutung. Sie stellt den Verlauf von Wirkungsgrad der Wettermaschine η_{WM}, nach Möglichkeit auch des Lüfters η_L, sowie der Wettermenge Q, der Depression ΔP, der Lüfterleistung N_{Lab} und der Antriebsleistung N_{Mzu} in Abhängigkeit von der Grubenweite A dar, und zwar für eine bestimmte Drehzahl, als welche zweckmäßig die Betriebsdrehzahl gewählt wird.

Aus einer solchen Darstellung ist der Grubenweitenbereich mit dem besten Wirkungsgrad der Wettermaschine am klarsten erkennbar. Der grundsätzliche Verlauf solcher Wirkungsgradkurven wird aus folgenden Erwägungen deutlich:

Ist die Grubenweite gleich Null, wie dies bei geschlossenem Wetterkanal der Fall ist, so wird der Lüfter zwar eine hohe Depression erzeugen, die geförderte Luftmenge aber wird gleich Null sein. Deshalb wird auch die Nutzleistung des Lüfters (N_{Lab}) und ebenso sein mechanischer Wirkungsgrad (η_L) gleich Null. Wächst die Grubenweite durch allmähliches Öffnen des Wetterkanals, so beginnt der Lüfter Luft zu fördern und erzeugt eine gewisse Nutzleistung. Der Lüfterwirkungsgrad wird offenbar rasch steigen und wird bei der günstigsten Grubenweite seinen Höchstwert erreichen. Bei noch größeren Grubenweiten wird er aber wieder sinken müssen. Denn eine Betrachtung des Endfalles — Saugen des Lüfters aus freier Atmosphäre, was eine unendlich große Grubenweite bedeutet — zeigt, daß der Lüfter nur noch eine Nutzarbeit leistet, die der erzeugten Depression entspricht. Er fördert zwar viel Luft, erzeugt aber nur eine geringe Depression, die sich schließlich dem Nullpunkt nähert.

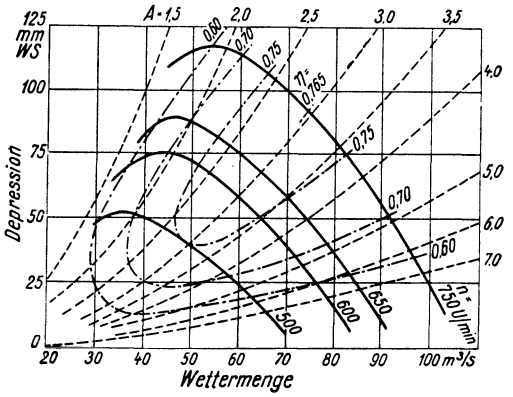


Abb. 516. Kennlinien I und Wirkungsgradkurven eines Schraubenlüfters.

So zeigt z. B. die Wirkungsgradkurve der Wettermaschine in der Abb. 520 den günstigsten Wirkungsgrad von 66% bei einer Grubenweite von 2,5 m². Wird die Grubenweite auf 5 m² vergrößert, so sinkt der Wirkungsgrad dieser Wettermaschine auf 55%. Die Wirkungsgradkurve einer anderen Wettermaschine ist aus der Abb. 518 ersichtlich.

In der Abb. 516 sind ausgezogen die Kennlinien I eines Schraubenlüfters für vier verschiedene Umdrehungszahlen und gestrichelt die verschiedenen Grubenweiten eingetragen. Die strichpunktierten Linien bedeuten Kurven gleichen Wirkungsgrades, dessen Höhe bei jedem Lüfter von der Grubenweite abhängt (s. o.). Bei $n = 650$ U/min und $A = 3$ m² liefert der Lüfter z. B. 66 m³/s Wetter bei einer Depression von rd. 70 mm WS. Etwa die gleiche Wettermenge, jedoch bei einer Depression von nur 60 mm

WS, ist er imstande zu liefern, wenn die Grubenweite auf 3,5 m² erhöht wird. Wird die Umdrehungszahl auf 750 U/min erhöht, so liefert er bei

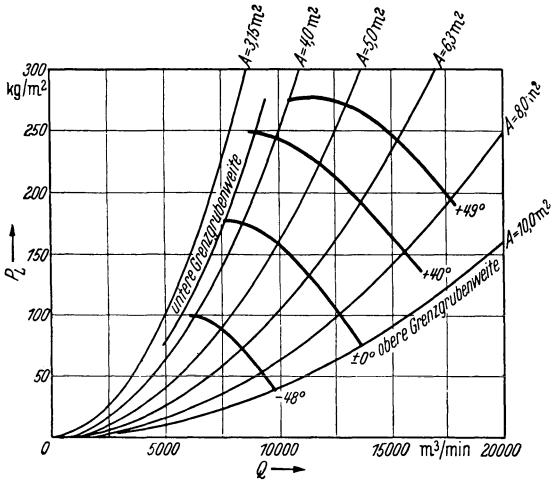


Abb. 517. Kennlinien I eines Gleichdruckschraubenlüfters mit Drallregler.

$A = 3$ m² eine Wettermenge von rd. 76 m³/s bei einer Depression von rd. 90 mm WS.

Die Kennlinien I und II eines Gleichdruckschraubenlüfters mit Drallregler (Ziff. 143) zeigen die Abb. 517 und 518. In Abb. 517 sind vier Kennlinien I mit verschiedenem Anstellwinkel der Leitradschaufeln eingezeichnet. Weiterhin ist die untere Grenzgrubenweite mit 3,5 m² und die obere Grenzgrubenweite mit 10 m² zu erkennen. Aus der Abb. 518 ist der flache Verlauf der Wirkungsgradkurve der Wettermaschine η_{WM} und einerseits die geringe Spanne, andererseits der bei höheren Grubenweiten fast waagerechte Verlauf der Kurve der Leistungsaufnahme N_{Mzu} zu erkennen. Auf diese beiden Vorteile der Schraubenlüfter wurde in Ziff. 142 schon hingewiesen.

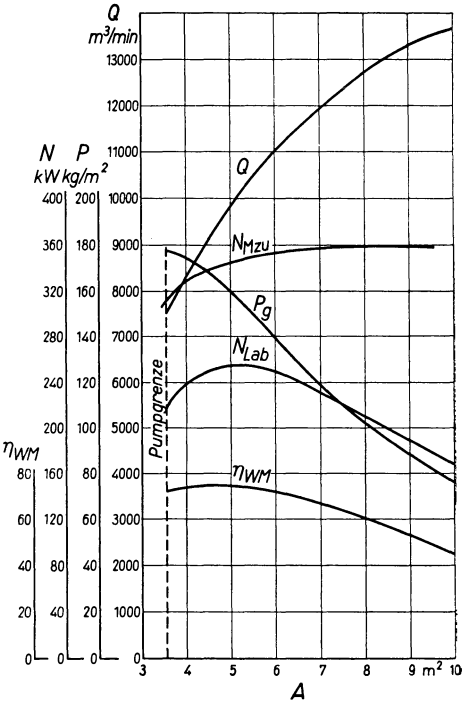


Abb. 518. Kennlinien II eines Gleichdruckschraubenlüfters mit Drallregler.

In der Abb. 519 sind vier Kennlinien I eines Schleuderlüfters älterer Bauart dargestellt, wie er im Ruhrgebiet noch viel anzutreffen ist. Abb. 520 gibt die zu diesem Lüfter gehörenden Kennlinien II an. Das

Charakteristische der Schleuderlüfter älterer Bauart, nämlich die stärker gekrümmte Kennlinie des Wirkungsgrades der Wettermaschine η_{WM} sowie das starke Ansteigen der Leistungsaufnahme N_{Mzu} bei höheren Grubenweiten, ist hier gut zu erkennen.

148. — Wettermenge und Grubenweite. Die Beziehungen, die zwischen der Grubenweite und der vom Lüfter bei einer gleichbleibenden Umdrehungszahl gelieferten Wettermenge bestehen, sind durch die Abb. 518 und 520 veranschaulicht. Die Kurven für die gelieferten Wettermengen beginnen beim Nullpunkt. Denn bei völlig abgesperrter Grube muß die geförderte Wettermenge gleich Null sein. Öffnet man allmählich den Schieber, so wird sich die Kurve nach Überschreiten der Pumpgrenze rasch erheben. Bald muß freilich das Ansteigen der Linie geringer werden, weil der Widerstand des Lüfters selbst gegenüber dem Luftstrom hemmend wirkt. Schließlich wird die Kurve sich immer mehr verflachen, wobei deren Abstand von der Abszisse durch die Größe der Durchgangsöffnung gegeben ist. Dieser Abstand bedeutet diejenige Wettermenge, die der Lüfter liefert, wenn er die Luft aus der freien Atmosphäre ansaugt.

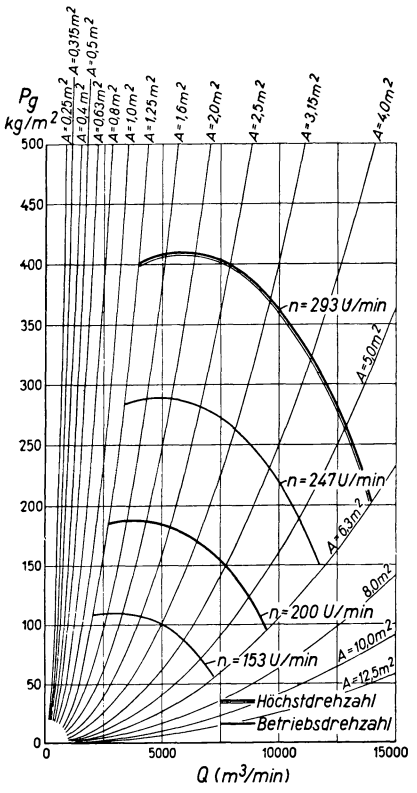


Abb. 519. Kennlinien I eines Schleuderlüfters älterer Bauart.

Der Vergrößerung der Grubenweite entspricht also bei gleichbleibender Umdrehungszahl des Lüfters eine Erhöhung der gelieferten Wettermenge so lange, wie der Lüfter noch eine Depression im Wetterkanal zu erzeugen imstande ist. Die Bewetterung einer Grube wird somit auch bei bereits sinkendem mechanischen Wirkungsgrad von der Vergrößerung der Grubenweite Nutzen haben.

149. — Durchgangsöffnung. Zur Überwindung des Reibungswiderstandes der Luft im Lüfter selbst muß ein gewisser Druckunterschied aufgewandt werden. Das dazu nötige Gefälle kann nur vom Lüfter erzeugt werden, so daß ein Teil der Arbeit des Lüfters für die Bewegung der Luft in ihm selbst aufgebraucht wird. Er muß daher zusätzlich zu dem nutzbaren Druck einen Druckanteil für die Überwindung seines eigenen Widerstandes erzeugen.

Wir können den Durchgang der Wetter durch den Lüfter ebenfalls mit dem Durchgang durch eine Öffnung in einer dünnen Wand vergleichen, durch eine Öffnung also, die bei gleichem Druckunterschied auf beiden Seiten dieselbe Luftmenge wie der Lüfter durchziehen läßt. Eine solche Öffnung nennen wir seine *Durchgangsöffnung*.

150. — Drehzahl, Wettermenge und Depression. Ändert sich die Drehzahl eines Lüfters, so ändern sich auch die gelieferte Wettermenge und die Depression. Da jedoch die Grubenweite als annähernd gleichbleibend angesehen werden kann, gilt für zwei Drehzahlen n_1 und n_2

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{V_1}{\sqrt{\Delta P_1}} = 0{,}38 \cdot \frac{V_2}{\sqrt{\Delta P_2}} \text{ [m}^2\text{]}$$

oder

$$\frac{V_1}{\sqrt{\Delta P_1}} = \frac{V_2}{\sqrt{\Delta P_2}} \quad \text{oder} \quad \frac{V_1^2}{V_2^2} = \frac{\Delta P_1}{\Delta P_2}.$$

Demnach ist:

$$V_1 : V_2 = Q_1 : Q_2 = n_1 : n_2$$

und

$$\Delta P_1 : \Delta P_2 = n_1^2 : n_2^2.$$

Die Wettermenge ist also proportional der Drehzahl und damit auch der Umfangsgeschwindigkeit, während die Depression proportional zum Quadrat der Drehzahl steigt und fällt.

Ihre Grenze findet die Umfangsgeschwindigkeit und damit die erreichbare Depression in der Festigkeit des für den Lüfter gebrauchten Baustoffs. Bei Fliehkraftlüftern liegt die Umfangsgeschwindigkeit meist zwischen 40 und 60 m/sek, jedoch sind schon Werte von 70—80 m/sek erreicht worden. Bei Schraubenlüftern pflegt man 150—200 m/sek nicht zu überschreiten, da sich bei noch höheren Geschwindigkeiten das Geräusch unangenehm bemerkbar macht und man eine Steigerung der Depression dann besser durch Verwendung eines zweiten Laufrades erzielt.

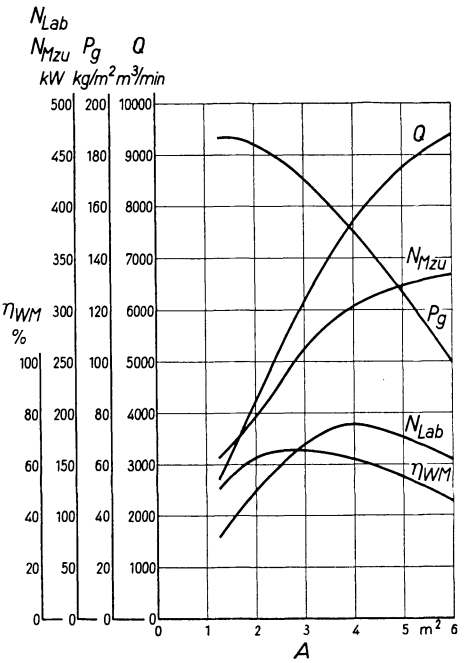


Abb. 520. Kennlinien II eines Schleuderlüfters älterer Bauart.

151. — Arbeitsleistung für die Wetterbewegung. Für sie gilt die Formel:

$$N = \frac{V \Delta P}{102} = \frac{Q \Delta P}{60 \cdot 102} \text{ kW}.$$

Die Arbeitsleistung ist also verhältnisgleich dem Produkt aus Wettermenge und dem Gesamtdruckunterschied. Da ΔP nach der Formel in Ziff. 119 V^2 (oder Q^2) verhältnisgleich ist, ist N der dritten Potenz der Wettermenge und damit auch der Drehzahl verhältnisgleich.

Für die Bewetterung der auf S. 623 in Ziff. 117 erwähnten Gruben ist die berechnete Arbeitsleistung aus der gleichen Tabelle zu entnehmen.

Die Zahlen vermitteln ein deutliches und zum Teil überraschendes Bild

von der Größe der Leistung, die auf den Gruben für die Wetterbewegung ununterbrochen aufgebracht werden muß. Sie veranschaulichen außerdem die Notwendigkeit, ein Höchstmaß an Ausnutzung dieser Leistung anzustreben und die technischen Aufgaben der Wetterführung so wirtschaftlich wie möglich zu lösen.

152. — Leistung und Grubenweite. Da ΔP nach der Formel in Ziff. 119 umgekehrt verhältnisgleich dem Quadrat der Grubenweite ist, ergibt sich, daß bei Verdoppelung der Grubenweite und gleichbleibender Wettermenge ΔP auf ¼ des ursprünglichen Betrages zurückgeht. Gegenüber der so ersparten Kraft kann es ohne Bedeutung sein, ob der Lüfter für die noch verbleibende geringere Leistung einen ungünstigeren Wirkungsgrad besitzt (vgl. Ziff. 148).

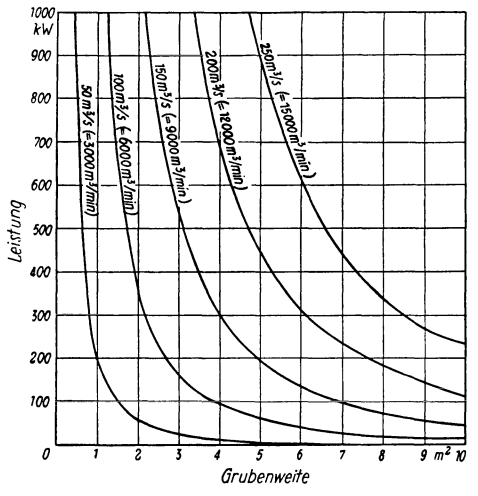


Abb. 521. Leistungsbedarf in Abhängigkeit von der Grubenweite bei verschiedenen Wettermengen.

Eine Erhöhung der Grubenweite ist daher im Interesse einer Verringerung des Kraftbedarfs und Verminderung der Anlagekosten für die Lüfteranlage anzustreben. Diesem Ziel dienen alle Mittel, welche bei gleichbleibender Wettermenge die Depression zu verringern in der Lage sind. Nach der Formel in Ziff. 112 bestehen diese in einer Verbesserung des Reibungsbeiwertes der Wetterwege durch Verminderung ihrer Rauhigkeit, in einer Verringerung der Wettergeschwindigkeit durch Vergrößerung des Querschnitts der Wetterwege und, wie in Ziff. 166 noch näher ausgeführt wird, in der Aufteilung des Wetterstroms in Teilströme, da hierdurch der gleichen Wettermenge ein größerer Querschnitt zur Verfügung gestellt wird. Inwieweit allerdings die hierdurch bewirkte Kostenverminderung der Wetterführung mit den für die Durchführung dieser Maßnahmen entstehenden Mehrkosten in Einklang stehen, muß von Fall zu Fall entschieden werden.

Wie groß die tatsächlichen Verminderungen des Leistungsbedarfs infolge Vergrößerung der Grubenweite bei verschieden großen Wettermengen sind, lehrt Abb. 521. So beträgt z. B. der Leistungsbedarf bei einer Wettermenge von 6000 m³/min bei einer Grubenweite von 3 m² etwa 160 kW gegenüber etwa 350 kW bei einer Grubenweite von 2 m². Bei einer Wettermenge von 9000 m³/min beträgt der Unterschied im Leistungsbedarf zwischen den Grubenweiten 3 und 4 m² sogar 250 kW. Nur wenn die Wettermengen im Verhältnis zur Grubenweite klein sind, erscheint eine weitere Vergrößerung der Grubenweite überflüssig[1].

[1] Kegel: Die relative und normale Grubenweite. Glückauf 1910 S. 465; — ferner Kegel: Die zweckmäßige Durchgangsöffnung des Ventilators. Glückauf 1911 S. 696.

153. — Antrieb und Regelung der Lüfter. Bei Dampfmaschinenantrieb ist eine Regelung durch veränderte Füllung der Zylinder leicht zu bewerkstelligen.

Der elektrische Antrieb, der wegen der gleichbleibenden Grundbelastung des Kraftwerks und der leichten Fortleitung der Elektrizität zu Außenschächten weitaus am meisten verbreitet ist, macht besondere Einrichtungen zur Regelung der Drehzahl erforderlich. Eine stufenweise Regelung kann elektrisch durch Verwendung polumschaltbarer Motoren erreicht werden, was aber nicht häufig geschieht, oder mechanisch am Übertragungsglied zwischen Lüfter und Motor. Bis zu Leistungen von 300 kW erfolgt sie durch Stufengetriebe oder durch Riemenantrieb mit auswechselbaren Scheiben; bei darüberliegenden Leistungen sind Getriebe mit auswechselbaren Zahnrädern vorzuziehen.

Eine besonders bei großen Schleuderlüftern[1] anwendbare Regelung ist die Verkürzung oder Verlängerung der Schaufeln, was in gewissem Umfange möglich ist. Nachteilig ist der Zeitaufwand, den diese Regelung und in noch größerem Maße das Auswechseln eines Laufrades erfordern. Sind diese Änderungen in der Lüfterkonstruktion vorgesehen, so lassen sie sich mit gutem Wirkungsgrad benutzen. Sind die Lüfter nicht für eine planmäßige Änderung der Schaufellänge gebaut, so lassen sich in den Fällen, in denen die Lüfter für eine kleinere Grubenweite und größere Wettermengen ausgelegt sind, Regelwirkungen durch Verkürzen der Schaufeln erreichen, sofern die Grubenweite größer und die Wettermengen kleiner sind als ursprünglich vorgesehen. Ist dagegen der Lüfter für eine große Grubenweite bei großer Wettermenge vorgesehen, so sinkt beim Übergang auf kleinere Wettermengen und kleinere Grubenweiten meist der Wirkungsgrad erheblich ab.

Auch bei Überdruckschraubenlüftern läßt sich eine Regelung durch Auswechseln von Laufrädern erzielen, oder es wird bei zwei hintereinander geschalteten Laufrädern zunächst ein Rad benutzt, oder die Zahl der Flügel eines Laufrades wird vermindert, wobei jedoch auf gute Auswuchtung des Laufrades zu achten ist.

Die vorbeschriebenen Regelarten stellen nur grobe Verfahren dar. Die Erkenntnis, daß auch eine Feinregelung zur Aufrechterhaltung eines guten Wirkungsgrades unerläßlich ist, setzt sich im deutschen Bergbau mehr und mehr durch.

Als Feinregelmöglichkeiten kommen die Widerstandsregelung unter Verwendung eines Schleifringläufermotors und die hydraulische Kupplung (Turbokupplung) in Betracht. Die Widerstandsregelung beruht darauf, daß in den Läuferstromkreis des Asynchronmotors ein Widerstand eingeschaltet wird, was einen Abfall der Drehzahl zur Folge hat. Auf diese Weise ist Abwärtsregelung bis zu 40% der Nenndrehzahl möglich. Nachteilig ist, daß der Wirkungsgrad in gleichem Maße wie die Drehzahl abnimmt. Die Feinregelung mit Hilfe einer hydraulischen Kupplung erfolgt durch Verändern der in der Kupplung umlaufenden Flüssigkeitsmenge, deren Massenkräfte

[1] Wijnberg, A. C.: De nieuwe hoofdventilatie van Staatsmijn Emma. De Ingenieur 1950, Nr. 5.

die Kraftübertragung übernehmen. Beide Arten der Feinregelung können als Fernsteuerung ausgeführt werden.

Ein sehr unwirtschaftliches, leider jedoch häufig angewandtes Regelverfahren stellt die Schieberregelung dar, bei der mit Hilfe des Schiebers vor dem Lüfter die Grubenweite durch Drosselung eingestellt wird, die bei der geforderten Wettermenge dem Betriebspunkt des Lüfters bei einer bestimmten Drehzahl entspricht. Die Grubenweite wird also der verlangten Wettermenge unter Berücksichtigung der vorhandenen Lüfterkennlinie angepaßt. Die Nachteile dieser Regelart sind darin zu sehen, daß der Wirkungsgrad der Wetterführung in der Grube (vgl. Ziff. 120) sinkt. Zudem äußern sich die Drosselverluste in einer Erhöhung der Energiekosten, die den Betrag von einigen 100000 DM je Jahr erreichen können.

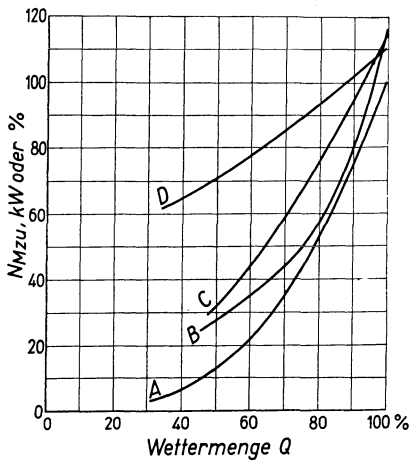


Abb. 522. Wirtschaftlichkeit verschiedener Regelverfahren.

A Drehzahlregelung; — *B* Lauf- oder Leitradanpassung; — *C* Regelschleifringläufer oder hydraulische Kupplung; — *D* Anpassung der Grube (Drosselung).

Bei den Schleuderlüftern kann vorteilhaft von der Regelung durch eine Dralldrossel von Schüchtermann & Kremer-Baum, Dortmund, Gebrauch gemacht werden, wenn die beiden oben genannten Arten der Feinregelung nicht möglich sind. Die Dralldrossel besteht aus drehbaren Klappen, die auf dem Umfang der Saugöffnung radial angebracht sind. Durch Verstellung der Klappen nach vorwärts oder rückwärts wird der Wetterstrom gedrosselt und in einem strömungstechnisch günstigen Winkel auf das Schaufelrad des Lüfters geleitet. Der Vorteil dieser Regelart gegenüber der Schieberregelung liegt in der Verminderung der Leistungsaufnahme des Antriebsmotors bei Verringerung der Wettermenge.

Bei den Schraubenlüftern ist die Leitrad- und Laufradverstellung (s. Ziff. 143 und 144) eine sehr günstige Regelmöglichkeit. Der Bereich der Laufradverstellung ist beträchtlich und läßt bei Lüftern hoher Drehzahl die Einsparung von Getrieben oder polumschaltbaren Motoren zu. Etwas geringer ist der Regelbereich bei der Leitradverstellung. Sie wird besonders bei Lüftern angewandt, deren Laufradschaufeln kein ausgesprochenes Tragflügelprofil aufweisen (Gleichdrucklüfter), ist jedoch auch bei Überdrucklüftern möglich. Eine Verbindung beider Regelmöglichkeiten ist nur in gewissen Grenzen zweckmäßig, da bei jeder Laufradstellung eine bestimmte Leitradstellung einen Bestwert an Wirkungsgrad erreichen läßt.

Abb. 522 gibt eine Übersicht über die Wirtschaftlichkeit verschiedener Regelmöglichkeiten wieder. Man erkennt deutlich, wie unwirtschaftlich die Drosselregelung besonders bei Teillast im Verhältnis zu den anderen Regelverfahren ist.

Eine weitere Möglichkeit, den Regelbereich zu erweitern, liegt in der

Parallelschaltung (s. Ziff. 154 und 155) oder in der Hintereinanderschaltung (s. Ziff. 156) von Lüftern, d. h. in der Anwendung von unter Tage aufgestellten Schraubenlüftern. Auch bei einer in Entwicklung befindlichen Grube können sie gute Dienste tun und für die Bemessung der Regelstufe sowie für die Wahl der Art der Regelung von Einfluß sein. Mit ihrer Hilfe läßt sich die Anschaffung des Hauptlüfters auf einen Zeitpunkt verschieben, zu dem das Grubengebäude schon zu einem erheblichen Teil vorhanden ist.

4. Das Zusammenarbeiten zweier oder mehrerer Lüfter.

154. — Nebeneinanderschaltung zweier Lüfter. Man kann zwei Lüfter nebeneinander — in Parallelschaltung — arbeiten lassen, wobei also beide aus ein und demselben ausziehenden Schacht saugen. Voraussetzung ist eine nach größeren Grubenweiten abfallende Kennlinie (vgl. Ziff. 147), wie sie die neuesten Schleuder- und Schraubenlüfter aufweisen. Gleiche Drehzahl beider Lüfter ist nicht erforderlich. Die Parallelschaltung von Lüftern hat vornehmlich den Zweck, die Wettermenge zu erhöhen. Ihre Voraussetzung ist also ein Grubenweitenzuwachs, was insofern berücksichtigt werden muß, als die beiden parallel laufenden Lüfter bei Einzelbetrieb u. U. in für sie unwirtschaftliche Grubenweitenbereiche gelangen können. Diese Art des Parallelbetriebes ist bisher wenig angewandt worden.

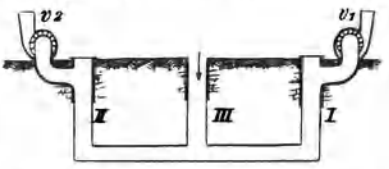


Abb. 523. Zwei Lüfter auf verschiedenen Wetterschächten der gleichen Grube.

155. — Zwei Lüfter auf verschiedenen Wetterschächten derselben Grube. Rückt man die beiden Lüfter auseinander, indem man sie auf verschiedene Wetterschächte setzt, so entsteht der häufig vorkommende Fall der Abb. 523. Steht der eine Lüfter v_2 still, ohne daß sein Saugkanal verschlossen ist, so wird der im Betrieb befindliche andere Lüfter v_1 Luft sowohl vom einziehenden Schacht *III* als auch vom Schacht *II* her ansaugen. Die gleichwertige Grubenöffnung, die sich für ihn herausstellt, ist die unter diesen Bedingungen denkbar größte. Sobald Lüfter v_2 in Gang kommt, wird der Durchzug der Wetter in die Grube behindert. Die von v_1 gelieferte Wettermenge sinkt, und die Grubenweite nimmt für v_1 ab. Bei noch schnellerem Gang beginnt auch v_2 auszuziehen, so daß jetzt Schacht *III* zum einziehenden Schacht für beide Lüfter wird.

Man sieht also, daß man in einem solchen Fall von einer bestimmten Grubenweite für jeden einzelnen Lüfter nur bei bestimmten Betriebsbedingungen, d. h. bei einer bestimmten Lüfterleistung (Wettermenge und Unterdruck), sprechen kann. Die Gesamtgrubenweite beim Betrieb von zwei (oder mehr) Lüftern ist gleich der Summe der für jeden Lüfter errechneten Einzelgrubenweiten. Würden die beiden Lüfter durch einen Lüfter ersetzt, kann natürlich eine Erhöhung oder Erniedrigung der Gesamtgrubenweite eintreten, da der Übergang auf nur einen Lüfter Wetterumstellungen in der Grube notwendig macht, die günstiger, aber auch ungünstiger als beim Zweilüfterbetrieb sein können.

Nach vorstehendem muß, wenn mehrere sich gegenseitig beeinflussende

Lüfter vorhanden sind, das Verhältnis der Umlaufzahlen dauernd überwacht werden. Läuft einer der Lüfter zu langsam, so stockt vielleicht die Wetterführung in dem von ihm beherrschten Teil des Grubengebäudes oder schlägt gar um. Für solche Bewetterungsanlagen ist die Verwendung von Volumenmessern (s. Ziff. 111) an Stelle von Depressionsmessern besonders empfehlenswert.

156. — Hintereinander geschaltete Lüfter. Zubringerlüfter. Die Hintereinanderschaltung zweier aus einem ausziehenden Schacht saugender Lüfter hat sich nicht eingebürgert, weil die erzielbaren Vorteile gegenüber den Nachteilen des doppelten Maschinenbetriebs zu gering sind.

Eine andere Art der Hintereinanderschaltung von Lüftern, die sich im Ruhrgebiet einzubürgern beginnt, liegt in der Verwendung eines Hauptgrubenlüfters und eines oder mehrerer Zubringerlüfter[1]. Auf diese Weise kann die Wettermenge eines oder mehrerer Teilströme ohne Drosselung der übrigen Teilströme wirksam erhöht werden. Wollte man nämlich den Haupt-

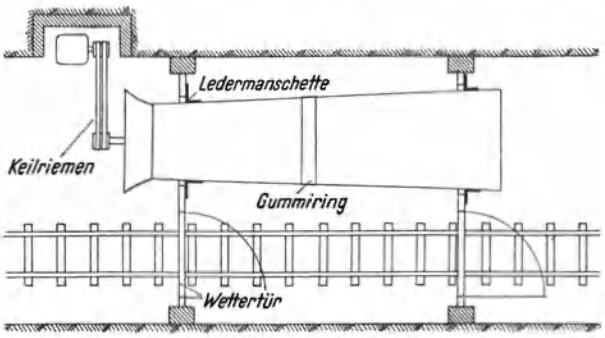


Abb. 524. Zubringerlüfter.

lüfter zur Verstärkung eines zu schwachen Teilstromes oder mehrerer solcher Teilströme heranziehen, müßte er bei einem höheren Unterdruck arbeiten. Dieser höhere Unterdruck würde aber auch die Wettermenge der ausreichend versorgten Teilströme vermehren, was zu einer unerwünschten Erhöhung der Gesamtwettermenge führen würde. Um wenigstens diesen Nachteil — außer dem Nachteil der Erhöhung der Gesamtdepression — zu vermeiden, verbleibt nur das unwirtschaftliche Mittel der Drosselung dieser Teilströme. Zweckmäßiger ist es, die erforderliche zusätzliche Depression durch einen Zubringerlüfter hervorzurufen, der nur die Wettermenge eines oder mehrerer Teilströme übernimmt. Als solche Lüfter eignen sich die neuzeitlichen regelbaren Überdruckschraubenlüfter. Sie können zu diesem Zweck in irgendeiner Strecke Aufstellung finden, die von dem Teilstrom durchzogen wird. Es wird dabei zweckmäßig eine solche Strecke gewählt, in der gar keine oder nur wenig Förderung stattfindet. Um Fahrung und Förderung in gewissem Umfange zu ermöglichen, ist zugleich die Herstellung entweder einer Umbruchstrecke in der Nähe des Aufstellungsplatzes des Lüfters oder einer Wetterschleuse mit Hilfe von Wettertüren erforderlich (Abb. 524).

[1] Batzel, S.: Verbesserung der Wetterführung durch Zubringerlüfter. Glückauf 1953 S. 12.

Je nach dem Aufstellungsort unterscheidet BATZEL Sammellüfter und Zubringerlüfter. Sie sollen sich dadurch unterscheiden, daß beim Sammellüfter Druckabfall und Widerstandswert des Wetterweges, dessen Wettermenge vergrößert werden soll, klein sind im Vergleich zu den vor- und nachgeschalteten Wetterwegen, er also hauptsächlich die sonst durch Kurzschluß verlorengehenden Wetter sammelt.

Ein Zubringerlüfter ist besonders vorteilhaft, wenn der Druckbedarf einer Abteilung bei weitem größer ist als der der übrigen Abteilungen und die in der zu schwach bewetterten Abteilung erforderliche Wettermenge nur einen geringen Teil der Gesamtwettermenge ausmacht. Dann können ganz erhebliche Drosselleistungen eingespart werden.

Bei Zusatzlüftern wird man je nach dem Verwendungszweck zwischen flachen und steilen Kennlinien zu wählen haben. Soll ein Zusatzlüfter zur Erhöhung der Wettermenge in einer Wetterabteilung beitragen, so ist im allgemeinen eine steil verlaufende Kennlinie vorzuziehen, weil bei ihr Änderungen der Wettermenge infolge Schwankungen der Grubenweite in geringerem Maße auftreten als bei Lüftern mit flach verlaufender Kennlinie (vgl. Ziff. 147). Soll ein Zusatzlüfter dagegen zur Erhöhung des Druckes Verwendung finden, so ist eine flach verlaufende Kennlinie vorteilhaft, weil bei ihr Schwankungen der Grubenweite keine Druckänderungen in dem Maße hervorrufen, wie es bei steilen Kennlinien der Fall wäre.

Der besondere Vorzug der Bewetterung mit Hilfe von Zubringerlüftern ist die Möglichkeit einer dem wirklichen Bedarf unter Tage entsprechenden Wetterverteilung, die sogar dann noch möglich ist, wenn der Einflußbereich des Hauptlüfters bereits überschritten ist. Um einen guten Regelbereich zu erhalten, müssen die Kennlinien des Hauptlüfters und der Zubringerlüfter aufeinander abgestimmt sein.

Auf die Notwendigkeit einer Vorausberechnung des Zubringerlüfters ist in Ziff. 121 schon hingewiesen worden.

Abb. 525 zeigt, welche Vorteile der Einsatz von Zubringerlüftern haben kann: Im Fall 1 (ohne Zubringerlüfter) muß der Hauptlüfter eine Depression von 276 kg/m² bei einer Leistung von 230 kW aufbringen. Wird ein Zubringerlüfter L_Z in Schachtnähe eingebaut, der einen Unterdruck von 187 kg/m² erzeugt, so braucht der Hauptlüfter nur eine Depression von 89 kg/m² aufzuweisen (Fall 2). Die Gesamtleistung der Lüfter beträgt 187 kW. Im Fall 3 ist ein Zubringerlüfter in einer Abbaustrecke aufgestellt (Sammellüfter). Die Depression des Hauptgrubenlüfters braucht hierbei nur 70 kg/m², die des Zubringerlüfters 135 kg/m² zu betragen bei einer Gesamtleistung beider Lüfter von 126 kW. Durch zweckmäßige Wahl des Aufstellungsortes eines Zubringerlüfters kann also erheblich an Energie gespart werden, weil einmal die Leistungsverluste durch Drosseln, zum anderen die Kurzschlußverluste auf ein Mindestmaß herabgedrückt werden können.

157. — Wetterumstellvorrichtungen können bei der Brandbekämpfung von Bedeutung sein und, wenn auch sehr selten, zur Eisbeseitigung in Schächten und zur CO_2-Absaugung in Kaligruben nach einem etwaigen Kohlensäureausbruch. Bei Schacht- und größeren Grubenbränden kann von der Möglichkeit der Wetterumkehr sogar die Rettung der Belegschaft abhängen.

Beim Schleuderlüfter läßt sich die Wetterumkehr nur sehr umständlich durch besondere Kanäle erreichen, die durch Schieber oder Klappen je nach der gewünschten Wetterrichtung geöffnet oder geschlossen werden. Die Lüfterleistung wird dadurch wenig beeinträchtigt. Sehr viel einfacher ist die Umkehr der Wetterrichtung bei Schraubenlüftern, da ein einfaches Umpolen der elektrischen Zuleitungen die Förderrichtung umkehrt. Der Überdrucklüfter ist hierfür besonders geeignet, während für Gleichdrucklüfter

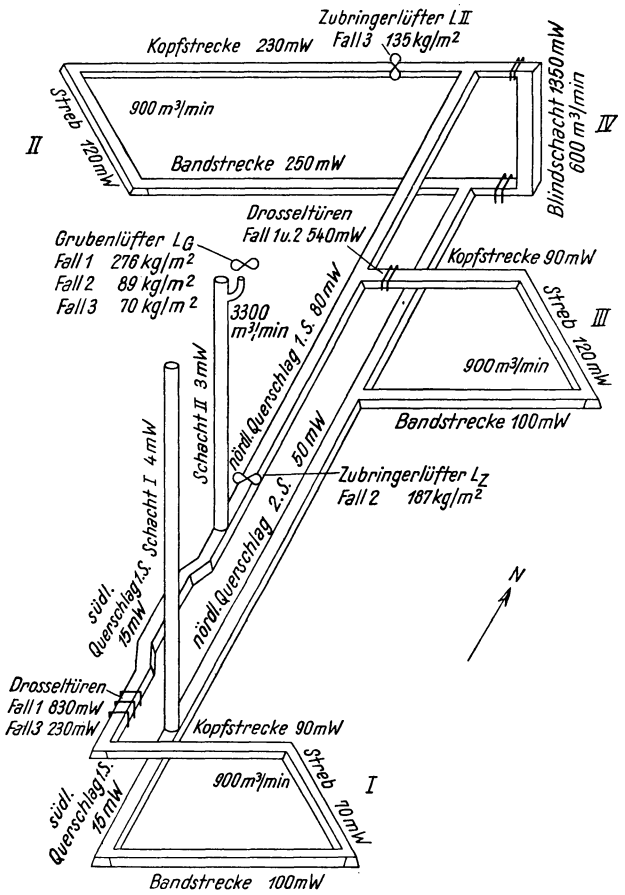


Abb. 525. Aufstellung eines oder mehrerer Zubringerlüfter am Schacht oder im Feld.

besser eine Drehung des Lüfters um 180° vorgesehen wird. Die Leistung des Gleichdrucklüfters bleibt wie die des Schleuderlüfters annähernd gleich. Dagegen sinkt die Leistung des Überdrucklüfters beträchtlich. Das ist jedoch im allgemeinen unbedenklich, da für die oben genannten Fälle, in denen eine Wetterumkehr in Frage kommt, mehr eine Druckgefälleverlagerung notwendig ist, als die Beibehaltung der vollen Wettermenge.

Eine sehr einfache Möglichkeit, die Wetterrichtung zeitweilig umzukehren, wird auf verschiedenen Zechen angewandt. Man baut unter der Rasenhängebank des Ausziehschachtes eine Wasserbrauseeinrichtung ein.

Nach Stillsetzen des Lüfters und Öffnen des Anschlußventils stürzt das ausströmende Wasser mit solcher Gewalt den Schacht herab, daß die Wetterumkehr fast augenblicklich erfolgt. Bei Versuchen ergab sich, daß 30% der sonst angesaugten Wettermenge in umgekehrter Richtung zogen.

C. Die Führung der Wetter durch die Schächte.

158. — Aufstellung des Lüfters unter oder über Tage. Wenn der Lüfter unter Tage aufgestellt wäre, so blieben der einziehende und der ausziehende Schacht unverschlossen und beide Schächte könnten ohne weitere Vorkehrungen sowohl für die Förderung als auch für sonstige Betriebszwecke benutzt werden. Als erste machten einige belgische Gruben nach dem Vorschlag von L. CANIVET[1] eine bemerkenswerte Anwendung von dieser Möglichkeit, indem sie nicht nur einen Lüfter verwenden, sondern mehrere und dabei jedem Hauptwetterstrom einen gesonderten Lüfter in der Nähe des Ausziehschachtes zuordnen, und zwar werden der leichteren Aufstellbarkeit und des geradlinigen Wetterdurchgangs wegen Schraubenlüfter benutzt. Der Vorteil dieser Anordnung, der dem Mehrsohlenbetrieb vieler belgischer Gruben entgegenkommt, wird in dem Wegfall von Wetterverlusten durch den Schachtdeckel, der bei Aufstellung eines Lüfters über Tage notwendig ist, erblickt, sowie in der Möglichkeit, jeden Lüfter an den Druckbedarf des ihm zugeordneten Wetterstromes anpassen zu können, so daß also untertägige Drosselverluste vermieden und Kurzschlußverluste verringert werden. Bei dieser Bewetterungsart kann man die Wettermenge erstmalig auch nach oben regeln, ohne dazu wie bisher die Grube dem Wetterbedarf anzupassen durch zusätzliche Anlagekosten (Querschnittserweiterungen) oder durch zusätzliche Betriebskosten (Drosselungen). Weiter ist zu nennen die sofortige Anpaßbarkeit der Wettermenge an klimatische oder ausgasungsmäßige Anforderungen.

Trotz der aus den vorangegangenen Ausführungen sich ergebenden Nachteile wird in den weitaus meisten Fällen die Aufstellung eines Lüfters über Tage vorgezogen. Wartung, Unterhaltung und Überwachung der Lüfteranlage sind über Tage besser durchzuführen, weil hier helleres Licht, bessere Luft, leichtere Möglichkeit, Reinigungs- und Ausbesserungsstoffe herbeizuschaffen, und dauernde Aufsicht vorhanden sind. Außerdem ist die Energie billiger, weil die Notwendigkeit der Energieübertragung bis in die Grube fortfällt. Ferner kann über Tage der Standort des Lüfters dauernd unverändert bleiben, während es bei Aufstellung unter Tage nicht ausgeschlossen ist, daß nach Abbau einer Sohle aus betrieblichen Gründen der Lüfter verlegt werden muß. Schließlich kommt in Betracht, daß bei Aufstellung über Tage sowohl der Lüfter als auch die Bedienungsmannschaft besser vor den Wirkungen etwaiger Explosionen und Grubenbrände geschützt ist. Die Betriebssicherheit ist also größer.

159. — Schachtverschlüsse im allgemeinen. Wird der Wetterschacht nur für die Wetterführung benutzt, so daß er dauernd verschlossen gehalten

[1] CANIVET, L.: L'aérage par ventilateurs souterrains à la société des charbonnages réunis de Charleroi. Abhandlungen des Congrès International des Mines, de la Metallurgie et de la Géologie appliquée. Paris 1935.

werden kann, so wird er oben durch *Mauerung* abgewölbt oder durch eine stählerne *Verschlußhaube* geschlossen. Letztere wird gewöhnlich als Tauchglocke für Wasser- oder Öldichtung und abnehmbar eingerichtet, so daß die Schachtmündung durch Anheben der Haube freigelegt werden kann. Für den Fall einer Grubenexplosion dient die Haube gleichsam als Sicherheitsventil, das den Lüfter vor der Heftigkeit der Explosionswirkung schützt.

Dient der Ausziehschacht dagegen auch der Förderung und Fahrung, so benutzt man als Verschluß *Schachtdeckel* oder man bedient sich der *Luftschleusen*, die alsdann für den Durchgang des Fördergutes eingerichtet sein müssen.

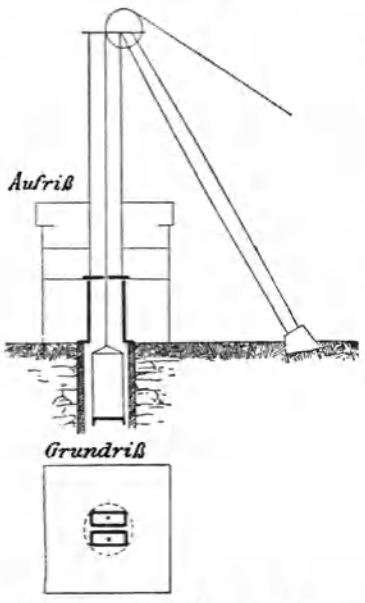


Abb. 526. Schachtdeckelverschluß.

160. — Schachtdeckelverschluß. Auch der Schachtdeckelverschluß ist eine Schleuseneinrichtung, die aber insofern vereinfacht ist, als sie nur aus einem Deckel besteht, wobei die Schleusenwirkung durch das Fördergestell selbst ergänzt wird. Für den Verschluß erhält jedes Fördertrumm wetterdichte, bis zur Höhe der Hängebank emporgeführte Wandungen.

Abb. 527. Schachtdeckel mit Deckel für das Seilloch.

Hier legt sich auf die so geschaffene Mündung des Trumms ein loser, ebener Deckel, der das Schachtinnere gegen die Atmosphäre abschließt (Abb. 526). Der Deckel besitzt in der Mitte ein Loch für den Durchgang des Förderseils. Kommt der Förderkorb oben an, so wird der Deckel von einem oberhalb des Seileinbandes angebrachten Querstück mit angehoben und hochgenommen, während der den Maßen des Trumms genau angepaßte Boden des Korbes nun den Verschluß besorgt. Damit bei etwaigem geringen Überheben des Korbes nicht sofort die Trummöffnung frei wird, können die Seitenflächen des Korbbodens nach unten kastenartig verlängert werden.

Beim jedesmaligen Anheben des Schachtdeckels erhalten Förderkorb und Förderseil einen starken Stoß, weil nicht allein das Gewicht des Deckels plötzlich in Bewegung zu setzen ist, sondern auch der infolge der Depression auf dem Deckel lastende äußere Luftüberdruck überwunden werden muß. Ein Deckel für ein Fördertrumm von 3,65 : 1,1 m, also von etwa 4 m², wiegt bereits rd. 600 kg. Bei einer Depression von 150 kg/m² macht der Druck auch $4 \cdot 150 = 600$ kg aus, so daß jedesmal beim Anheben des Deckels 1200 kg plötzlich in Bewegung zu setzen sind. Eine Milderung des Stoßes wird durch eine Unterteilung des Schachtdeckelverschlusses entsprechend

der Abb. 527 ermöglicht. Man verschließt das wegen des Schlagens des Seiles ohnehin nicht zu klein zu bemessende Seilloch, das man aber jetzt reichlich groß wählen kann, durch einen darauf gelegten, kleineren Deckel. Der Förderkorb hebt bei seinem Eintreffen an der Hängebank zunächst mittels des Seileinbandes den kleineren Deckel an und verringert dadurch den Unterdruck zwischen Korb und Schachtdeckel erheblich, so daß nunmehr beim Anheben des großen Deckels nur noch dessen Gewicht zu überwinden bleibt.

Es ist natürlich, daß bei dem geschilderten Schachtdeckelverschluß erhebliche Wetterverluste unvermeidlich sind. Diese ergeben sich aus dem Spielraum, der dem Seil im Deckelloch und dem Korbboden in seiner

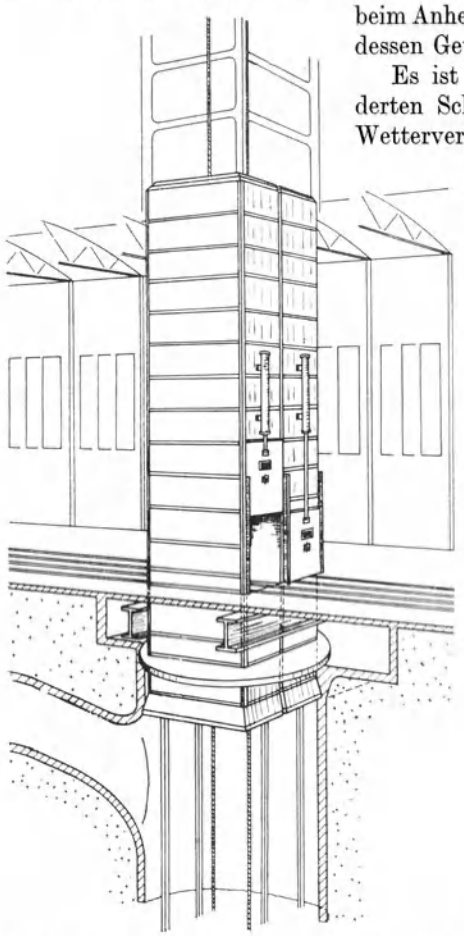


Abb. 528. Raumbildliche Darstellung einer Schachtschleuse der GHH.

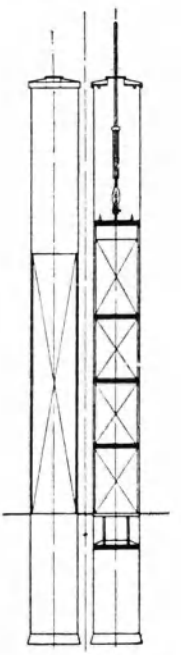


Abb. 529. Schnittzeichnung durch zwei mit einer GHH-Schleuse ausgerüsteten Fördertrumme.

Führung an der Hängebank gegeben werden muß, ferner aus Undichtigkeiten der Auflageflächen zwischen Deckel und Trummverkleidung und aus gelegentlichem Übertreiben des Förderkorbes. Die Verluste sind um so größer, je höher die Depression und je flotter die Förderung ist. Man wird sie durchschnittlich auf 15—20% schätzen können.

161. — Luftschleusenverschluß. An Stelle des Schachtdeckels zieht man vielfach Luftschleusenverschlüsse vor.

Bei Ausführungen der GHH (Abb. 528 u. 529) besteht sie aus einer stählernen Verschalung des Fördertrumms, die auf besonderen im Schacht-

mauerwerk verlagerten Trägern ruht. Zum Beschicken und Abziehen des Förderkorbes ist die Schleuse auf jeder Seite mit Türen versehen, die sich nach oben öffnen und durch vom Förderkorb gesteuerte Druckluftzylinder betätigt werden. Zur Einschleusung langer Teile dient eine besondere aufklappbare Drehtür. Auch ist eine Stirnwand abnehmbar, um Förderkörbe ein- und ausbauen zu können. Nach oben ist die Schleuse durch einen Deckel abgeschlossen, der in der Regel so hoch angebracht ist, daß er sich noch 2 m oberhalb der höchsten Betriebsstellung des Korbes befindet. Er kann abgehoben werden. Hierzu ist er mit gefederten Puffern versehen, in die beim Übertreiben Hörner der Förderkörbe greifen. Wenn bei Stellung des Förderkorbes an der Hängebank die Türen geöffnet werden, muß ein dichter Luftabschluß nach unten vorhanden sein. Dieses Ziel wird durch besondere Dichtungsrahmen am Förderkorb sowie durch einen unter dem Korb befindlichen Blindboden erreicht.

162. — Schachtwetterscheider. Durch Einbau eines Wetterscheiders wird es ermöglicht, mit einem einzigen Schacht für den ein- und ausziehenden Strom auszukommen. Die beiden Ströme sind dann lediglich durch die vom Scheider gebildete wetterdichte Wand, die z. B. aus abgedichteten Holzbohlen bestehen kann, voneinander getrennt. Es hat das neben der etwaigen Ersparnis eines Schachtes den Vorteil, daß nur das ausziehende Trumm, das sogenannte Wettertrumm, oben abgedeckt zu sein braucht, während der Hauptteil des Schachtes für die Förderung frei bleibt. Im Kalibergbau hat man früher vielfach mit diesem sogenannten „Einschachtsystem" gearbeitet.

Man sollte Wetterscheider in Schächten selbst dann nur als Notbehelf ansehen, wenn wirklich das Wettertrumm einen ausreichenden Querschnitt für den Durchzug der in Aussicht genommenen Wettermenge besitzt, was in der Regel nicht der Fall zu sein pflegt. Denn wenn es schon von vornherein schwierig ist, einen tatsächlich dichten Wetterscheider im Schachte herzustellen, so ist es noch schwieriger, ihn dauernd dicht zu erhalten. Es ist zu beachten, daß der Wetterscheider infolge der Wirkung der Depression einem nicht unerheblichen seitlichen Druck widerstehen muß und deshalb stark auf Biegung beansprucht wird. Da bei 150 kg/m² Depression 1 m² Scheiderfläche 150 kg auszuhalten hat, wäre ein 3 m breiter Scheider auf jedes steigende Meter mit 450 kg belastet. Geradezu verhängnisvoll kann die Beschädigung von Schachtscheidern durch Veranlassung eines „Kurzschlusses" im Falle einer Explosion oder eines Brandes in der Grube werden. Aus diesen Gründen sucht allgemein die Bergbehörde die Schachtscheider zu beseitigen. Im deutschen Steinkohlenbergbau sind Schachtwetterscheider verboten.

163. — Lage des Wetterschachtes. Je nach der Lage des ein- und ausziehenden Schachtes oder der ein- und ausziehenden Schächte zueinander kann man zwei grundsätzlich verschiedene Arten der Bewetterung unterscheiden.

Der Wetterschacht kann in dem einen Falle in der Nachbarschaft des einziehenden Schachtes etwa in der Mitte des Baufeldes liegen. Die Wetter ziehen also zunächst von dem einziehenden Schacht in der Richtung auf

die Feldesgrenzen, um sodann nach Bewetterung der Baue wieder etwa nach dem Mittelpunkt des Grubenfeldes zurückzukehren. Man spricht alsdann von der *rückläufigen* Wetterführung[1] (vgl. a. die farbige Tafel am Schluß dieses Bandes).

Für die allmähliche Entwicklung einer Grube ist die rückläufige Wetterführung zunächst am bequemsten. Sobald die beiden Schächte ihre bestimmte Teufe erreicht haben, kann der Durchschlag mit leichter Mühe hergestellt werden. Bei den Aus- und Vorrichtungsarbeiten steht ein kräftiger Wetterstrom mit kurzen Hin- und Rückwegen zur Verfügung. Das gleiche gilt, wenn später der Abbau in der Nähe der Schächte beginnt. Es wäre ungünstig, in solchem Falle erst auf den Durchschlag mit einem weit entfernten Wetterschacht warten zu müssen.

Je mehr sich aber die Baue von den Schächten entfernen und den Feldesgrenzen nähern, um so ungünstiger wird das Verhältnis für die rückläufige Wetterführung. Die Widerstände wachsen schnell, und die Grubenweite sinkt. Sind die Baue an der Feldesgrenze z. B. 2000 m vom Schacht entfernt, so beträgt die Länge des Gesamtwetterweges bereits 4000 m. Läge alsdann der Wetterschacht an der Feldesgrenze, so würde der Wetterweg nur rd. 2000 m lang zu sein brauchen. Als Grenze für die rückläufige Wetterführung kann man im allgemeinen eine Weglänge von 3500 m ansehen.

Ist außerdem die Wettermenge groß, was bei tieferen Gruben mit hoher Tagesförderung in zunehmendem Maße der Fall ist, so reichen zwei Schächte für die Bewältigung der Wettermengen, die bis 20000 m^3/min steigen können, überhaupt nicht mehr aus.

Die andere Art der Wetterführung benutzt außer den beiden Hauptschächten (oder Hauptschacht) in der Mitte des Grubenfeldes einen oder mehrere Außenschächte, die in der Nähe der Feldesgrenzen niedergebracht sind. Die Wetter können alsdann durch die Außenschächte ausziehen und durch den Hauptschacht (Hauptschächte) in die Grube einfallen oder umgekehrt. In jedem Fall haben die Wetter nur den einfachen Weg von der Grenze zur Mitte oder umgekehrt zurückzulegen. Ziehen die Wetter in den Schächten an der Feldesgrenze aus, so ist eine *grenzläufige* Wetterführung[1] vorhanden. Von ihr wird häufig Gebrauch gemacht. Anderseits kann es auch zweckmäßiger sein, die Außenschächte einziehen zu lassen, wenn dadurch den Abbaubetriebspunkten die Wetter noch frischer als auf dem umgekehrten Wege zugeführt werden können. Da hierbei die Wetter meist durch einen der beiden Hauptschächte ausziehen, kann man in einem solchen Fall von einer *mittelläufigen* Wetterführung sprechen (s. a. die farbige Tafel am Schluß dieses Bandes). Sowohl bei der grenzläufigen als bei der mittelläufigen Wetterführung haben die Wetter stets ungefähr gleiche Wege von mittlerer Länge zurückzulegen, gleichgültig, ob die Baue näher dem Schacht oder der Feldesgrenze stehen. Außerdem sind bei ihr die Gefahren von Wetterkurzschlüssen wesentlich geringer als bei der rückläufigen Wetterführung. Bei ihr müssen die verbrauchten Wetter annähernd parallel zum frischen Strom und in geringem Abstand von diesem wieder in die Nachbarschaft

[1] Von der Verwendung der früher üblichen Begriffe zentrale und diagonale Wetterführung ist wegen ihrer Unklarheit Abstand genommen worden.

des Einziehschachtes zurückfließen. Zudem sind die Druckunterschiede in der Schachtzone am größten, so daß hier Kurzschlußverluste besonders leicht auftreten und dazu führen können, daß die äußersten Baue geringere und unter Umständen ungenügende Wettermengen erhalten. Außerdem ist bei der grenzläufigen oder mittelläufigen Wetterführung leichter die Möglichkeit gegeben, daß man, ohne Parallelstrecken treiben und unterhalten zu müssen, die gleiche Sohle zum Teil für den einziehenden und zum Teil für den ausziehenden Schacht benutzen kann. Ein Beispiel für völlig rück- und grenzläufige Bewetterung zeigt Abb. 530.

Es ist natürlich auch möglich, rückläufige, grenz- oder mittelläufige Wetterführung zu gleicher Zeit in einem Grubenfeld anzuwenden. Da die rückläufige Wetterführung jedenfalls für in Entwicklung begriffene Gruben

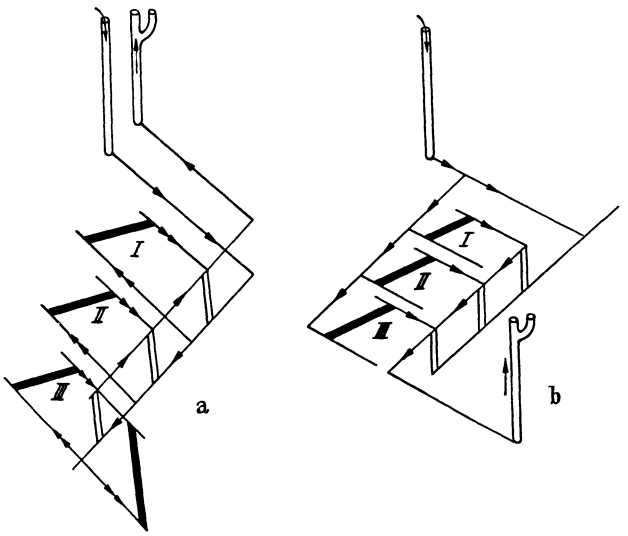


Abb. 530. *a* rückläufige, *b* grenzläufige Wetterführung.

vorzuziehen ist, wird sie häufig später durch die anderen Arten für einen Teil der Wetter ergänzt oder ersetzt.

Allerdings hängt die Wahl der Bewetterungsart nicht allein von den Rücksichten auf die Wetterführung ab. Auch Materialförderung und Fahrung durch Innenschächte zur Verkürzung der Anfahrwege spielen eine Rolle. Ferner spricht die Frage nach den Kosten und den Schwierigkeiten des Schachtabteufens entscheidend mit. Für verschiedene Bezirke wird allein aus diesem Grunde die Frage verschieden zu lösen sein. Wo, wie im Saarrevier, Schächte billig herzustellen sind, wählt man häufig die grenzläufige Wetterführung; wo aber, wie im Ruhrbezirk, schwieriges Deckgebirge vorhanden ist und die Schächte teuer werden, begnügt man sich häufiger mit einem Wetterschacht in der Feldesmitte. Ferner ist zu beachten, daß mehrere Wetterschächte an den Feldesgrenzen eine Verzettelung des Betriebes bedeuten und daß solche Außenposten in jedem Fall lästig und schwierig zu beaufsichtigen sind, wenn auch durch Einführung des elektrischen Betriebes diese Übelstände wesentlich abgeschwächt worden sind.

164. — Mittel gegen das Vereisen des einziehenden Schachtes. Trockene einziehende Schächte sind im Winter der Gefahr des Vereisens nicht ausgesetzt, da aus dem einfallenden Wetterstrom infolge der sofort einsetzenden Erwärmung Wasser nicht niederschlagen kann. Dagegen kann in nassen Schächten langer Frost zu sehr lästigen und gefährlichen Vereisungen führen. Das einfachste und sicherste Mittel dagegen ist, daß man die Schachtwandungen durch Zementeinspritzungen (s. Bd. II, Abschnitt: Versteinung des Gebirges) abdichtet.

Wenn die Abtrocknung des Schachtes nicht gelingt, so wendet man meist Heizvorrichtungen zur Erwärmung der einziehenden Wetter an. Diese können geschlossene Feuerkörbe sein, die mit Koks beschickt und auf der Rasenhängebank des einziehenden Schachtes aufgestellt werden. Eine gewisse Verschlechterung der Wetter durch die Abgase der Feuerkörbe muß dabei in Kauf genommen werden. Empfehlenswerter und wirksamer ist es jedoch, entweder unterhalb oder oberhalb der Rasenhängebank mit Abdampf oder Frischdampf zu speisende Heizkörper anzuordnen, die des geringeren Luftwiderstandes wegen zweckmäßig aus elliptischen Rippenrohren bestehen. Abb. 531 zeigt die Anordnung einer Heizanlage mit zwei getrennten Heizkörpern $A_1 - A_4$, denen der Dampf durch das Rohr B zugeführt wird. Die kalte Luft wird durch Gitterroste F von elektrisch betriebenen Schraubenlüftern angesaugt und in Gehäusen G den Heizkörpern zugeführt. Die Austrittsgeschwindigkeit der Warmluft muß so groß gewählt werden, daß eine gute Durchmischung der Warmluft mit den in den Schacht einziehenden übrigen Wettern eintritt. Als Anteil der Warmluft an der Gesamtwettermenge haben sich 20% wärme- und kraftwirtschaftlich am besten erwiesen[1]. Schließlich empfiehlt sich eine sorgfältige Umwicklung aller Rohrleitungen im Schacht.

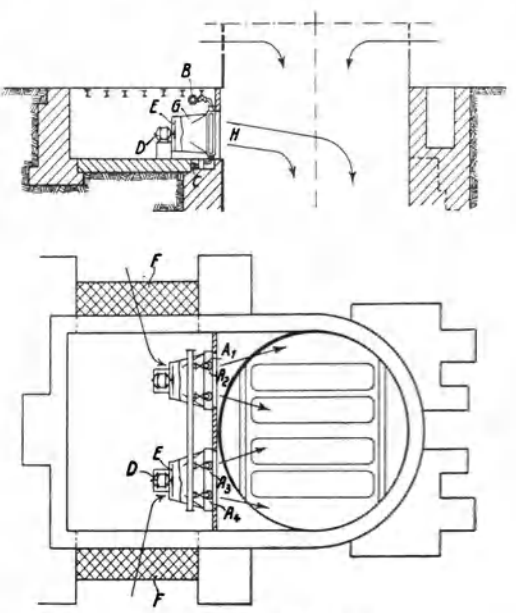


Abb. 531. Schachtheizung.

165. — Die Ausführung von Wetterkanälen[2]. Ein Wetterkanal hat zwei Aufgaben. Er soll die Wetter unter möglichst geringen Umlenkungs-

[1] Stach, E.: Schachtheizung. Bergbau 1930 S. 3; — ferner Vogelsang: Schachtheizung. Glückauf 1930 S. 237.

[2] Schmidt, W.: Die Ausführung von Wetterkanälen. Glückauf 1953 S. 822.

druckverlusten aus dem Schacht dem Lüfter zuführen und eine meßtechnische Überwachung der Wettermenge und des Druckes ermöglichen. Unter Geringhaltung der Druckverluste innerhalb des Wetterkanals sind unter Berücksichtigung der Art des Untergrundes, der Höhe des Grundwasserspiegels, der Lage von Gebäuden und Straßen niedrige Baukosten anzustreben. Auch ist zu beachten, daß zur Vermeidung von Wetterkurzschlüssen die Auskleidung des Wetterkanals dicht ist.

Für die Umlenkungsverluste ist der innere Krümmungshalbmesser maßgebend. Er soll das 6—7fache des Kanaldurchmessers erreichen, aber nicht übersteigen. Scharfe Kanten und rechtwinklige Umlenkungen sind zu vermeiden. Die Größe des Querschnitts des Kanals ist zweckmäßig so zu bemessen, daß die Wettergeschwindigkeit im geradlinigen Kanalteil 10 m/s nicht überschreitet. Die Querschnittsform soll dem Kreis möglichst nahekommen, so daß bei rechteckigem Querschnitt die Ecken abgerundet werden. Der Anschlußquerschnitt am Schacht geht allmählich auf den der Meßstrecke über, und diese verjüngt sich stetig auf den Lüfterquerschnitt.

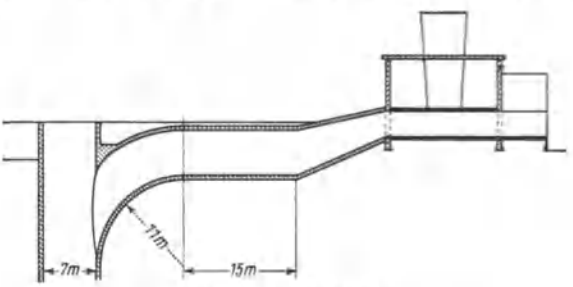


Abb. 532. Wetterkanal.

Je besser diese Regeln befolgt werden, insbesondere je günstiger die Umlenkung ist, um so kürzer kann der Wetterkanal sein, der aus meßtechnischen Gründen auf eine Länge von 6 d vor und 2 d hinter der Meßstelle geradlinig sein sollte. Diese Länge erhält er aber schon deshalb nicht, weil ein solcher Kanal sehr teuer würde. Ein vorbildlicher Wetterkanal ist in Abb. 532 wiedergegeben.

Ist ein Reservelüfter vorhanden — vielfach begnügt man sich mit einem Reserveantrieb —, so ist eine symmetrische Anordnung der beiden Teilkanäle und der beiden Lüfter zur Achse des gemeinsamen Wetterkanals unvorteilhaft. Der Kanal des Hauptlüfters sollte möglichst günstig, d. h. gerade verlaufen, während der nur gelegentlich bei Instandsetzungsarbeiten laufende Reservelüfter strömungstechnisch ungünstiger vom Hauptkanal abzweigen kann. Es ist darauf zu achten, daß er durch einen strömungstechnisch an die Umgebung sich anschmiegenden „Abweiser" verschlossen werden kann.

Zum Befahren ist am Wetterkanal eine dichte Schleuse vorzusehen. Sie soll so geräumig sein, daß die Beförderung von Material möglich ist. Ihr Ansatzpunkt sollte nahe am Schacht liegen, damit die durch sie eintretenden Kurzschlußwetter an der Meßstelle mit erfaßt werden.

Nach bergbehördlicher Vorschrift muß an jedem Wetterkanal der statische Druck durch ein Schreibgerät überwacht werden können. An Stelle

einfacher Druckschreiber verwendet man vielfach Druckmengenschreiber. Für die Mengenmessung ist die richtige Anbringung des Gebers — Staurohr oder Düse — wichtig. Das Staurohr ist an einem Punkt mit mittlerer Geschwindigkeit anzuordnen, der durch Schlaufenmessung mittels Anemometer festgestellt wird. Die Düse dagegen wird an der Einmündung des Lüftersaughalses in den Wetterkanal angebracht, wodurch sich die Länge des Wetterkanals verringern läßt. Vom Geber werden der statische Druck und der Gesamtdruck über Rohrleitungen zum Schreibgerät übertragen. Der statische Druck wird außerdem durch eine Rohrabzweigung von einem Wassermanometer gemessen.

Zweckmäßig ist es, die schreibende Überwachung durch Messungen des Wettersteigers im Wetterkanal zu ergänzen.

D. Die Verteilung der Wetter in den Grubenbauen.

166. — Bildung von Teilströmen. Bei sehr kleinen, wenig ausgedehnten Gruben ist es wohl möglich, daß ein einziger, ungeteilter Wetterstrom die sämtlichen Baue der Grube nacheinander bestreicht. Für größere Gruben ist ein solches Verfahren ausgeschlossen. Der Wetterweg würde für einen einzigen Strom viel zu lang werden; die Streckenquerschnitte wären fast durchweg zu eng, um die Gesamtwettermenge durchzulassen; die Wettergeschwindigkeiten müßten viel zu hoch genommen werden; die Widerstände würden allzusehr wachsen, und die Arbeitspunkte erhielten zwar sehr viele, zumeist aber nicht mehr ganz frische Wetter.

Das einfache Mittel zur Behebung aller dieser Schwierigkeiten ist die Teilung des Wetterstromes. Vom einziehenden Gesamtstrom werden Hauptteilströme abgezweigt, die sich weiter in Unterteilströme verästeln (s. die farbige Tafel am Schluß dieses Bandes). Die Teilung des Wetterstromes beginnt in der Regel schon im einziehenden Schacht, indem sich von hier aus die Ströme für die verschiedenen Sohlen abtrennen. Diese Hauptströme verzweigen sich wieder in Teilströme nach den verschiedenen Richtstrecken und Querschlägen, aus denen weiter die einzelnen Grundstrecken und Abbaufelder ihre Teilströme empfangen. Nach Bewetterung der Baue vereinigen sich die Teilströme allmählich wieder, um schließlich im ausziehenden Schacht den einheitlichen Ausziehstrom zu bilden.

Ein schematisches Bild von diesen Verhältnissen gibt die Abb. 539.

Die Teilung des Wetterstromes ergibt kurze Wetterwege, vergrößert die gleichwertige Öffnung der Grube, verringert die Wettergeschwindigkeiten und Widerstände und ermöglicht, die einzelnen Betriebsabteilungen mit frischen, unverbrauchten Wettern zu versorgen. Die einzelnen Teilströme sind so voneinander getrennt zu halten, daß nicht, beispielsweise durch unbeabsichtigte Verbindungen über den Alten Mann, gegenseitige Beeinflussungen entstehen und manche Betriebspunkte vielleicht gar unbewettert bleiben. Durch scharfe Trennung der einzelnen Teilströme werden auch die Ausdehnung etwaiger Schlagwetterexplosionen und die Folgewirkungen von Bränden und plötzlichen Gasentwicklungen bis zu einem gewissen Grade eingeschränkt.

Die Verzweigung des Wetterstromes ist jedoch auch mit Nachteilen verbunden. Je verzweigter die einziehenden Wetter geführt werden, um so geringer wird die Wettergeschwindigkeit und um so mehr wird ihnen Gelegenheit gegeben, Wärme aus dem Gebirge aufzunehmen. Warme Gruben sollten die Bildung von Teilströmen daher auf ein durch Wettermenge, Wettergeschwindigkeit und Lage der Baue im Grubenfeld gegebenes Mindestmaß beschränken. Der Aufteilung des Ausziehstromes steht im wesentlichen nur der Nachteil gegenüber, mehr Wetterwege unterhalten zu müssen. Ihre Erwärmung ist hier zum Vorteil geworden, da sie den natürlichen Auftrieb erhöht.

167. — Die Regelung der Stärke der einzelnen Teilströme. Einer sehr weitgehenden Teilung des Stromes stehen auch betriebliche Schwierigkeiten entgegen. Denn je mehr Einzelströme vorhanden sind, eine desto sorgfältigere und nachdrücklichere Überwachung der Wetterführung ist notwendig, weil das Stärkeverhältnis der Ströme nicht nur von vornherein durch richtige Bemessung der Verteilungsvorrichtungen zu sichern, sondern auch andauernd dem Wetterverteilungsplan entsprechend zu regeln ist. Denn man soll möglichst nicht die Belegung der Baue der verfügbaren Wettermenge, sondern diese jener anpassen. Diese Regelung wird mit der wachsenden Zahl der Ströme schwieriger und kann durch eine Verstärkung zu schwacher und eine Schwächung zu starker Teilströme erfolgen.

168. — Verstärkung zu schwacher Ströme. Bei den folgenden Ausführungen muß man sich der Beziehung erinnern, die zwischen Widerstand oder Depression und Wettergeschwindigkeit besteht (s. S. 616 u. f., Ziff. 112). Wenn man nun einen zu schwachen Teilstrom verstärken will, ohne daß man in der Lage ist, die auf ihn entfallende Depression — etwa durch einen Zusatzlüfter oder durch Drosselung zu starker Ströme — zu erhöhen, so kann dies durch Erweitern der Querschnitte, durch Verringerung der Reibung oder durch weitere Teilung des Stromes oder durch Benutzung der Sonderbewetterung geschehen.

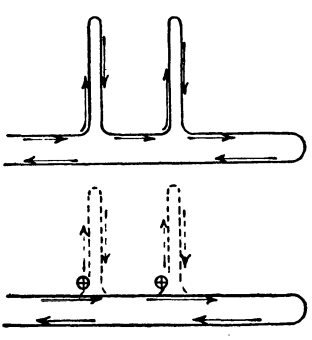


Abb. 533. Entlastung eines Wetterstromes durch Einrichtung von Sonderbewetterungen.

Bei wichtigen Strömen ist *die Erweiterung der Querschnitte* dringend anzuraten. Sie ist oft das einzige anwendbare und sicher zum Ziel führende Mittel.

Noch ausgiebiger wird ein zu schwacher Wetterstrom durch Verkürzung seines Laufes entlastet, indem man *einzelne Teile des Weges ausschaltet* und der *Sonderbewetterung*, d. h. der Bewetterung mittels besonderer Kraft (Lüfter, Strahldüse), überläßt. Alsdann wird der Weg des Gesamtstromes in der aus der Abb. 533 ersichtlichen Weise verkürzt. (Näheres s. Ziff. 179 u. f.)

Wegen der Anwendung von Zusatzlüftern zur Verstärkung zu schwacher Ströme sei auf die Ziff. 156 verwiesen.

169. — Schwächung zu starker Ströme. Um zu starke Teilströme zu schwächen, kann man, abgesehen von einer Änderung der allgemeinen

Bewetterungsverhältnisse, insbesondere die Drosselung und auch die Belastung des Stromes mit der Bewetterung weiterer Teile des Grubengebäudes anwenden.

Die *Drosselung* besteht in dem Einbau eines künstlichen Widerstandes, der bewirkt, daß nur die beabsichtigte Wettermenge noch durch den verbleibenden Streckenquerschnitt zu ziehen vermag. Es wird also eine Einschnürung für den Strom geschaffen. Jede Drosselung bedeutet für die hindurchgehende Wettermenge die Überwindung eines Widerstandes, wobei Depression verbraucht wird. Somit wird in dem Wetterstrom aufgespeicherte Arbeit vernichtet. Da es sich in einer Grube vielfach um eine große Anzahl von Drosseln handelt, kann die auf diese Weise vernichtete Energie, die vom Lüfter aufgebracht werden muß, erheblich sein.

In jedem Falle soll man der Energie- und Wetterverluste wegen Hauptteilströme möglichst nicht drosseln und überhaupt mit Drosselungen sparsam arbeiten. Viele Drosselungen sind bequem, schädigen aber die Gesamtwetterleistung. Mit möglichst wenigen Drosselungen auszukommen, ist eine erstrebenswerte Kunst.

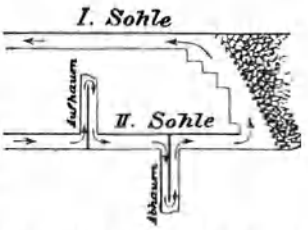


Abb. 534. Belastung eines Stromes durch Anhängen weiterer Betriebe.

Der Drosselung vorzuziehen ist die *Belastung zu starker Ströme* durch Anhängen weiterer Betriebe, was allerdings nur in nicht schlagwettergefährdeten Betrieben statthaft ist. Wenn z. B. der nach Abb. 534 von der II. zur I. Sohle fließende Strom zu stark ist, so kann er durch Einschalten der Bewetterung von Zweigstrecken (Querschlägen, Abhauen u. dgl.) oft so weit belastet werden, daß er nur noch die gewünschte Stärke behält. Bei Gedankenlosigkeit und Unachtsamkeit kann es vorkommen, daß der zunächst zu starke Strom auf der I. Sohle (Abb. 534) gedrosselt wird und daß, wenn dann später auf der II. Sohle das Auffahren eines Querschlages oder eines Abhauens notwendig wird, hier ein besonderer Lüfter aufgestellt wird, dabei aber die Drosselung auf der I. Sohle bestehenbleibt.

170. — Wettertüren. Zur Durchführung der planmäßigen Wetterleitung dienen in erster Linie die Wettertüren. Man unterscheidet zwischen Türen, die den Querschnitt der Strecke vollkommen verschließen und den Strom lediglich leiten, und Türen, die gleichzeitig den Strom teilen und zu diesem Zwecke eine in der Regel einstellbare Durchgangsöffnung für die Wetter besitzen. Man spricht demgemäß wohl von *Stromleitungs- oder Absperrtüren* und von *Stromverteilungs-* oder *Drosseltüren* (s. Tafel am Schluß des Buches).

171. — Ausführung von Wettertüren. Wettertüren sind in der Regel aus Holz, in besonderen Fällen aus Stahlblech. Bei Holztüren werden die Holzlagen mit ihren Fasern gekreuzt angeordnet, um eine bestmögliche Dichtigkeit im Türquerschnitt zu erreichen. Der Nachteil der Holztüren liegt in der geringen Widerstandsfähigkeit gegen äußere Einwirkungen, etwa beim Aufstoßen der Tür durch Züge, sowie in der geringen Brandsicherheit. Man sucht dem zu begegnen, indem man die Türen mit Eisenblech be-

schlägt oder Stahltüren einbaut. Aus sicherheitlichen Gründen ist im Steinkohlenbergbau der Einbau von brandsicheren Stahltüren im einziehenden Wetterstrom allgemein und im ausziehenden Strom bei Hauptwettertüren vorgeschrieben.

Die Türen werden stets so aufgestellt, daß sie vom Wetterzug zugedrückt werden. Nur wo mit einer Wetterumkehr gerechnet werden muß, stellt man zwei nach entgegengesetzten Richtungen hin sich öffnende Türen auf, wobei dann wenigstens eine immer vom Wetterzug angedrückt wird. In Hauptstrecken, in denen die Wettertüren dauernd nach beiden Seiten geöffnet werden müssen, werden häufig Drehtüren benutzt (s. Ziff. 172), die vom Wetterzug wieder zugedrückt werden. Damit sich die Türen selbsttätig schließen, stellt man die Rahmen etwas schräg oder bringt die Angeln in versetzter Stellung an. Diese Mittel versagen aber, wenn die Tür über ein bestimmtes Maß hinaus geöffnet wird. Es ist deshalb ratsam, außerdem noch Schließfedern oder Fallgewichte mit einer Zugeinrichtung oder an Stelle der erstgenannten Mittel Angeln mit steilgängiger Spirale, auf der sich das Türlager hochschiebt, vorzusehen. Stahltüren werden leichter windschief als Holztüren, so daß vielfach aus Dichtigkeitsgründen mit Stahlblech ausgeschlagene Holztüren bevorzugt werden.

Die bei der Ausführung und Unterhaltung einer Wettertür aufzuwendende Sorgfalt hat sich in erster Linie nach deren Bedeutung für die Bewetterung zu richten. Während für Drosseltüren keine große Dichtigkeit erforderlich ist, muß für Absperrtüren eine sorgfältige Abdichtung vorgesehen werden. Zu diesem Zweck werden die gegen die Rahmen schlagenden Türkanten mit Leinwand-, Leder- oder Filzstreifen belegt, wovon letztere am häufigsten verwendet werden. Bei druckhaftem Gebirge ist es außerordentlich schwierig, eine dauernd dichte und gut schließende Tür zu erhalten. In solchen Fällen kann das Mauerwerk durch eingelegte Holzklötze und verschiebbare Rahmen derart gestaltet werden, daß Rahmen und Tür bis zu einem gewissen Grade dem Druck nachgeben können. Meist ist in druckhaften Strecken eine dauernde Dichtigkeit nicht zu erreichen, so daß die Wettertüren von Zeit zu Zeit nachzuarbeiten sind.

Von größter Wichtigkeit sind bei rückläufiger Wetterführung die zwischen dem Einzieh- und Ausziehschacht vorhandenen Türen, da sie einen besonders großen Depressionsunterschied auszuhalten haben und von ihrer Dichtigkeit die gesamte Bewetterung der Grube abhängt. Man wählt hierfür Stahltüren, die in fester Mauerung verlagert sind und auch heftigen Stößen und Erschütterungen zu widerstehen vermögen.

Wettertüren werden so hintereinander angeordnet, daß der Abstand mindestens eine Zuglänge beträgt. Plötzliche Kurzschlüsse werden so vermieden. Die Zahl der Wettertüren hängt von ihrer Bedeutung für die Wetterverteilung und dem Druckunterschied ab. Bei rückläufiger Wetterführung ist ein großer Anteil der Wetterverluste auf Kurzschlüsse durch Wettertüren zurückzuführen. Besonders zwischen dem Ein- und Ausziehschacht müssen daher eine genügende Zahl von Wettertüren angeordnet werden.

172. — Bauarten. Bei großen Depressionsunterschieden sind die Wettertüren schwer zu öffnen. Zur Erleichterung des Öffnens werden kleine Voröffnungsklappen angebracht, die einen Druckausgleich vor und hinter der

Tür bewirken. Es sind eine Reihe von Wettertüröffnern entwickelt worden, die durch Hebelkraft oder Drucklufteinrichtungen ein Öffnen der Wettertür gestatten. Besonders wichtig sind Wettertüren mit einer selbsttätigen Öffnung bei der Lokomotivförderung, da die Züge möglichst ohne Aufenthalt und mit unverminderter Geschwindigkeit die Türen durchfahren sollen. In solchen Fällen benutzt man zum Öffnen meist Druckluft. Abb. 535 zeigt einen selbsttätigen Wettertüröffner der Maschinenfabrik Gustav Strunk GmbH., Essen.

In angemessener Entfernung vor oder hinter der Wettertür sind Schienenkontakte angebracht, die von dem vorbeifahrenden Zug niedergedrückt werden und deren Betätigung ein Ventil in der Zuleitung der Druckluft öffnet. Diese strömt über eine Steuervorrichtung in einen Arbeitszylinder und öffnet die durch einen Seilzug mit ihm verbundene Tür. Nachdem das letzte Rad beide Schienenkontakte überfahren hat, geht die Tür durch Federdruck im Öffner wieder in ihre Anfangslage zurück. Das Öffnen der Tür ist auch von Hand möglich.

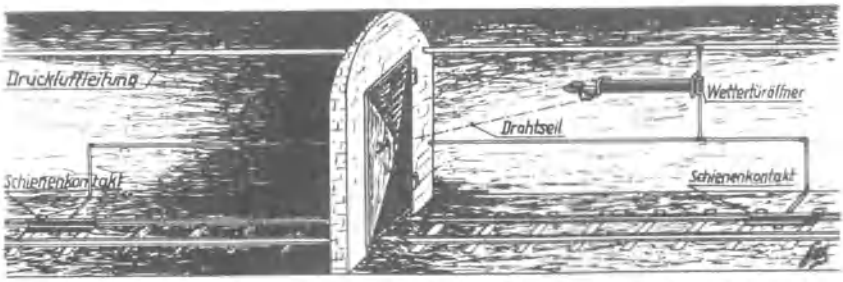


Abb. 535. Selbsttätiger Wettertüröffner der Maschinenfabrik G. Strunk, G.m.b.H., Essen.

Für doppelgleisige Strecken mit maschineller Förderung bewähren sich Drehtüren gut. Bei einigen Ausführungen ist der Drehpunkt in der Mitte der Tür angeordnet. Deshalb nimmt das Öffnen, auch bei großen Depressionen, wenig Kraft in Anspruch, so daß eine mechanische Türöffnung nicht erforderlich ist. Fährt ein Zug durch die Tür, so wird beim Öffnen ein Rollenpaar um die Schraubenfläche des Spurlagers in der Türachse geführt, wodurch sich die Tür etwas hebt. Durch die gewölbte Form gleiten die Wagen leicht an ihr entlang. Nach Passieren des letzten Wagens schließt sich die Tür selbsttätig. Eine gute Abdichtung wird durch Anbringen gebogener Gummistreifen an dem Türgerüst erzielt. Diese sind nachstellbar, falls am Türgerüst Undichtigkeiten auftreten sollten.

Bei einer neueren Wettertürausführung sind an einer zweiteiligen schmiedeeisernen Tür, die durch leichte Federn geschlossen gehalten wird, in beiden Fahrtrichtungen lange Gleitschienen seitlich schwenkbar angebracht[1]. Der herankommende Zug, gleich aus welcher Richtung er kommt, drückt die Gleitschiene an den Stoß, wodurch die Tür gefaltet wird. Der Vorteil dieser Bauart besteht darin, daß die Tür nicht mehr gegen den Wetterstrom geöffnet zu werden braucht, sondern durch geringen Kraftangriff seitlich weggezogen wird.

[1] Tralls, W.: Faltbare Wettertüren. Schlägel u. Eisen 1953 S. 557.

173. — Drosseltüren. Drosseltüren besitzen in der Regel in dem festen Feld oberhalb des eigentlichen Türflügels eine Öffnung, deren freier Querschnitt beliebig eingestellt, allerdings auch leicht unbefugt verändert werden kann. In Abb. 536 ist eine Stromverteilungstür aus Eisenblech dargestellt. Vielfach werden die Drosseltüren in Mauerung gesetzt, wobei einige Mauersteine über der Tür ausgelassen werden. Mit Rücksicht auf die Gefahr von Schlagwetteransammlungen ist es zweckmäßig, die Öffnung möglichst nahe unter der Firste anzubringen. Soll der durchgehende Teilstrom verstärkt werden, so müssen noch weitere Öffnungen in der Tür geschaffen werden. Unter Umständen ist der ganze Türflügel auszuhängen.

Gewöhnlich kann man die Türen mit gleicher Wirkung entweder im einziehenden Strom auf der Fördersohle oder im ausziehenden Strom auf der Wettersohle aufstellen. Auf der Fördersohle ist zwar die dauernde Überwachung leichter und bequemer. Dafür müssen sie aber wegen der Förderung und Fahrung häufiger geöffnet werden, womit jedesmal eine Störung des Wetterzuges verbunden ist. Auch sind die Türen in höherem Maße Beschädigungen ausgesetzt. Man pflegt deshalb den Einbau der Türen im ausziehenden Strome vorzuziehen.

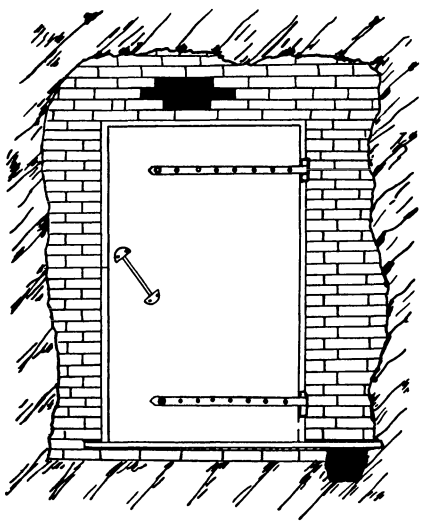


Abb. 536. Drosseltür.

174. — Weitere Wetterabschlüsse. An Punkten, wo es weniger auf einen dichten Wetterabschluß ankommt, ersetzt man die Türen durch Wettergardinen oder Vorhänge aus Segelleinen. Besonders häufig geschieht dies in Abbaustrecken, wo Türen infolge Druckeinwirkungen unzweckmäßig sind. Gardinen sind außerdem leicht an den Punkten anzubringen, an denen ein gewisser Wetterabschluß erwünscht ist.

Um eine Behinderung der Streckenförderung durch Wettertüren zu vermeiden, kann es vorteilhaft sein, Stapelschächte am oberen Anschlagspunkt mit einem Verschluß zu versehen, der nach Art der Schachtdeckel (s. Ziff. 159 u. f.) eingerichtet sein kann.

175. — Wetterdämme. Soll eine Strecke dauernd geschlossen werden, so ist sie durch einen Damm abzusperren. Die beste Dichtigkeit wird durch Mauerdämme erreicht, die zweckmäßig auf beiden Seiten mit glattgestrichenem Verputz versehen werden. Bei spaltenreichem Gestein empfiehlt es sich, das Gebirge mit einer Gesteinstaub-Zementtrübe zu verpressen. Ein Wetterzug an den Dämmen ist oft auch damit nicht völlig zu unterbinden.

In vielen Fällen genügen schon Bretterverschläge mit dachziegelartig überdeckend aufgenagelten, mit Letten verschmierten und gedichteten Brettern. Diese Verschläge, die in Oberschlesien als Rapperdämme bezeich-

net werden, können doppelwandig aufgeführt und der Zwischenraum mit trockenem Sand oder Lehm ausgefüllt werden. Auch ein Torkretieren hat sich bewährt. Im Saargebiet sind mit zwei Bretterverschlägen in 25 cm Abstand und Gesteinstaubzwischenfüllung gute Erfahrungen gemacht worden. In Durchhieben läßt sich bei steiler Lagerung genügende Dichtigkeit durch Bedecken einer Bretterlage mit kleinkörnigen Bergen erzielen.

Bei druckhaftem Gebirge eignen sich vornehmlich Knüppeldämme. Diese werden dadurch hergestellt, daß man in der Streckenrichtung etwa 1,20 m lange Rundhölzer aufeinander schichtet und die Zwischenräume mit Steinstaub, Sand oder Lehm ausfüllt. Im Ruhrgebiet werden Knüppeldämme meist mit Lehmausfüllung ausgeführt und mit Holzkeilen verkeilt. Durch eine gewisse Feuchtigkeit des Lehms wird das Holz zum Quellen gebracht und dabei eine gute Wetterabdichtung erreicht. Lehm hat jedoch den Nachteil, daß er, wenn er nicht sorgfältig gestampft wird, bei Austrocknung rissig werden kann, wodurch die Wetterdichtigkeit leidet. Auch Sand enthält, wenn er nicht getrocknet ist, stets eine gewisse Feuchtigkeit und schwindet beim Austrocknen, was ebenfalls zu Undichtigkeiten führen kann.

Zur schnellen Wetterabdämmung einer Strecke, z. B. infolge eines Brandherdes, sind Dämme aus Glaswolle oder Sillan-Steinwolle geeignet. Die Glas- und Steinwolle wird in Ballen oder Kisten geliefert, die mit Maschendraht umgeben sind. Fugenlöcher oder Hohlräume gegen die Stöße müssen mit loser Wolle ausgestopft werden. Ein Damm aus solchen Kissen kann in weniger als einer halben Stunde eingebracht sein. Bei starkem Wetterzug wird der Damm auf der Einziehseite zweckmäßigerweise gegen einen Stempelschlag gesetzt.

176. — Wetterkreuze. Namentlich bei flacher Lagerung, insbesondere aber beim Einsohlenbau wie im Kalibergbau des Werragebietes oder im Steinkohlenbergbau Großbritanniens, muß man häufig einen Wetterstrom einen anderen kreuzen lassen, ohne daß eine Mischung beider Ströme stattfinden darf. Es geschieht dies durch Wetterkreuze (Wetterbrücken). Art und Sorgfalt der Ausführung richten sich hauptsächlich nach den zwischen beiden Strömen bestehenden Depressionsunterschieden. Bei sehr wichtigen Wetterkreuzen führt man die eine Strecke über die andere hinweg und beläßt zwischen beiden einen Gebirgspfeiler als trennende, feste Wand (Abb. 537 und 538). Bei Wetterkreuzen ist darauf zu achten, daß der kreuzende Strom keine Querschnittsverengung erfährt.

Eine Wetterkreuzung zwischen Blindschacht und Strecke kann durch einen Streckenumtrieb erfolgen. Der Abschluß gegen den Blindschacht geschieht durch Stahlwettertüren in Mauerung.

Auf explosionsgefährdeten Gruben sollten Wetterbrücken nach Möglichkeit vermieden oder kräftig ausgeführt werden, damit bei einer Explosion keine unerwünschten Kurzschlüsse entstehen können.

Wetterkreuze sind im Kalisalzbergbau wegen des dort vielfach herrschenden Einsohlenbaus recht häufig. Der Übergang ist meist gemauert und die Dichtigkeit durch Verstampfen mit Letten erhöht.

177. — Wetterriß und Wetterstammbaum. Um einen schnellen Überblick über die Bewetterung einer Grube zu gewinnen, pflegt man einen

sogenannten Wetterriß und einen Wetterstammbaum zu führen. Der Wetterriß ist bergpolizeilich vorgeschrieben und muß mindestens einmal jährlich nachgetragen werden. Er stellt den Weg jedes einzelnen Stromes dar, wobei frische und verbrauchte Wetter, Wettermeßstationen, Gesteinsstaubsperren sowie alle zur Verteilung, Absperrung und zur Sonderbewetterung vorgesehenen Einrichtungen kenntlich zu machen sind. Der grundrißlichen ist die weit übersichtlichere isometrische Darstellung gemäß der farbigen Tafel am Schluß dieses Bandes vorzuziehen. In steigendem Maße wird auch die militärperspektivische Darstellung für Wetterrisse herangezogen. Der Wetterriß kann für die ganze Grube und auch für einzelne Abteilungen hergestellt werden. Auf dem Wetterstammbaum sind die sämtlichen Teilströme mit der Stärke der Belegschaft und der Wettermenge in Kubikmetern angegeben. Abb. 539 veranschaulicht eine Art des Stammbaums.

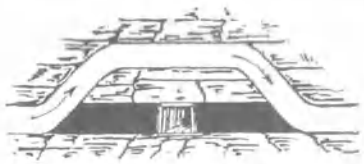


Abb. 537. Wetterkreuz mit Gebirgsmittel.

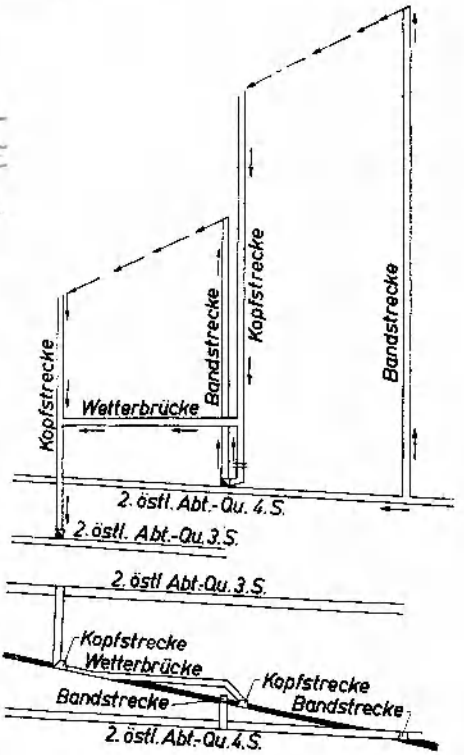


Abb. 538. Bewetterung zweier nebeneinander, im gleichen Flöz liegender Abbaubetriebe über ein Wetterkreuz.

E. Die Bewetterung von Aus- und Vorrichtungsbauen und sonstiger Streckenbetriebe.

178. — Einleitung. Die Bewetterung von Streckenbetrieben aller Art gehört mit zu den schwierigsten Aufgaben des Bergbaus, weil die Wetter auf dicht beieinanderliegenden Wegen sowohl zu dem Arbeitspunkt hin- als auch zurückgeleitet werden müssen. Das ist um so weniger leicht, je weiter man für den Hin- und Rückweg der Wetter auf eine einzige Strecke angewiesen, je größer also die Entfernung ist, auf welche die zu bewetternde Strecke gleichsam eine Sackgasse für die Wetterführung bildet.

Man kann verschiedene Arten der Bewetterung von Streckenbetrieben unterscheiden, die sämtlich das Kennzeichen zweier getrennter Wetterwege haben, nämlich:

a) unter Benutzung selbständig angetriebener Bewetterungseinrichtungen:

1. die Sonderbewetterung;

b) unter Benutzung des vom Hauptlüfter erzeugten Wetterstromes:

2. der Begleitstreckenbetrieb,
3. die Bewetterung von Strecken mittels Breitauffahren und Wetterröschen,
4. die Bewetterung von Strecken mittels Wetterscheider.

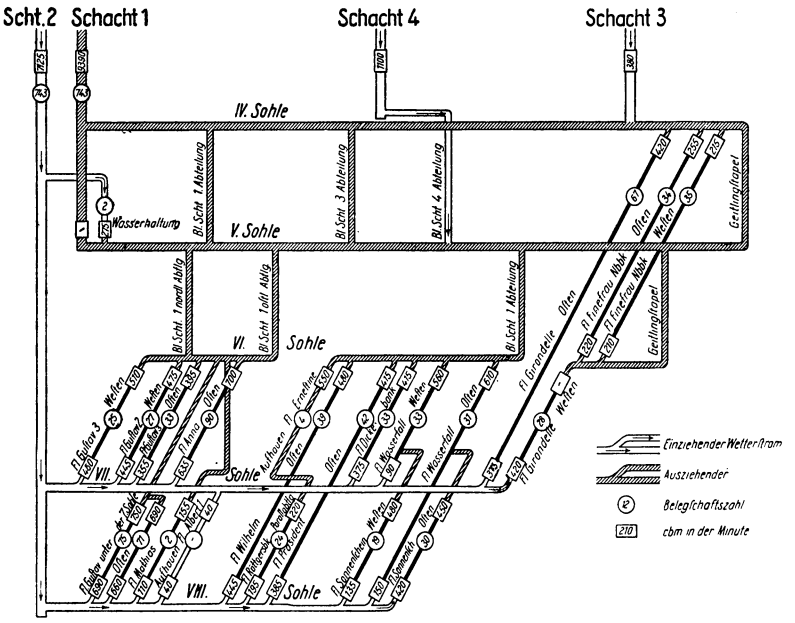


Abb. 539. Wetterstammbaum einer Steinkohlenzeche.

a) Die Sonderbewetterung.

179. — Vorbemerkung. In der Regel bedient man sich zur Sonderbewetterung einer Luttenleitung, in die ein oder mehrere Lüfter, bei geringen Wettermengen auch Strahldüsen, eingebaut sind. Die Lüfter weisen einen der Luttenweite entsprechenden Durchmesser auf und werden mit Elektrizität oder Druckluft angetrieben. Der eine Wetterweg wird durch die Luttenleitung gebildet, der andere ist der zu bewetternde, nicht an die durchgehende Wetterführung der Grube angeschlossene Grubenbau, also die Strecke, das Aufhauen, der Schacht, der Aufbruch usw.

180. — Blasende und saugende Bewetterung[1]. Bei jeder Luttenbewetterung unterscheidet man blasende oder saugende Bewetterung, je nachdem die Lutte die Wetter vor Ort bläst oder von dort absaugt (Abb. 540).

Welche dieser Bewetterungsarten angewandt wird, richtet sich nach dem Zweck, den man mit der Sonderbewetterung verfolgt.

[1] Vgl. a. Ziff. 93 auf S. 593.

Sollen z. B. die klimatischen Bedingungen vor Ort verbessert werden, so empfiehlt sich blasende Bewetterung, da die Frischwetter durch den im Verhältnis zur Strecke geringen Luttenquerschnitt mit größerer Geschwindigkeit ziehen. Die Wärmeaufnahme der Wetter ist also geringer, als wenn sie langsam durch die Strecke dem Betriebspunkt zuströmen, zumal wenn die Lutten wärmeisoliert sind (s. Ziff. 184). Die blasende Bewetterung hat weiter den großen Vorzug, daß der Arbeitspunkt kräftig vom frischen Wetterstrom bespült wird. Der aus Lutten austretende Luftstrom bleibt zunächst, ähnlich wie ein Wasserstrahl, mehr oder weniger geschlossen. Die Wetter werden bis vor Ort geblasen und vertreiben etwa vorhandene schädliche Gase, selbst wenn das Luttenende mehrere Meter, ja 8 oder 10 m weit zurückliegt.

Diesen beiden Vorteilen der blasenden Bewetterung steht der Nachteil gegenüber, daß sie eine Belästigung der vor Ort arbeitenden Belegschaft durch Zugluft hervorrufen kann. Abhilfe ist jedoch durch einen Wetterrichter[1], ein jalousieartiges Gerät möglich, der auf die vor Ort mündende Wetterlutte aufgesetzt wird. Durch geeignete Verstellung der Klappen

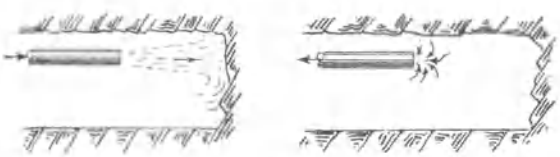


Abb. 540. Wirkung der blasenden und saugenden Luttenbewetterung.

und durch Drehung des Gerätes kann der Wetterstrom so gelenkt werden, daß keine Belästigung durch Zugluft mehr auftritt.

Bei der Sonderbewetterung mit Düsen spricht noch zugunsten der blasenden Bewetterung, daß die kühlende Wirkung der trockenen Druckluft dem Betriebspunkt zugute kommt.

Saugende Bewetterung ist dann vorzuziehen, wenn schädliche Gase entfernt werden sollen. Das trifft besonders für Betriebspunkte zu, in denen mit dem Auftreten von Schlagwetteransammlungen zu rechnen ist, also besonders in Aufhauen und Aufbrüchen. Handelt es sich um die Einleitung der Bewetterung eines aus irgendeinem Grunde völlig mit Grubengas erfüllten Ortes, so kommt nur saugende Bewetterung in Frage. Auch in langen Gesteinsstrecken wird man meist saugende Bewetterung vorziehen, weil bei ihr die Sprenggase abgesaugt werden, während sie sich bei blasender Bewetterung über die ganze Streckenlänge verteilen.

Da sich bei der saugenden Bewetterung die Saugwirkung nur in unmittelbarer Nähe des Luttenendes bemerkbar macht, besteht die Gefahr, daß sich vor Ort Schlagwetter ansammeln, die nahezu unbewegt stehenbleiben können. Zur Reinhaltung des Ortes muß daher eine fliegende blasende Lutte kleinen Durchmessers mit einer Wetterdüse oder einem Lüfter einfacher Bauart eingesetzt werden. Diese blasende Lutte braucht im allgemeinen nicht

[1] Schmidt, W.: Sonderbewetterung. Bergbau-Rdsch. 1954.

länger als 10 m zu sein. Sie wird zweckmäßig an dem der saugenden Lutte gegenüberliegenden Stoß angebracht und folgt dem Ortsstoß unmittelbar. Ein Überschneiden der beiden Lutten auf eine Länge von etwa 5 m ist unbedingt erforderlich, um Kurzschlüsse und Wetterkreisläufe zu vermeiden.

Diese Art der Bewetterung ist z. Z. in den Streckenbetrieben des OBA.-Bezirkes Dortmund vorgeschrieben. Die saugende und blasende Bewetterung in der vorbeschriebenen Art ist heute in Aufbrüchen allgemein üblich, wenn nicht ein durchgehendes Vorbohrloch vorhanden ist.

Oft ist es erwünscht, die Wetterrichtung umzukehren, also vom saugenden auf blasenden Betrieb — oder umgekehrt — überzugehen. Das ist besonders dann der Fall, wenn man bei blasender Bewetterung eine Verunreinigung der durch die Strecke ziehenden Wetter durch Schießschwaden vermeiden will. Zu diesem Zweck kann bei Einlüfterbetrieb eine Umstellvorrichtung in die Lutte eingebaut werden. Oder es wird ein Hosenstück mit einem saugenden und einem blasenden Lüfter an den Luttenstrang angeschlossen, bei dem mit einer schwenkbaren Klappe der jeweils außer Betrieb befindliche Lüfter abgedeckt ist, um Kurzschlußverluste zu vermeiden[1].

Treten vor Ort schädliche Gase auf, so ist beim Umschalten von blasender auf saugende Bewetterung besondere Vorsicht geboten, weil durch den dadurch bedingten Druckwechsel die Gefahr von wenigstens zeitweilig verstärkter Ausgasung besteht.

181. — Blechlutten und Luttenverbindungen. Die Lutten werden allgemein aus Stahlblech hergestellt und in geschweißter Ausführung in Längen von 2, 3 oder 4 m geliefert und in der Grube zusammengebaut. Damit sie dem Rost und saurem Wasser besser widerstehen können, sind sie mit einem Rostschutzanstrich versehen, asphaltiert oder im Vollbad verzinkt.

Die Wetterdichtigkeit neuer Lutten hängt allein von den Luttenverbindungen ab, so daß diese namentlich für lange Luttenleitungen von großer Bedeutung sind. Man unterscheidet: Einstecklutten, Lutten mit Bandverbindung, Muffenlutten, Flanschenlutten und Lutten mit Gummimanschettenverbindung.

Bei den Einstecklutten (Abb. 541) ist jedes einzelne Stück schwach konisch gehalten derart, daß der innere Durchmesser des einen Endes nur 5 mm größer ist als der äußere Durchmesser des anderen Endes. Auf eine besondere Abdichtung verzichtet man ganz oder man legt über den entstehenden Ringspalt eine paraffingetränkte Dichtungsbinde mit plastischen und haftfähigen Eigenschaften (z. B. Fabrikate Denso, Evo, Kebufix). Es ist auch möglich, zusätzlich teilbare Flanschen anzubringen und so eine Nachdichtung zu erreichen. Eine besondere Form der Einstecklutte wird von der Firma Wirtz u. Co., Gelsenkirchen, hergestellt, bei der die Dichtung zwangsläufig durch einen Gummiring erfolgt.

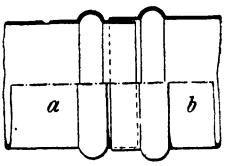


Abb. 541. Einstecklutte.

[1] SCHMIDT, W.: Sonderbewetterung III. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 57.

Abb. 542 zeigt eine Ausführung der Bandverbindung. Die stets gleich weiten Luttenenden stoßen stumpf voreinander und werden durch ein herumgelegtes, mit Gummi oder Schaumstoffen gefüttertes, federndes Stahlblechband *a*, das durch einen Keil *b* angezogen werden kann, miteinander verbunden. Bei einer anderen Ausführungsart tritt an Stelle des Keils ein Schrauben- oder Kniehebelverschluß, ebenso kann das Band über die Wülste an den Luttenenden, die auch in der Abb. 542 zu erkennen sind, herübergreifen, um einen vollkommen luftdichten Abschluß zu erzielen. Lutten mit Bandverbindung werden u. a. hergestellt von den Firmen Bischoff-Werke, Recklinghausen, A. Schwesig, Gelsenkirchen-Buer, H. Scelbach, Dahlbruch.

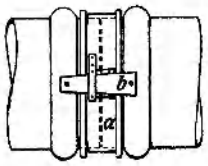


Abb. 542. Bandverbindung.

Bei der Muffenverbindung (Abb. 543) steckt man das häufig mit einem Gummiring versehene Ende der einen Lutte *a* in das erweiterte und durch Umbördelung und eingelegten Ring *b* verstärkte Ende der nächsten Lutte *c*. Die Verbindungsstelle kann dann mit einer Kittmischung verschmiert werden.

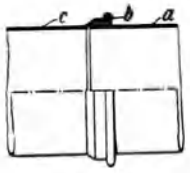


Abb. 543. Muffenlutte.

Auch als eine Art Muffenverbindung ist die Schnellverschlußlutte der Firma W. Bach, Altendorf/Ruhr, anzusprechen, die in Abb. 544 dargestellt ist. Die Luttenenden sind zwar gleich weit, doch tragen sie an einem Ende eine ringförmige, federartige Verstärkung, die in eine entsprechende ringförmige nutartige Vertiefung am Gegenende der Lutte hineinpaßt, wie aus der Abb. 544 hervorgeht. Im tiefsten der Nut befindet sich ein eingeklemmter Gummiring, gegen den das eingesteckte Luttenende mit Hilfe von zwei oder drei Kniehebelverschlüssen, je nach Durchmesser, gepreßt wird. Als besondere Vorzüge dieser Bauart sind zu nennen, daß keine losen Teile zur Verbindung gehören und daß infolge der schräg geschnittenen Enden kleine Abweichungen von der geradlinigen Verlegung ohne Zwischenschalten von Krümmern möglich sind.

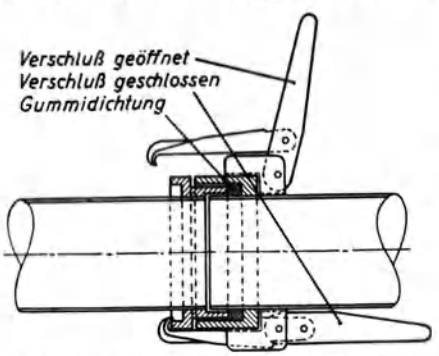


Abb. 544. Schnellverschlußlutte der Fa. W. Bach, Altendorf Ruhr.

Außer von den bereits genannten Firmen werden Lutten mit Muffenverbindungen noch hergestellt von den Rietberg-Werken, Rietberg i. W., sowie Wirtz & Co., Gelsenkirchen u. a.

Bei der Flanschenverbindung (Abb. 545) tragen die Lutten *a* und *b* an den Enden aufgeschweißt einen abgedrehten Bund *c* und werden nach Zwischenlegen eines Dichtungsringes *e* mittels der lose aufsitzenden Flanschen *f* und Schrauben *g* zusammengeschraubt. Die Bunde schützen bis zu einem gewissen Grade die Enden vor Beschädigung durch Stoß, so daß die Lutten sehr dauerhaft sind, und sehr oft verwandt werden können.

Nachteilig ist der Umstand, daß sie nur ganz geradlinig verlegt werden können. Dieser Nachteil kann durch Einbau einiger schräg abgeschnittener Luttenstücke vermieden werden, nachdem die dabei entstandenen elliptischen Querschnitte in die Kreisform gezwängt sind. Je nachdem wie man zwei solche Stücke aufeinandersetzt, läuft die Leitung entweder geradlinig oder unter einem von dem Maß der Verdrehung abhängigen Winkel weiter. Wegen der Schwierigkeit, sie dicht zu verlegen, ist die Flanschenlutte heute nicht mehr verbreitet.

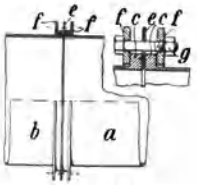


Abb. 545. Flanschenlutte.

An Stelle der Schraubenverbindung kann eine solche mittels zweier beweglicher Haken und Keile treten, die ein schnelles Verlegen ermöglicht. Derartige Luttenverbindungen werden von der Firma Stahlwerke Brüninghaus AG, Westhofen, hergestellt.

Eine weitere Luttenverbindung ist die Gummimanschettenverbindung der Firma Brand in Duisburg-Hamborn. Wie die Abb. 546 erkennen läßt, besteht sie aus einem inneren ringförmigen Verbindungsstück mit mittlerer Verstärkungsrippe, gegen die die mit Wülsten versehenen Luttenenden stoßen. Über die Verbindungsstelle wird dann eine abdichtende Gummimanschette gezogen, die sich fest um den Luttenbund schmiegt. Infolge der Dehnbarkeit des Gummis gestattet die Verbindung auch kleine Abweichungen von der geradlinigen Verlegung, die aus strömungstechnischen Gründen anzustreben ist. Sollen die Lutten auch in schräger oder senkrechter Lage verlegt werden, so müssen die inneren ringförmigen Verbindungsstücke mit bajonettverschlußartigen Aussparungen versehen sein, in die im Inneren der Luttenenden angebrachte Zapfen passen.

Abb. 546. Gummimanschettenverbindung der Fa. Brand, Dbg.-Hamborn.

In stärkeren Streckenkrümmungen sind in die Luttenleitungen Krümmer einzuschalten, die am besten gleichmäßig gebogen sind. Da sich diese schwer herstellen lassen, schweißt man sie in der Regel aus einzelnen geraden, aber schräg abgeschnittenen Stücken zusammen (Abb. 547).

Zur Beseitigung von Verbeulungen bedient man sich mit gutem Erfolg der Luttenrichtgeräte, wie sie z. B. von der Demag in Duisburg entsprechend den verschiedenen Luttendurchmessern geliefert werden. Sie werden in die verbeulte Lutte eingeschoben und durch Schrauben oder Druckluft auseinandergetrieben.

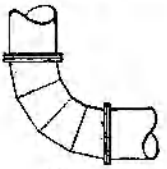


Abb. 547. Luttenkrümmer.

182. — Holzlutten. Die von der Firma Dr. Nölle, Bielefeld, hergestellten Holzlutten bestehen aus Buchensperrholz, das außen und innen mit einer Kunstharzdeckschicht versehen ist. An ihren Enden trägt sie mit Zinkblech bewehrte Bunde, über die ein auf der einen Seite mit einem Stahlblech befestigter Gummischlauch gezogen wird. Um das Auseinanderrutschen der Verbindung zu verhindern, wird das Gummiband auf der freien Seite mit einem Schellenband versehen. Diese Verbindungsart läßt kleine Abweichungen aus der Geraden zu. Soll die Lutte in einem Schacht

verlegt werden, so wird die Verbindung durch zusätzliche Halbflanschen gesichert. Der Vorteil dieser Lutte ist ihr geringes Gewicht und ihr geringer Druckverbrauch, der unter dem der Blechlutten liegt[1]. Schadhafte Stellen können auf einfache Weise durch Überkleben mit einem Sperrholzflicken ausgebessert werden. Ähnliche Lutten liefert die Holzvertriebsgesellschaft in Würselen bei Aachen.

183. — Flexible Lutten. Hauptkennzeichen dieser Luttenart ist, daß sie auf ihrer ganzen Länge schwenkbar sind im Gegensatz zu den Blech- und Holzlutten, die gar nicht oder nur etwas in ihren Verbindungen verschwenkt werden können. Diese Lutten können aus Gewebe oder aus thermoplastischem Kunststoff bestehen.

Gewebelutten aus Segeltuch haben sich im deutschen Bergbau wegen ihrer hohen Reibungsverluste nicht behaupten können. Ihnen haftet der Nachteil an, daß sie brennbar sind und sich für nasse Betriebspunkte wegen der Gefahr der Vorrottung wenig eignen. Auch lassen sie sich nur für blasende Bewetterung verwenden, da sie bei Unterdruck in der Lutte das Bestreben haben, sich zusammenzulegen.

Abb. 548. Plastic-Lutte der Fa. Schauenburg u. Sohn, Mülheim/Ruhr.

Von Bedeutung ist heute noch die Plastex-Lutte der Firma Fördertechnik, deren Gewebe mit einem Isolationsstoff überzogen ist, so daß sie schwer entflammbar und naßfest ist. Sie eignet sich wegen ihrer leichten Verlegbarkeit namentlich als letztes Ende einer längeren Leitung aus Blech- oder Holzlutten. Sie kann dann während der Arbeit unmittelbar vor Ort geführt, beim Schießen aber zurückgeschoben werden.

Lutten aus thermoplastischem Kunststoff[2] (Polyvinyl-Chlorid) werden von der Rhein-Ruhr-Kunststofftechnik, Mülheim/Ruhr, hergestellt (Abb. 548). Der neue Werkstoff ist luftundurchlässig, feuchtigkeits-, säure-, korrosionsfest und flammwidrig, außerdem sehr elastisch, so daß er verhältnismäßig unempfindlich gegen Beschädigungen ist. Treten doch irgendwelche Beschädigungen auf, so lassen sie sich durch Schweißen oder Aufkleben von Folienstücken beseitigen. Die Lutten werden bei einer Wandstärke von 0,7 mm in Durchmessern von 200—800 mm in zwei Ausführungen geliefert. Die sogenannte B-Lutte enthält in Abständen von 1 m außen angeordnete Versteifungsringe. Sie kann wie die Gewebelutte nur für blasende Bewetterung gebraucht werden. Die sogenannte S-Lutte besitzt dagegen eine außen aufgearbeitete Stahlspirale, so daß sie auch für saugende Bewetterung verwendbar ist (Abb. 548). Doch wird sie in zunehmendem Maße auch für blasende Bewetterung benutzt.

Wie die Segeltuchlutten weisen auch die Plastiklutten den Vorteil der Zusammenfaltbarkeit, des leichten Transportes und des geringen Gewichtes

[1] Schmidt, W.: Sonderbewetterung III. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 57.

[2] Linsel, E.: Lutten aus thermoplastischem Werkstoff. Schlägel u. Eisen 1952 S. 134.

auf. Für einen Mann ist es ein leichtes, in einer Stunde etwa 80 m Lutte zu verlegen.

Bei der Untersuchung des Druckverlustes in Plastiklutten stellte sich heraus, daß sie einem Vergleich mit Blechlutten gewachsen sind. Bei saugender Bewetterung ist der Druckabfall in den S-Lutten infolge der durch das Saugen verminderten Querschnittsfläche zwischen den Stützringen naturgemäß größer als bei blasender Bewetterung.

Die Verbindungen zwischen den im allgemeinen 4 m langen Luttenschüssen bestehen aus verzinktem Bandeisen und entsprechen etwa den Bandverbindungen bei Blechlutten.

184. — Isolierlutten. Die zunehmenden klimatischen Schwierigkeiten in den sonderbewetterten Betriebspunkten führen immer mehr zu dem Bestreben, den durch Temperatur und Feuchtigkeit gekennzeichneten Zustand der Wetter zu verbessern. Außer der Kühlung der Wetter (siehe Ziff. 88ff.), die eine Änderung der Temperatur und der Feuchtigkeit bezwecken, kommt hier die Isolation der Lutten in Frage. Sie soll gestatten, den ursprünglichen Zustand der Wetter möglichst unverändert beizubehalten. Wie eine Kühlung der Wetter so ist auch eine Isolation der Lutten nur bei blasender Bewetterung erfolgversprechend. Es können sowohl Blechlutten und Sperrholzlutten als auch Plastiklutten wärmeisoliert werden. Bei den Blechlutten ist die hohe Wärmeleitzahl des Stahls von Nachteil, die rd. 300 mal so hoch ist wie die von Sperrholz und Plastikfolie. Blechlutten kann man isolieren, indem man sie in Sägemehl, Glas- oder Schlackenwolle einbettet. Hierdurch ist verschiedentlich eine wesentliche Kühlwirkung vor Ort erzielt worden. Die Firma Dr. Nölle, Bielefeld, stellt eine doppelwandige Sperrholzlutte her, bei der die Isolierfähigkeit der Luft ausgenutzt wird. Die Wärmedämmung bei dieser Lutte entspricht einer 55 mm starken Glaswolleschicht. Bei der Isolierplastiklutte der Firma Schauenburg & Sohn, Mülheim/Ruhr, ist zwischen zwei Folien ein isolierender Schaumstoff eingeklebt. Die Verbindungsstellen sind zur Vermeidung eines zu starken Wärmeüberganges mit besonderen Schaumstoff-Kragen versehen. Weitere Isolierlutten sind in der Erprobung[1].

185. — Wetterverluste in Lutten. Die durch undichte Stellen bei blasender Bewetterung verlorengehenden und bei saugender Bewetterung als Nebenluft zuströmenden Wettermengen steigen zwar nach den für den Ausfluß von Gasen aus Düsen aufgestellten Formeln nur etwa mit der Wurzel aus dem wirksamen Druckunterschied. Da es sich aber meist um zahlreiche undichte Stellen handelt, können die Verluste erheblich sein. Sie sind der Menge nach am größten in der Nähe des Luttenlüfter, um nach dem freien Luttenende hin allmählich abzunehmen.

Sehr hohe Wetterverluste können bei den Einstecklutten auftreten, da gewöhnlich keine besondere Abdichtung vorgenommen wird. Zum Beispiel sind bei 500 m langen Leitungen Verluste von 75—95% nicht ungewöhnlich. Deshalb werden diese Lutten heute im Steinkohlenbergbau immer weniger verwandt. Die Dichtigkeit der übrigen Luttenverbindungen hängt von der Sorgfalt ab, mit der man diese Verbindungen herstellt. Es ist nicht

[1] Schmidt, W.: Sonderbewetterung III. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 57.

schwer, bei neuen Lutten eine fast völlig dichte Leitung zu erzielen. Anderer seits kann man aber auch bei den Lutten, wenn es an der Sorgfalt bei der Verlegung gefehlt hat oder die Lutten bereits im Betrieb gelitten haben, unerwartet hohe Verluste feststellen.

Für weite Entfernungen mit hohem Wetterbedarf kommen nur Lutten mit mechanischen Verschlüssen, wie Keil-, Schrauben-, Kniehebelverschluß oder ähnliche sowie Lutten mit Gummimanschetten oder Plastiklutten in Betracht. Nur bei ihnen ist die Sicherheit gegeben, die gewünschte Wettermenge tatsächlich bis vor Ort zu bringen (s. a. Ziff. 192).

186. — Die Undichtigkeitskennziffer[1]. Der Zusammenhang zwischen Wettermenge und Undichtigkeit der Lutte ist von FLÜGGE in der folgenden Formel zusammengefaßt worden:

$$Q_{n-1} = Q_0 (1 - k)^{n-1} \quad (\mathrm{m^3/min}).$$

Hierin bedeutet bei blasender Bewetterung Q_{n-1} die aus der Luttenleitung austretende Wettermenge, Q_0 die Anfangswettermenge, n die Zahl der Luttenverbindungen und k das Verhältnis von Wettermenge zu Leckverlusten an jeder Luttenverbindung. Mit 100 multipliziert ergibt k die mit u bezeichnete Undichtigkeitskennziffer. Da die Leckverluste ebenso wie die Wettermenge vom Druckgefälle zwischen Lutteninnerem und Luttenäußerem abhängen, ist bei gleichmäßig undichten Lutten und gleichem Luftdruck außerhalb der ganzen Luttenleitung das Verhältnis k und die Undichtigkeitsziffer u über die ganze Länge der Luttenleitung konstant. Bei vollkommen dichten Lutten ist also $u = 0$, bei völlig undichten Lutten $u = 100$.

k läßt sich aus obiger Gleichung leicht bestimmen, da Q_{n-1} und Q_0 ohne Schwierigkeit gemessen werden können. Der Kennwert k liegt heute größenordnungsmäßig noch bei 0,01 und u demnach bei 1. Dieser Wert ist, wie sich aus unten stehendem Beispiel ergibt, sehr hoch.

Ist die Undichtigkeitskennziffer u für eine Luttenleitung bestimmt, so ist es mit Hilfe obiger Gleichung möglich, für eine bestimmte Endwettermenge (Q_{n-1}) die erforderliche Anfangswettermenge Q_0 in Abhängigkeit von der Länge der Luttenleitung, d. h. der Zahl der Luttenverbindungen n festzustellen. Oder umgekehrt kann aus der Anfangswettermenge Q_0 auf die tatsächlich vor Ort gelangende Endwettermenge (Q_{n-1}) geschlossen werden. Das sei in einem Beispiel verdeutlicht. Bei einer Undichtigkeitskennziffer von $u = 0{,}5$, die $(1 - k) = 0{,}995$ entspricht, und 2 m langen Lutten beträgt für eine Länge von 100 m die Endmenge an Frischwettern 78% der Anfangsmenge. Nach 500 m ist dieser Prozentsatz auf rd. 29% und nach 1200 m sogar auf 5% gesunken. Daraus ist ersichtlich, welcher Wert auf die Dichtigkeit der Lutten zu legen ist (vgl. a. Ziff. 192).

Welchen Einfluß die Dichtigkeit der Luttenverbindungen auf die Kosten hat, geht daraus hervor, daß bei Wetterverlusten von 60% der Lüfter gegenüber dichten Lutten das 7,5fache an Energie aufnimmt.

187. — Kennlinien der Lutten und des Lüfters. Ist für eine Lutte von bestimmtem Durchmesser und bestimmter Länge das Verhältnis Q oder $V : \sqrt{\Delta P}$ (s. Ziff. 117, S. 623) bekannt, so lassen sich die für jede Wettermenge

[1] FLÜGGE, G.: Wirtschaftlichkeitsfragen der Sonderbewetterung. Vortrag TWV, Bergschule Bochum, am 29. 10. 1953.

erforderlichen Depressionen durch Rechnung ermitteln. Trägt man die Werte als Kurve auf, so erhält man für jede Länge die in der Abb. 549 ausgezogenen Linien, die als Kennlinien der Lutte bezeichnet werden. Man kann nun auch die Kennlinie des Lüfters auf Grund von Versuchen durch Festlegung der Q- und ΔP-Werte bei verschiedenen Widerständen ermitteln, wobei man den Lüfter auf seine gewöhnliche Umlaufzahl bringen muß. In Abb. 549 sei CD eine solche Kennlinie, in der der Punkt C die Depression bei 0 m³/min Luft und Punkt D die Luftmenge bei 0 m Luttenlänge angibt. Die Lüfterkennlinie CD schneidet die Luttenlänge von 200 m im Punkt E. Die Bewetterung stellt sich in diesem Falle selbsttätig auf die Wettermenge $Q =$ 64 m³/min und den Druckunterschied $\Delta P = 46$ kg/m² ein. Man nennt den Punkt E den Betriebspunkt des Lüfters. Hierbei sind völlig dichte Lutten vorausgesetzt.

In der Abb. 549 ist auch noch die Kennlinie C_1D_1 eines anderen Lüfters eingetragen, die im Gegensatz zu der Kennlinie CD steil abfällt.

Bei dem heute anzustrebenden Einlüfterbetrieb (s. Ziff. 192) ist nicht die dargestellte flach abfallende Lüfter-Kennlinie CD zweckmäßig, sondern eine möglichst steil abfallende Kennlinie. Es kann dann bei zunehmendem Druckabfall, der mit wachsender Leitungslänge auftritt und der bei einem Hauptgrubenlüfter der Verkleinerung der äquivalenten Grubenweite entspricht, annähernd die gleiche Wettermenge gefördert werden. Im Gegensatz dazu verringert sich, wie Abb. 549 zeigt, die Wettermenge eines Luttenlüfters mit flach abfallender Kennlinie bei zunehmendem Druck erheblich.

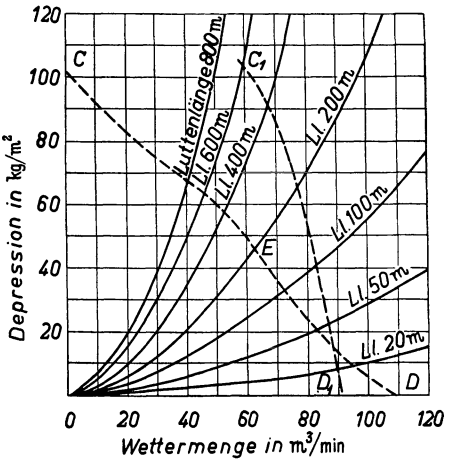


Abb. 549. Kennlinien verschiedener Luttenlängen und zweier Lüfter.

188. — Elektrolüfter. Elektrolüfter werden als Schraubenlüfter unter Beachtung ähnlicher Grundsätze gebaut, wie sie in Ziff. 142 u. f. dargelegt sind. Sie liefern je nach Luttendurchmesser und Luttenlänge Wettermengen von 25—500 m³/min. Für große Wettermengen und lange Luttenleitungen werden zweckmäßig zwei hintereinander geschaltete Lüfter oder ein zweistufiger Lüfter verwandt. Auch kann die Bewetterung durch zwei getrennte Luttenleitungen erfolgen. Als Antrieb werden direkt gekuppelte, staubdicht gekapselte, schlagwettersichere Kurzschlußläufermotoren verwendet. Abb. 550 zeigt im Schnitt eine Ausführung der SSW. Die dem Motor zugeführte Leistung liegt zwischen 0,3 und 15 kW. Die Drehzahl beträgt im allgemeinen 3000 je Minute. Bei dieser Drehzahl sind Über- oder Unterdrücke bis zu 200 kg/m² und Gesamtwirkungsgrade des Luttenlüfters bis zu 70% erreichbar.

Elektrische Luttenlüfter werden, außer von den Siemens-Schuckert-Werken, von den Maschinenfabriken Frölich & Klüpfel, Wuppertal-Barmen,

Korfmann G. m. b. H., Witten/Ruhr, Nüsse & Gräfer, Sprockhövel, Hausherr u. Söhne, Sprockhövel u. a. hergestellt.

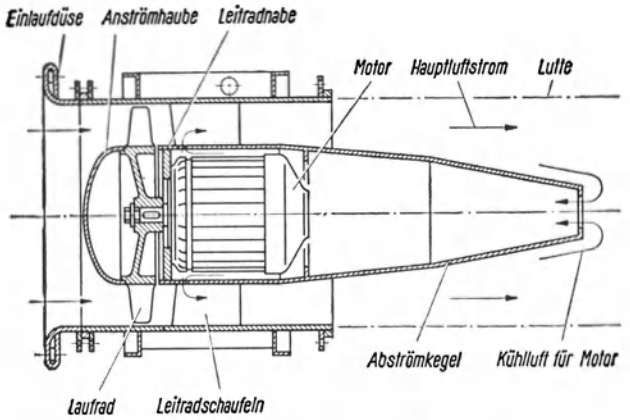


Abb. 550. Elektroluttenlüfter der SSW.

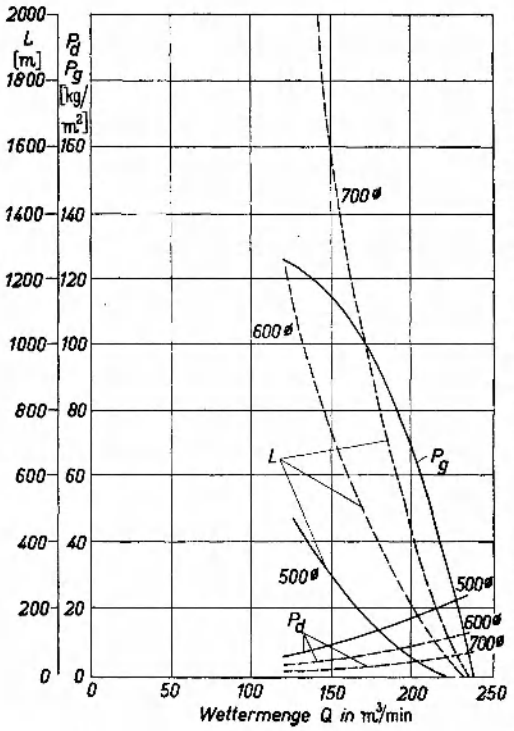


Abb. 551. Kennlinien eines Elektroluttenlüfters von 500 mm ø.

Die Kennlinien eines Luttenlüfters von 500 mm ø sind in Abb. 551 dargestellt. In diesem Diagramm sind der Gesamtdruck (P_g), der dynamische Druck (P_d) und die theoretische Luttenlänge (L), die sich bei vollkommen dichten Lutten ergibt, in Abhängigkeit von der Wettermenge (Q) eingetragen. Außerdem sind noch theoretische Luttenlänge und dynamischer Druck für Luttenlüfter von 600 und 700 mm ø angegeben.

189. — Druckluftlüfter. Druckluftlüfter werden heute durchweg mit Turbinenantrieb hergestellt. Der Schaufelkranz der Turbine bildet entweder mit radial gestellten Schaufeln den äußersten Radumfang und wird von der Seite her beaufschlagt oder er springt mit axial gestellten Schaufeln seitlich aus dem Rade vor und wird alsdann vom Umfang her angeblasen. Die Beaufschlagung kann einfach (Abb. 552) oder doppelt (Abb. 553) sein.

Meist gibt man zu diesem Zweck den Maschinen 2 Düsen mit verschiedenen Öffnungen, z. B. mit 6 und 7,5 mm ∅ so daß jede Düse für sich allein und auch beide gleichzeitig geöffnet werden können. Man erhält so drei verschiedene Drehzahlen des Schraubenrades und entsprechend abgestufte Wetterleistungen. Beim Arbeiten mit nur einer Düse liegen die Drehzahlen etwa zwischen 2700 und 6500 minütlich; beim Arbeiten mit 2 Düsen erreicht man Drehzahlen zwischen 4000 und 5000. Die höchsten erzielbaren statischen Drücke sind etwa 120 kg/m² bei Druckluft von 4 atü und 140 kg/m² bei 5 atü.

Druckluftlüfter werden u. a. von den Firmen Frölich & Klüpfel, Wuppertal-Barmen, Korfmann G.m.b.H., Witten/Ruhr und Nüsse & Gräfer und Hausherr & Söhne, beide Sprockhövel, gebaut.

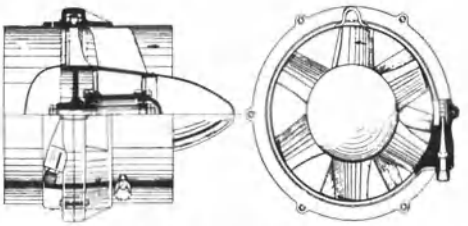


Abb. 552. Druckluftluttenlüfter der Fa. Nüsse & Gräfer mit einfacher Beaufschlagung.

Die Spitzenwerte des isothermischen Wirkungsgrades von mit Druckluft betriebenen Luttenlüftern liegen heute bei 28—30%. Die Ursache für diese niedrigen Wirkungsgrade ist der geringe Ausnutzungsgrad der Druckluft.

Wegen der bei den Düsen mit größer werdendem Durchmesser zunehmenden Unwirtschaftlichkeit (s. Ziff. 191) werden sie vielfach durch Lüfter

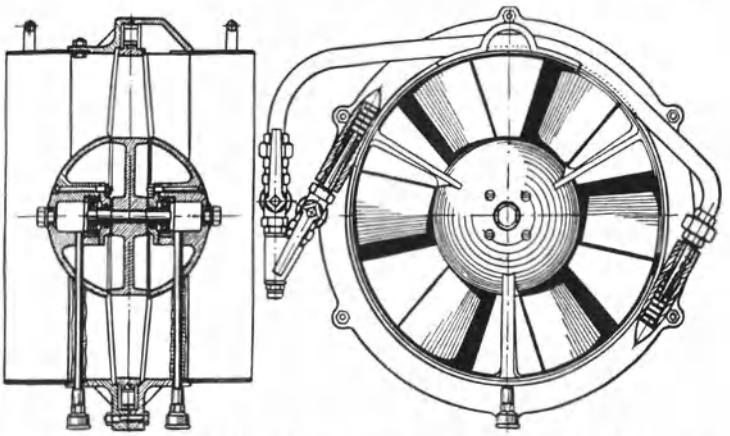


Abb. 553. Druckluftluttenlüfter der Fa. Korfmann mit doppelter Beaufschlagung.

leichter und einfacher Bauart ersetzt. Zu diesem Zweck sind die Sparbläser der Firmen Nüsse & Gräfer, Sprockhövel, und Korfmann, Witten, geschaffen worden, die bei gleicher Leistung einen geringeren Druckluftverbrauch als die entsprechenden Düsen aufweisen. So können durch Ersatz einer 3-mm-Düse durch einen gleich leistungsfähigen Sparbläser von 300 mm ∅ 330 DM/Jahr an Energiekosten erspart werden. Im Aufbau entspricht er einem kleinen Druckluft-Luttenlüfter, der nur aus einem Luttenstück, einem Lagertragring mit Achse und einem Flügelrad mit aufgegossener

Druckluftturbine besteht. Wegen der besseren Druckluftausnutzung im Vergleich zu den Düsen liegt der isothermische Wirkungsgrad höher als bei diesen, jedoch niedriger als bei den Druckluftlüftern gewöhnlicher Bauart. Bei einem Sparbläser von 400 m ⌀ beträgt der isothermische Wirkungsgrad im günstigsten Bereich 11,3%, bei einem Sparbläser von 300 mm ⌀ 9,3%.

190. — Vergleich zwischen Druckluft- und Elektrolüftern. Der isothermische Wirkungsgrad eines Druckluftlüfters darf nicht mit dem Gesamtwirkungsgrad eines elektrischen Lüfters verglichen werden. Während der Gesamtwirkungsgrad aus dem Verhältnis der vom Lüfter abgegebenen Wetterleistung zu der dem Antrieb zugeführten elektrischen Leistung errechnet wird (vgl. Ziff. 120), ergibt sich der isothermische Wirkungsgrad aus dem Verhältnis der vom Lüfter abgegebenen Wetterleistung zur Leistung der Druckluft bei vollständiger Entspannung ohne Abkühlung.

Ein Vergleich beider Antriebsarten in wirtschaftlicher Hinsicht kann also nicht auf Grund der Wirkungsgrade erfolgen, sondern nur durch Gegenüberstellung der Betriebskosten.

Bei einem Verrechnungspreis von 6,30 DM/1000 m³ a. L. und 63 DM/1000 kWh ergeben sich für einen Druckluft- und Elektrolüfter von 400 mm ⌀ für eine Luttenlänge von 200 m folgende Betriebskosten:

	Druckluftlüfter	Elektrolüfter
Energiebedarf	2,1 m³/min	1,5 kW
Energiekosten DM/Jahr	6950	825
Kosten der Lutten DM/Jahr	3200	3200
Lüfterabschreibung DM/Jahr	200	288
Abschreibung für Installationsmaterial, (Schütz, Abzweigkasten) DM/Jahr	—	325
Sonderbewetterungskosten insgesamt DM/Jahr	10350	4638

Aus diesem Kostenvergleich ergibt sich, daß die Sonderbewetterung bei Druckluftantrieb etwa doppelt so teuer ist wie bei Antrieb mit Elektrizität. Das Bild verschiebt sich mit größer werdendem Lutten- und Lüfterdurchmesser weiter zugunsten des Elektroantriebes, weil bei einer bestimmten Wettermenge die Reichweite des Elektrolüfters sehr viel größer wird als die eines Druckluftlüfters. Diese wirtschaftliche Überlegenheit nimmt zwar bei kürzeren Luttenlängen ab, wird aber doch stets vorhanden sein, es sei denn, die Laufzeit des Lüfters wäre nur sehr kurz.

Dem wirtschaftlichen Nachteil der Druckluftlüfter steht aber ein Vorteil gegenüber, der sich bei blasender Bewetterung besonders dann bemerkbar machen kann, wenn klimatische Schwierigkeiten auftreten. Da der Elektromotor gewöhnlich an der Schraubenradachse angeordnet ist und so von den angesaugten Wettern umspült wird, teilt sich die in Motor und Laufrad verbrauchte elektrische und mechanische Energie den Wettern in Form von Wärme mit. Der Grad der Erwärmung der Wetter ist von der Leistung des Motors sowie von der Wettermenge abhängig und kann bis zu 6° C erreichen. Diesen Nachteil der Wettererwärmung weisen Druckluftlüfter nicht auf, da die durch Laufradreibung erzeugte Wärme durch die sich entspannende Druckluft wieder ausgeglichen wird. Der Wettererwärmung bei elek-

trischen Lüftern kann man zu einem großen Teil entgegenwirken, indem man den Motor außerhalb der Lutte anbringt und das Lüfterrad über einen Keilriemen antreibt. Man muß allerdings dann in Kauf nehmen, daß bei blasender Bewetterung der Motor im ausziehenden Wetterstrom steht.

Bei saugender Bewetterung liegt der an der Schraubenradachse angeordnete Motor gewöhnlich auch im ausziehenden Wetterstrom. Diesen Nachteil vermeidet eine Sonderbauart der Firma Nüsse & Gräfer, Sprockhövel, nämlich der Taschenlüfter, bei dem sich der Elektromotor in einer „Tasche" befindet und so mit dem Wetterstrom in der Lutte nicht in Berührung kommt.

191. — Strahldüsen. Ausgezeichnet durch ihre Einfachheit sind die Düsen für Druckluftbetrieb, die aus einem mit einer kleinen Öffnung von 1—3 mm ∅ versehenen Mundstück bestehen.

Beim Betrieb der Wetterdüsen kommt es darauf an, daß die nach außen sich verjüngende Düsenöffnung nicht in der Grube von unberufener Hand erweitert oder gar das ganze Mundstück entfernt werden kann. Zweckmäßig wird deshalb die Düsenöffnung gehärtet und darauf das Mundstück an die Druckluft-

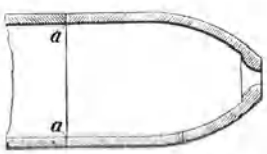


Abb. 554. Angeschweißte Strahldüse.

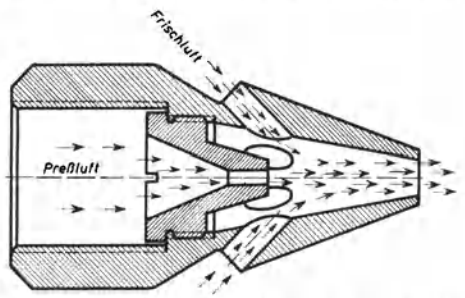


Abb. 555. Wetterdüse der Fa. Pleiger, Hammertal-Nord.

zuleitung angeschweißt. Abb. 554 zeigt eine ordnungsgemäß hergestellte Düse mit Schweißnaht *aa*. Eine andere Art, die Düse vor Eingriffen von unberufener Hand zu schützen, zeigt Abb. 555. Diese Wetterdüse der Firma Pleiger in Hammertal-Nord besteht aus einem Gehäuse und dem Düseneinsatz, der in das Gehäuse eingeschraubt und gegen größere oder kleinere Düsen ausgetauscht werden kann. Die Düseneinsätze mit der Düsenöffnung sind von außen nicht zugänglich. Die Düsen weisen außerdem den Vorteil auf, daß infolge Injektorwirkung durch die Seitenkanäle im Gehäuse Frischluft mitgerissen und so die Strömungsenergie der Druckluft weitgehend ausgenutzt wird.

Der Wirkungsgrad der Düsen hängt sehr davon ab, ob der Strahlkegel genau in der Luttenmitte und in Achsrichtung austritt. Auf eine sorgfältige Verlagerung des Strahlrohres an der Eintrittsstelle in die Luttenleitung ist deshalb zu achten, auch für eine gute Abdichtung und die Möglichkeit einer bequemen Beobachtung ist Wert zu legen. Die Abb. 556 und 557 zeigen empfehlenswerte Bauarten, deren Einzelheiten ohne weiteres verständlich sind.

Mit Hilfe einer 3-mm-Düse lassen sich je nach Luttenlänge Wettermengen bis zu 30 m^3/min bei Unter- oder Überdrücken bis zu 5 mm Wassersäule bei einem Druckluftverbrauch von etwa 30 m^3/h bewegen. Der isother-

mische Wirkungsgrad (s. Ziff. 190) liegt bei 1,1%, ist also sehr niedrig. Größere Düsendurchmesser als 3 mm sind nicht zu empfehlen, da der Druckluftverbrauch rasch ansteigt und dann die Bewetterung durch Düsen wegen der hohen Energiekosten besonders unwirtschaftlich wird. So verbraucht z. B. eine Düse von 9 mm ∅ eine Druckluftmenge von 200 m³/h. Düsen werden zur Förderung kleiner Wettermengen über kurze Entfernungen verwandt, besonders als Ergänzung zur saugenden Bewetterung in kurzen, mit dem Streckenvortrieb laufend mitgeführten, blasenden Lutten (vgl. Ziff. 180). Auch hier ist jedoch die Düse möglichst durch einen Sparbläser zu ersetzen (s. Ziff. 189).

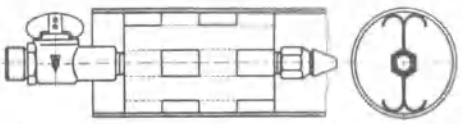


Abb. 556. Zweckmäßige Verlagerung der Wetterdüse in der Luttenleitung.

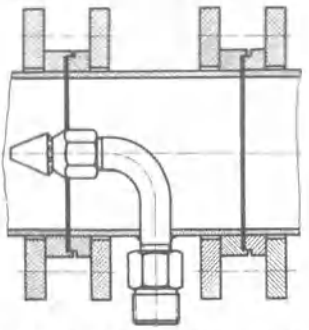


Abb. 557. Zweckmäßige Verlagerung der Wetterdüse in der Luttenleitung.

192. — Die Verluste an nutzbarer Wettermenge und der Antrieb. Während es früher vorteilhaft war, hohe statische Drücke zu vermeiden und statt dessen für größere Luttenlängen lieber mehrere Lüfter in Abständen von 100—300 m hintereinander zu schalten, die jeder für sich einen niedrigen Druck lieferten, strebt man heute möglichst den elektrischen Einlüfterbetrieb an (Abb. 558). Dieser Wandel in der Antriebsweise ist durch Verbesserung der Luttenverbindungen und der Lüfter eingetreten. So ist es möglich, die Wetter in Lutten von 1000 m Länge und mehr durch einen Lüfter zu bewegen.

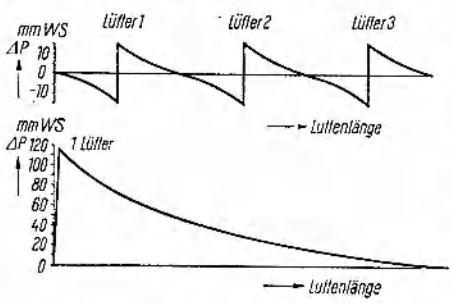


Abb. 558. Druckverlauf bei Mehrlüfter- und Einlüfterbetrieb.

Sind mehrere Lüfter hintereinander geschaltet, wie es bei größeren Luttenlängen heute noch vielfach der Fall ist, so wird man sich leicht über die tatsächlich bis vor Ort gebrachte Menge frischer Wetter täuschen, wenn die Lutten nicht dicht sind. Der einzelne Lüfter kann je nach den Druckverhältnissen in der Leitung auf der einen Seite einen Überdruck und auf der anderen einen Unterdruck (Abb. 558) erzeugen und Undichtigkeitsverluste an nutzbarer Wettermenge in beiden Richtungen veranlassen. Auf diese Weise ist also vielleicht eine der Luftmenge nach reichlich erscheinende Bewetterung wegen der Beschaffenheit der Wetter unzulänglich, da je nach der Größe der vorhandenen Undichtigkeiten mehr oder weniger große Mengen bereits verbrauchter Wetter wieder vor Ort gelangen.

Richtiger ist es deshalb, die Lüfter so anzuordnen, daß in der ganzen

Luttenlänge bei blasender Bewetterung Überdruck und bei saugender Bewetterung Unterdruck herrscht. Auf diese Weise werden Wetterkreisläufe vermieden, die eine Bewetterung nur vortäuschen.

b) Der Begleitstreckenbetrieb.

193. — Wesen und Durchführung. Der Begleitstreckenbetrieb besteht darin, daß man eine einzelne Strecke nicht für sich allein, sondern in Begleitung einer Parallelstrecke zu Felde treibt. Die Begleitstrecke kann dann als Wetterabzugstrecke benutzt werden. Man gibt den beiden gleichlaufenden Strecken eine Entfernung von 10—20 m voneinander und verbindet sie alle 15—20 m durch Durchhiebe. Von diesen ist stets nur der letzte für den Wetterdurchzug offen, während die rückwärts gelegenen sorgfältig durch Wetterdämme verschlossen werden (Abb. 559).

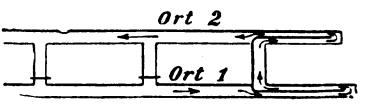


Abb. 559. Begleitstreckenbetrieb.

Unter Umständen, namentlich zur Vorrichtung des Pfeilerbaues, muß man mehrere parallele Strecken gleichzeitig auffahren. Alsdann werden die einzelnen Durchhiebe gegeneinander versetzt, wodurch deren Entfernung voneinander auf das Doppelte erhöht werden kann.

194. — Vor- und Nachteile. Die Bewetterung mittels Begleitstreckenbetrieb ist namentlich für solche Fälle angebracht, bei denen es nicht auf besondere Beschleunigung der Arbeit ankommt und die zweite Strecke aus Betriebsrücksichten ohnehin aufgefahren werden muß (Bremsberg und Fahrüberhauen, Förder- und Sumpfquerschlag, manche Abbaustrecken, Zwillings- und Drillingsstrecken beim Einsohlenbergbau).

Anderseits ist nicht zu verkennen, daß man mit Hilfe von Parallelstrecken von genügendem Querschnitte große Wettermengen unter Aufwand einer geringen Depression bei geringen Wetterverlusten weit ins Feld führen kann. Dabei ist die Wetterführung einfach und bedarf keiner eingehenden Überwachung.

c) Die Bewetterung von Strecken mittels Breitauffahren und Wetterröschen.

195. — Breitauffahren und Wetterröschen. In dem Versatz oder zwischen dem Versatz und dem festen Stoß werden die für den sonstigen Betrieb und die Wetterführung erforderlichen Wege ausgespart. Soweit sie lediglich der Wetterführung dienen, heißen sie Wetterröschen. Eine solche Bewetterung ist einfach, bequem und billig.

Den zwischen dem ein- und ausziehenden Strom befindlichen Bergeversatz nennt man Damm. Seine Dichtigkeit hängt von der Sorgfalt, mit der er aufgeführt ist, ab und nimmt außerdem zu mit der Feinheit des Versatzgutes, der Breite des Versatzes und dem Einfallwinkel. Zur Erhöhung der Dichtigkeit berappt man vielfach den Versatz mit Mörtel, verzieht ihn mit Wetterleinen oder dichtet ihn nach dem Zementspritzverfahren (Abb. 560). Eine andere Möglichkeit besteht darin, ihn mit einer Schicht

„Isoschaum“ zu versehen, der an Ort und Stelle erzeugt wird und sehr schnell erstarrt[1].

Derartige Bewetterungen sind nicht nur auf kurze Entfernungen, sondern bei Vorrichtungsarbeiten der Zeche Walsum bis auf 1200 m mit Erfolg benutzt worden.

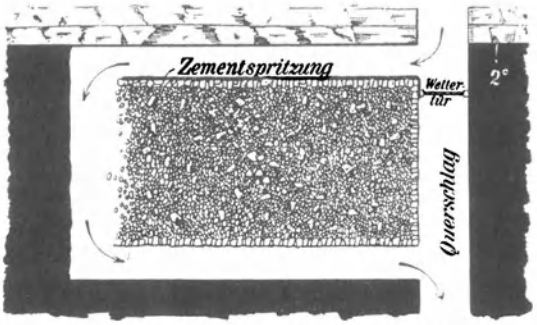


Abb. 560. Durch Zementspritzung abgedichtete Wetterrösche.

d) Die Bewetterung von Strecken mittels Wetterscheider.

196. — Bedeutung und Anwendbarkeit der Wetterscheider. Die Wetterscheider bestehen aus einer dichten Wand, die die Strecke in zwei voneinander geschiedene Wetterwege trennt. Man kann z. B. nach Abb. 561 die Zweigstrecke mit einem Wetterscheider versehen und eine anschließende Zunge derart in die Hauptstrecke einbauen, daß die Wetter davor stoßen. Hierdurch kann man, zumal an der anderen Seite die Saugwirkung des Wetterstromes hilft, leicht eine ausreichende, allerdings mit der Länge der Strecke ständig abnehmende Bewetterung der Zweigstrecke erreichen. Von Vorteil ist hierbei, daß die Förderung in der Hauptstrecke nicht durch Wettertüren behindert wird.

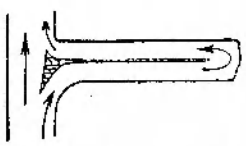


Abb. 561. Ausnutzung der Stoßkraft des Wetterstromes.

[1] Näheres s. E. Bredenbruch: Entstehung und Verhütung von Grubenbränden. Glückauf 1954 S. 393.

Fünfter Abschnitt.

Kohlenstaub und Gesteinstaub.

Entstehung, Gefährlichkeit und Bekämpfung.

A. Einleitende Bemerkungen.

Je nach der Art des Minerals, auf das Bergbau betrieben wird, und der Art des Nebengesteins, das beibricht oder in den Aus- oder Vorrichtungsbauen gewonnen wird, reichert sich in den Wettern Staub in wechselndem Anteil und wechselnder Beschaffenheit an. In Steinkohlengruben tritt daher sowohl Kohlenstaub als auch Gesteinstaub je nach den Arbeiten auf, die ausgeführt werden.

1. — Der Kohlenstaub. Der Kohlenstaub entsteht zum größten Teil vor Beginn des Abbaus im Flöz selbst[1]. Hierbei tritt der ursprünglich auf den Schlechten vorhandene Staub zurück gegenüber dem Staub, der unter Wirkung des Abbaudruckes auf den entstehenden Drucklagen durch Reibung gebildet wird. Da sich Drucklagen vornehmlich in den Fettkohlen-, und in geringerem Maß in den Gas- und Eßkohlenflözen abspalten, wird in der Fettkohle besonders viel Kohlenstaub frei. Weiterer Staub entsteht durch das Zerkleinern der Kohle während der Gewinnung und während der anschließenden Förderung.

Der Wetterstrom kommt mit dem frei werdenden Staub in Berührung; daher entsteht der *Flugstaub* vornehmlich an den Stellen, an denen große Mengen Kohlenstaub freigelegt werden, wie in den Abbaubetrieben selbst, an den Übergabe- und Ladestellen u. ä. Aus den Wettern dieser Betriebe lagert sich dieser Staub in feiner, puderartiger Beschaffenheit auch in den Strecken ab. So können sich im Laufe der Zeit selbst hinter Betriebspunkten, an denen verhältnismäßig wenig Staub entsteht, gefährliche Staubmengen ansammeln, die jederzeit durch den Luftstoß einer Schlagwetterexplosion aufgewirbelt werden können.

Schließlich entsteht auch über Tage bei der Sieberei und Verladung trockener Kohlenstaub, der, wenn die Verladeanlage nahe am einziehenden Schacht liegt, von den Wettern mitgeführt werden kann, um sich in ihm oder in den von ihm ausgehenden Strecken abzulagern. Er kann sogar über Tage zu Staubexplosionen Veranlassung geben.

---

[1] Koepe, F.: Fragen der Bildung und Verbreitung des Kohlenstaubes im Bergbau unter Tage. Glückauf 1952 S. 308.

2. — Der Gesteinstaub. Im Gegensatz zu Kohlenstaub wird der Gesteinstaub in erster Linie durch Arbeitsvorgänge, und zwar vor allem durch Bohren und Schießen bei allen Gesteinsarbeiten erzeugt. Der von trockenem Haufwerk beim Laden und bei der Versatzarbeit frei werdende Staub erzeugt gleichfalls gefährliche Gesteinstaubansammlungen in den Wettern. Auch das Hereinbrechen der Dachschichten beim Bruchbau ist mit der Bildung von Gesteinstaub verbunden. Da Kohlenflöze in der Regel von Bergemitteln oder Bergestreifen durchsetzt sind und auch der Kohlensubstanz selbst Gesteinssubstanz beigemengt ist, tritt zugleich mit dem Kohlenstaub in geringerer Menge ebenfalls Gesteinstaub auf.

B. Die Gefährdung durch Staub.

a) Die Explosionsgefährdung durch Staub.

3. — Die Kohlenstaubexplosion. In der Luft aufgewirbelter Kohlenstaub ist in ähnlicher Weise wie ein Schlagwettergemisch explosionsgefährlich, da auch eine Kohlenstaubexplosion in der Hauptsache eine Gasexplosion ist[1].

Die Erscheinung der Explosion verbrennlichen Staubes ist auch sonst nicht unbekannt. In Mühlen ereignen sich bisweilen heftige und gefährliche Mehlstaubexplosionen. In Braunkohlenbrikettfabriken, in denen viel feiner, trockener Braunkohlenstaub vorhanden ist, treten häufig verhängnisvolle Staubexplosionen auf. Glücklicherweise kommt eine Explosion in Steinkohlengruben schwieriger als in Mühlen und in Braunkohlenbrikettfabriken zustande, in denen schon wenig dichte Staubwolken und einfache Funken oder offenes Licht als Zündursache genügen.

Bei der Explosion des Staubes in Steinkohlengruben sind zwei Vorbedingungen zu unterscheiden: die Bildung einer *dichten Staubwolke* und die Bildung einer *heißen Flamme*. Die von der Flamme erfaßten Kohlenstaubteilchen entgasen teilweise unter Bildung von Wasserstoff, Methan und anderen Gasen. Die Gase mischen sich mit Luft und bilden so ein explosibles Gas- und Luftgemisch, das von der Flamme entzündet wird. Weitere Kohlenstaubteilchen werden alsdann verbrannt und entgast, so daß sich eine einmal eingeleitete Explosion auf große Entfernungen fortpflanzen kann, wenn die Bedingungen der Explosion erhalten bleiben.

Die gewöhnliche Entstehungsursache einer Kohlenstaubexplosion unter Tage ist eine voraufgegangene Schlagwetterexplosion. Nur in seltenen Fällen kommt ein Sprengschuß als Ursache in Betracht. In beiden Fällen entsteht ein kräftiger Luftstoß, der die Staubaufwirbelung veranlaßt, in die eine heiße Flamme hineinschlägt. Auch kann eine Explosion durch andere Flammen herbeigeführt werden, z. B. durch die des elektrischen Lichtbogens oder von Schweißapparaten.

Ähnlich wie Methan-Luft-Gemische haben auch Kohlenstaub-Luft-Gemische eine *untere* und eine *obere Explosionsgrenze*. Für reinen Fettkohlenstaub ist die untere Explosionsgrenze zwischen 70 und 80 g/m³ er-

[1] Beyling u. Drekopf: Sprengstoffe und Zündmittel. Berlin: Springer 1936.

mittelt worden, wenn die Zündung des Staubes durch eine Schlagwetterflamme oder einen Dynamitschuß eingeleitet wird. Eine starke Verlängerung der Schußflamme kann bei sehr feinem Kohlenstaub jedoch schon bei 40 g/m³ auftreten. Von der oberen Explosionsgrenze kann nur gesagt werden, daß sie über 400 g/m³ liegt.

Leichter vorstellbar ist folgende für Steinkohlenstaub geltende Angabe: Eine aus Staub und reiner Luft gebildete Wolke ist erst explosibel, wenn sie so dicht ist, daß man schon auf 1 m Entfernung das Licht einer Wetterlampe nicht mehr sehen kann. Zur Erzeugung einer solchen Staubwolke von gefährlicher Dichte gehört immer eine starke Luftbewegung. Es darf auch nicht außer acht bleiben, daß Kohlenstaub und Grubengas sich in ihrer Gefährlichkeit ergänzen können. So kann ein Methan-Luftgemisch, das weniger als 5% CH_4 enthält, also gewöhnlich nicht explosibel ist, durch aufgewirbelten Kohlenstaub explosibel werden. Umgekehrt kann auch eine Kohlenstaubwolke von an sich ungefährlicher Dichte gefährlich sein, wenn die Wetter, die den Flugstaub mit sich führen, Grubengas enthalten. Die Staubgefahr ist also auf schlagwettergefährlichen Gruben größer als auf schlagwetterfreien.

4. — Die Gefährlichkeit verschiedener Kohlenstaubsorten. Auf die Gefährlichkeit von Kohlenstaub sind die Feinheit der Staubkörner, die Kohlenart und die Höhe des Aschengehaltes von Einfluß.

Die Geschwindigkeit der Explosion hängt wesentlich von der *Größe der Stauboberfläche* ab, die ihrerseits durch die Feinheit der Staubkörner bedingt ist, denn ein feiner Staub wird schneller entgasen und daher auch schneller an der Explosion teilnehmen. Gerade die sehr feinen Flugstaubablagerungen, die vom Explosionsdruck aufgewirbelt werden, sind infolgedessen die Träger der Explosion. Dies trifft besonders für die Fettkohlenflöze zu, aus deren Abbaubetrieben nicht nur besonders viel Staub, sondern auch besonders feiner Staub ausfliegt. Auch weit abgelegene Wetterstrecken, in denen sich jahrelang der restliche und feinste Flugstaub ablagern kann, sind in starkem Maße explosionsgefährdet.

Die Gefährlichkeit des Staubes ist je nach der *Kohlenart* verschieden, da von ihr die Art der frei werdenden Gase und die Temperatur der Entgasung abhängen. Fettkohlenstaub gibt bei verhältnismäßig niedriger Temperatur Gase her, die viel Wasserstoff und Methan enthalten, während Gasflammkohle erst bei höherer Temperatur Gas liefert, das zudem größere Mengen Kohlensäure und Wasserdampf enthält. Andererseits hat das Gas der Magerkohle zwar eine gefährliche Zusammensetzung, es entsteht jedoch nur in geringerer Menge; auch wird die Flamme bei der Erhitzung des Staubes stark abgekühlt. Kohlenstaub mit weniger als 14% flüchtiger Bestandteile, auf Reinkohle berechnet, hat sich als ungefährlich erwiesen.

Als Drittes bestimmt der *Aschengehalt* den Grad der Staubgefährdung, da die Bergebestandteile die Explosionsflamme abkühlen. Umgekehrt ist eine um so größere Zumischung unverbrennlicher Bestandteile nötig, je mehr Staub die Grenze von 14% flüchtiger Bestandteile übersteigt. Einem Staub mit 14—18% flüchtiger Bestandteile brauchen nur etwa 4% Unverbrennliches, einem Staub von 18—20% müssen etwa 25% Unverbrennliches zugemischt werden, um den Staub explosionssicher zu machen.

Genaue Auskunft über die Explosionsneigung eines Staubes geben Explosionsversuche in Versuchsstrecken.

5. — Erscheinungen bei der Kohlenstaubexplosion. Bezeichnend für eine Kohlenstaubexplosion ist die *Verkokung des Staubes*. Ob allerdings nach der Explosion sichtbare Koksspuren hinterbleiben, hängt von der Backfähigkeit der Kohle ab. Fettkohlenstaub liefert große, zusammenhaftende Kokskrusten. Nicht backender Kohlenstaub fühlt sich nach der Explosion scharf und gleichsam sandig an und hat seine Weichheit verloren. Bisweilen ist eine mikroskopische oder chemische Staubuntersuchung[1] nötig, um die etwaigen Einwirkungen höherer Temperaturen festzustellen. Die Koksspuren der Explosion sind von Bedeutung, wenn man den Herd und damit die Ursache der Explosion ermitteln will. Ähnlich wie in der Regel bei einer Schlagwetterexplosion erleidet auch bei einer Kohlenstaubexplosion der Herd gewöhnlich keine starken Zerstörungen. Sie treten erst in einiger Entfernung auf. Es erklärt sich dies dadurch, daß eine Explosion langsam anläuft, daß aber die Schnelligkeit des Vorgangs rasch zunimmt und die Kraftäußerungen gewaltig anwachsen, wenn das Explosionsgemisch vor der Entzündung zusammengedrückt und auf einen höheren Druck gebracht wird.

Man hat bei Untersuchungen großer Explosionen häufig die Beobachtung gemacht, daß sich die Kokskrusten vorzugsweise an der dem Explosionsherd entgegengesetzten Seite des Ausbaus ablagern. Von englischer Seite ist dies damit erklärt worden, daß der Koks sich erst beim Rückschlag bildet. Eine einfachere Erklärung geht dahin, daß der erste Luftstoß die der Explosion zugekehrte Seite der Ausbauteile reinfegt, während die folgende Flamme gerade hinter Vorsprüngen (gewissermaßen im Windschatten) zur Entfaltung kommen kann und hier auf den Rückseiten verbliebenen Staub verkokt. Bei kleinen Explosionen hat man im Gegensatz zu dem vorher Gesagten vielfach Kokskrusten auch auf der der Explosion zugekehrten oder auf beiden Seiten des Ausbaus gefunden, eine Tatsache, die sich mit der letzterwähnten Erklärung leicht vereinigen läßt, weil in diesem Falle die Kraft des Luftstoßes gering war oder sehr bald ein Hin- und Herwallen der Explosionsflamme stattfand.

Kohlenstaubexplosionen sind besonders gefährlich durch die gewaltigen Mengen *unatembarer und giftiger Gase*, die dabei entstehen und mit dem Wetterstrom auch in die nicht unmittelbar betroffenen Grubenbaue gelangen. Die meisten Opfer werden nicht durch die Einwirkung der Flamme oder des Explosionsstoßes, sondern durch die giftigen Nachschwaden gefordert. Aus diesem Grunde und auch um dem bei Grubenbränden auftretenden Kohlenoxyd zu begegnen, sind CO-Filter-Selbstretter entwickelt worden, die auf manchen Zechen jedem Bergmann bei der Einfahrt mitgegeben werden.

6. — Die Häufigkeit des Auftretens von Kohlenstaubexplosionen. Reine Kohlenstaubexplosionen, die früher verhältnismäßig zahlreich auftraten und in den Jahren 1903—1926 insgesamt 57 Explosionen mit 483 Toten verursachten, sind seit Einführung des Gesteinstaubverfahrens und der Wettersprengstoffe recht

[1] Wein: Der Nachweis von Kohlenstaubexplosionen in Steinkohlengruben. Glückauf 1928 S. 346.

selten geworden. So ereignete sich in den letzten Jahren nur eine reine Kohlenstaubexplosion durch die Flamme eines Schweißgerätes auf der Hängebank. Dagegen waren von den insgesamt 94 Schlagwetterexplosionen in den Jahren 1930—1951 viele von größeren Kohlenstaubexplosionen begleitet, wie aus den Koksspuren nachgewiesen werden konnte.

b) Die Staublungenerkrankungen.

7. — Entstehungsursache der Staublungenerkrankungen. Mit der Atemluft gelangen die im Wetterstrom schwebenden Staubteilchen in die Luftwege des Körpers. In die Alveolen der Lunge können jedoch nur Staubteilchen unter 5 μ Korngröße eindringen und sich an das Gewebe der Lungenbläschen anlagern. Insbesondere interessiert hier der lungenschädigende *Quarzstaub*[1]. Unter dem begünstigenden Einfluß der gleichmäßig hohen Körpertemperatur, des erhöhten Kohlensäure-Teildrucks sowie der alkalischen Reaktion der Lungenflüssigkeit wird die freie Kieselsäure von ihrer jeweiligen Oberfläche aus in kolloidal- oder sogar molekulardisperse Lösung überführt. Infolge ihrer hohen Oberflächenaktivität mit freien negativen Valenzen vermag die „gelöste" Kieselsäure Eiweiß der Gewebeflüssigkeit zu fällen. Die entstandene Eiweiß-Kohlensäureverbindung lagert sich an der Gewebesubstanz ab. Außerdem wird die Durchlässigkeit der den Sauerstoffaustausch vermittelnden Lungengefäße durch die sauren Lösungsprodukte gehemmt. Möglicherweise verletzen auch die ursprünglichen, scharfkantigen Quarzkristalle mechanisch die Lungen-Zellwände. Unter diesen Einflüssen wird die Lebensfähigkeit der Gewebezellen unterbunden, die übereinandergeschichtet zu Knötchen werden und schließlich zu Schwielen zusammenwachsen. Zunehmend tritt so eine Zerstörung des Lungengewebes ein und dessen Umwandlung in inaktives Bindegewebe, und damit eine mehr oder weniger starke Lahmlegung der Lunge. Daneben führen jedoch auch viele silikathaltigen Stäube zu Staublungenschädigungen, die sich von den reinen Silikosen durch mehr diffuse Knötchenbildungen auf der Lungenoberfläche unterscheiden. Auch ist die Einwirkungszeit länger und der Krankheitsverlauf schwächer. Bekannt sind vor allem Schädigungen durch Asbest und Talkum. Serizit wirkt offenbar nur in Verbindung mit freier Kieselsäure schädigend.

Den Erzen, Salzen, Flußspat und Schwerspat wird kein schädigender Einfluß zugeschrieben, ebenso sind Karbonate, vor allem Kalk, völlig ungefährlich. Reiner Kohlenstoff allein dürfte auch kaum zu krankhaften Lungenveränderungen führen. Jedoch ist zu bedenken, daß in Kohlenflöze feinste Bergeteilchen eingelagert sind, so daß insbesondere Staub aus Mager- und Eßkohlenflözen, die teils in erheblichem Maße Quarz- und Silikatpartikel enthalten, Silikose verursacht[2].

8. — Die schädigende Wirkung der im Bergbau auftretenden Flugstaubgemische. Grundsätzlich ist in den Flugstäuben nur der Anteil unter 5 μ als schädigend anzusehen, da dieser allein in die Lungenendwege eindringen kann. Ob ein unterer Korngrößengrenzwert besteht, ist noch nicht geklärt.

Die Schädlichkeit der verschiedenen Gesteinsarten ist um so höher, je größer ihr Anteil besonders an *freier Kieselsäure*, aber auch an *Glimmer* ist. Dagegen scheinen karbonatische Gesteinsteile den Grad der Gefährlichkeit herabzusetzen. Karbonate vermögen die freien, negativen Ladungen des an das Lungengewebe angelagerten Kieselsäuregels abzubinden, ohne als schwache Basen die Alkalität und damit das Lösungsvermögen der Lungenflüssigkeit heraufzusetzen.

Die Mineralführung des auftretenden Flugstaubes braucht jedoch nicht mit der Mineralführung des Ursprungsgesteins, aus das dieser entstanden ist, übereinzustimmen. So wird ein Bohrstaub aus einem Gestein mit kalkigem Bindemittel einen wesentlich kalkreicheren Staub liefern, als es der Ursprungsanalyse des Gesteins entspricht.

Infolgedessen geht die Gefährlichkeitsbeurteilung im „Atlas zur Charakteristik der Silikosegefährlichkeit von Gesteinen und nutzbaren Mineralien deut-

[1] JÖTTEN u. GÄRTNER: Die Staublungenerkrankungen. Darmstadt: Dietrich Steinkopf 1950.

[2] THAER: Ergebnisse von Löslichkeitsversuchen an Mineral- und Kohlenstäuben. Glückauf 1953 S. 554.

scher Lagerstätten"[1] von dem Bohrstaub aus. Zur Beurteilung der Gefährlichkeit werden Faktoren verwandt, die bei Quarz = 1,0, bei Serizit je nach dem Gehalt an freier Kieselsäure = 0,7 — 0,3, bei Tonmineralien = 0,2, bei Erz, Kohle, Flußspat, Schwerspat und Karbonaten = 0,1 und bei Kalkspat = 0 betragen. So sehr verdienstlich eine derartig klassifizierte Gefährdungsbeurteilung der Gesteine, insbesondere für den Nichtkohlenbergbau, ist, so kann sie jedoch nicht den silikoseverstärkenden oder -verhütenden Einfluß von Mineralkomplexen erfassen. Dies trifft insbesondere für Kohlenstaub zu, dem je nach seiner Inkohlungsstufe und dem Gehalt an engverwachsenen Gesteinskomponenten eine weit höhere Gefährdung zukommt, als es die geringe Wertzahl erweist[2].

Erschwerend für die Erkenntnis der Silikosegefährlichkeit von Gesteinen kommt hinzu, daß Staubschäden im Bergbau in der Regel keine reinen Silikosen, verursacht durch Quarz, sind. Bei diesen sind die Einwirkungszeiten bis zur Staubschädigung so kurz, daß noch der Arbeitsort bestimmt werden kann, an dem der Arbeiter sich die Silikose zugezogen hat. Meist entsteht aber der Staubschaden im Bergbau durch Gesteine mit wechselnden silikatischen Bestandteilen. Bei diesen tritt ein Lungenschaden, der zu Rentenansprüchen wegen Leistungseinbuße führt, in der Regel erst nach 10—12 Jahren staubigster Arbeit auf. Hierbei spielt jedoch die Anfälligkeit der Einzelperson eine große Rolle, wobei die Atemweise von besonderem Einfluß sein soll. Da die menschliche Nase etwa 80% des Feinstaubes abfiltert, sind Arbeiter, die durch den Mund zu atmen pflegen, besonders gefährdet.

C. Die Messung von Flugstaub in den Wettern.

9. — Einleitende Bemerkungen. Jede Beurteilung des Gefährdungsgrades eines Betriebspunktes muß von der Messung des Staubes in den Wettern ausgehen. Dies gilt ganz besonders dann, wenn der Grad der Silikosegefährdung beurteilt werden soll, da der Gefährdungsgrad unmittelbar vom Staubgehalt der Wetter abhängt. Die Höhe des Staubgehaltes ist aber auch ein Maß für die Menge des sich absetzenden Staubes und damit die Explosionsgefährlichkeit der Grube.

Bei der Staubmessung genügt es nicht, lediglich die Staubmenge zu erfassen, sondern es sind auch Aussagen über den Mineralgehalt und die Korngrößenverteilung des Staubes nötig, von denen die Gefährdung stark abhängt. Erschwerend für die Aufgabe eines Staubmeßgerätes kommt zu dieser Forderung noch der große notwendige Meßbereich hinzu. Er muß von etwa 1 mm Korngröße bis an die Grenze des molekular dispersen Bereichs von 0,1 μ unterhalb des lichtoptischen Auflösungsvermögens der Mikroskope reichen und damit eine Spanne von 1 bis 10000 überdecken.

10. — Ausführungsformen von Staubmeßgeräten[3]. Die Staubmeßgeräte mit *gravimetrischer Auswertung* — Gravimeter — saugen die Staubluft durch ein Filter und bestimmen den Staubgehalt (mg/m³) durch Auswägung des aufgefangenen Staubgewichtes im Verhältnis zur durchgesaugten Luftmenge. Bei den gravimetrischen Geräten ist von Vorteil, daß in der Regel nicht nur die Staubmenge, sondern auch Korngröße und

[1] Atlas zur Charakteristik der Silikosegefährlichkeit von Gesteinen und nutzbaren Mineralien deutscher Lagerstätten. Hersg. von der Bergbau-Berufsgenossenschaft, 1947.

[2] THAER, zitiert S. 701.

[3] HASENCLEVER, D.: Bestimmung des Feinstaubgehaltes der Luft. Eine Übersicht über Meßgeräte und Meßverfahren. Chemie-Ingenieur-Technik 1954 S. 180.

Mineralgehalt der Stäube bestimmbar sind. Da aber die kleinen Korngrößen lungengefährlichen Staubes nur sehr schwierig wägbare Staubgewichte haben, ist die Genauigkeit der gravimetrischen Staubmessung für die Silikoseforschung oft zu gering. Auch ist die Handhabung umständlich und der Meßwert erst nach längerer Auswertung erhältlich. Für die Beurteilung der Explosionsgefahr sind die Geräte jedoch gut brauchbar. In Geräten, die mit Filterpapier arbeiten, ist in der Regel nur der Staubgehalt bestimmbar, während Geräte, die auflösbare Filter benutzen, auch Staubart und Korngröße des Staubes analysieren lassen, sofern nicht der Staub vom Lösungsmittel aufgelöst wird. Die moderne *Staubwaage nach Gast* scheidet den Staub elektrostatisch ab und wägt den abgeschiedenen Staub auf dem Wägebalken einer elektrodynamischen Waage.

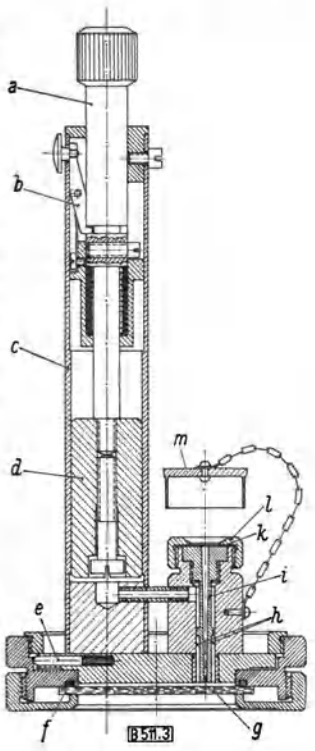


Abb. 562. Konimeter HS.
a Kolbenstange; — *b* Auslöser; — *c* Saugzylinder; — *d* Stahlkolben; — *e* Raster; — *f* Dichtungsring; — *g* Objektscheibe; — *h* Absaugkanal; — *i* Düse; — *k* Haarsieb 60 μ; — *l* Verschlußkappe; — *m* Schutzkappe.

Bei den Verfahren mit *mikroskopischer Auswertung* wird der Staub auf Objektträger niedergeschlagen und unter dem Mikroskop in Teilchenanzahl je cm³ angesaugter Luft (T/cm³) ausgezählt. So werden nicht nur Staubgehalt, sondern auch Kornform und Mineralführung erkennbar. Am bekanntesten wurde das *Konimeter* (Abb. 562), bei dem ein Kolben unter Federdruck 5 cm³ Staubluft mit hoher Geschwindigkeit gegen eine präparierte Glasplatte bläst. Die Platte läßt sich kreisförmig unter der Ausblasstelle drehen und ermöglicht so eine Vielzahl einfacher Messungen. Jedoch wird die ganze Messung beeinträchtigt durch die geringe Haftfähigkeit kleinster Teilchen sowie durch die hohe Ansauggeschwindigkeit des Gerätes. Beim *Thermalpräzipitator* diffundieren die Staubteilchen von einem auf etwa 100° erwärmten Heizdraht auf die kühle, benachbarte Glasplatte. Auch hier ist die Probenahme umständlich, das Meßergebnis jedoch sehr gut.

Die Verfahren mit *optischer Auswertung* benutzen optische Erscheinungen eines die Staubluft durchdringenden Lichtstrahles. Am bekanntesten ist das *Tyndallometer*, das die Streulichtstärke eines durch eine Staubkammer fallenden Lichtstrahles mißt. Wird die Kammer einige Zeit (20 sek) vor der Ablesung geschlossen, so sedimentiert der Grobstaub, und es wird lediglich der Feinstaubgehalt gemessen. Die Messung ist einfach und erzielt ein sofort ablesbares Ergebnis. Da jedoch die Streulichtintensität von Zahl, Größe, Form und Art der Staubteilchen abhängt, ist nur nach Kenntnis der Staubkenngrößen eine genaue Messung des Staubgehaltes der Wetter auszuführen. Insbesondere können Streulichtmessungen den mikro-

skopisch und submikroskopisch feinen Staubgehalt überbewerten, da mit fallendem Teilchenradius die Streulichtstärke in der 6. Potenz zunimmt. Bei der englischen *Handpumpe* wird die Staubschwärzung eines Filterpapierstreifens, durch den Kohlenstaub gesaugt wird, optisch ausgewertet. Die Handpumpe arbeitet einfach und schnell, hat aber den Nachteil, daß die Helligkeit der verschiedenen Kohlen- und Mineralkörner des Staubes die Messung stark beeinflußt.

11. — Die im Bergbau angewandten Staubmeßverfahren[1]. Zu den schon erwähnten Schwierigkeiten der Staubmessung kommt im Steinkohlenbergbau noch die notwendige Schlagwettersicherheit der Geräte hinzu. Eine druckfeste Kapselung oder ein Plattenschutz der Geräte ist aber mit der Forderung nach unbehinderter Probenahme der Staubluft unvereinbar. Hieran scheiterte bisher die Verwendung der genannten Staubwaage nach GAST.

Die Ausführungen der vorigen Ziffer haben gezeigt, daß die Staubmeßtechnik noch sehr in Fluß ist. So haben sich in den hauptsächlichsten Bergbauländern ausgesprochen nationale Staubmeßverfahren ausgebildet.

Infolge der Hauptvorteile des optischen Meßverfahrens, Handlichkeit sowie schnelle und unmittelbare Meßergebnisse, bediente man sich in Deutschland schon länger des *Tyndallometers* der Firma Leitz, Wetzlar, das Staubwerte in mg/m³ ergibt. Da die Anzeige aber stark von der Staubart abhängt, wird diese zusätzlich mit dem Konimeter bestimmt. Damit wird aber der Hauptvorteil der optischen Methode, die Schnelligkeit, beeinträchtigt. Bei der großen Materialabhängigkeit des optischen Meßergebnisses kann die Art der Meßauswertung wenig befriedigen. Die Auswertetafeln, die an Hand von Teststaubproben gewonnen werden, können vor allem die Kornfeinheit nicht in ausreichendem Maß berücksichtigen, so daß feinste, fast gewichtslose Stäube, die sehr hohe Streulichtintensitäten zeigen, durch die gravimetrische Angabe des Meßwertes stark überbewertet sind. Dieser Nachteil kann allerdings von Vorteil sein, wenn es gilt, Reststaubmengen hinter Entstaubungsgeräten nachzuweisen. Für das Gesamtgebiet der Staubmeßtechnik sollte jedoch ein Tyndallometer-Meßwert besser dimensionslos als in einer Gewichtsangabe ausgedrückt werden.

Im *Tyndalloskop* (Abb. 563), das aus dem Tyndallometer entwickelt wurde und mit dessen Wirkungsweise übereinstimmt, hat der deutsche Bergbau ein handliches, für betriebliche Messungen geeignetes Gerät erhalten, mit dem Staubmessungen ebenso einfach, aber leider auch ähnlich ungenau wie Methanmessungen mit der Wetterlampe auszuführen sind.

Zur Bestimmung des Bergeanteils im Staub dient die Messung mit dem verbesserten *Bergbau-Konimeter HS* (Abb. 562), das den Vorteil eines genauer definierten Meßergebnisses hat, dessen Messungen allerdings etwas

[1] HASENCLEVER, D.: Untersuchungen über die Möglichkeit betrieblicher Staubmessung im Bergbau unter Tage. Dissertation TH. Aachen 1954; — ferner H. BREUER: Das betriebliche Staubmeßverfahren im deutschen Steinkohlenbergbau. Glückauf 1954 S. 455; — ferner H. BREUER u. R. LESCHINSKI: Das Rontinemeßverfahren des betrieblichen Staubmeßwesens im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1955 S. 130; s. auch H. ROSSOCHA: Dissertation. Aachen 1954.

schwieriger auswertbar sind[1]. Zur Messung wird die Pumpe gespannt, die zu bestäubende Stelle der Objektscheibe unter die Düse gedreht und das Konimeter so gehalten, daß die Düse senkrecht zur Strömung steht. Während der Messung wird das Gerät mit ausgestrecktem Arm vom Körper fortgehalten. Nach der Messung werden die kreisförmigen, gleichmäßigen Staubflecken unter dem Projektionsmikroskop bei 360facher Vergrößerung ausgezählt. Die Auszählung geht in zwei sich gegenüberliegenden Sektoren von je 18° Öffnungswinkel vor sich. Mit 10 multipliziert liefert das Auszählergebnis die Gesamtzahl der Teilchen von 5 bis 1 μ Korngröße im Staubfleck. Wird dieses Ergebnis durch die Anzahl der angesaugten Kubikzentimeter dividiert, so erhält man die Teilchenzahl in 1 cm³. Nach der Auszählung sämtlicher Staubflecke wird der Staub bei 550° C verascht. Danach werden die Staubflecke wiederum ausgezählt. Aus der Gegenüberstellung der Auszählergebnisse vor und nach der Veraschung ergibt sich die Höhe des Bergeanteils. Um die vorbeschriebene Auswertung zu beschleunigen und zu vereinfachen, sind Versuche im Gange, die Staubflecke entweder direkt oder über eine photographische Aufnahme in eine Standardreihe einzustufen.

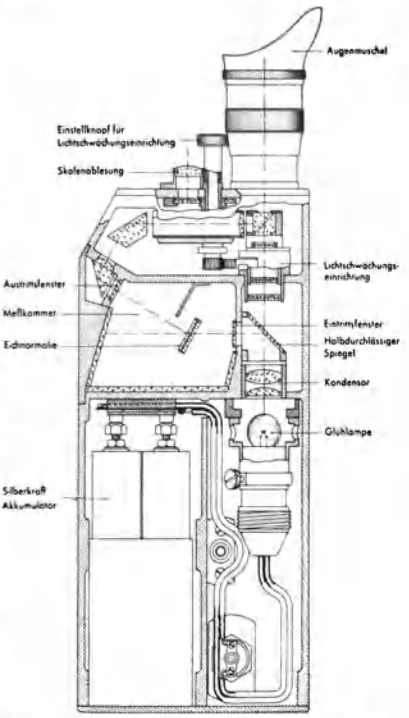


Abb. 563. Tyndalloskop der Fa. Leitz, Wetzlar.

Die britische und südafrikanische Staubmeßtechnik bedient sich als genauen Gerätes vorzugsweise des *Thermalpräzipitators*. Die hiermit erhaltenen Meßergebnisse dienen in erster Linie zur Eichung einer Handpumpe auf die jeweiligen Staubwerte der Einzelbetriebe. Sodann können mit der Handpumpe schnell und einfach betriebliche Staubmessungen durchgeführt werden. Die amerikanische Staubmeßtechnik wendet u. a. auch das Konimeter an. Die Meßwerte all dieser Geräte werden in T/cm³ angegeben.

Die italienische und französische Staubmeßtechnik benutzt vorzugsweise Gravimetergeräte mit löslichen Filtern, die Meßwerte in mg/m³ liefern.

Diese Übersicht über die verschiedenen Meßverfahren läßt erkennen, daß es Geräte, die in jeder Hinsicht befriedigen, heute noch nicht gibt.

12. — Die Beurteilung der Staubmeßergebnisse. In Deutschland wurden bisher die Staubmeßergebnisse an Hand des ermittelten Feinstaub-

[1] Thaer, A.: Die mikroskopische Auswertung der Staubproben beim betrieblichen Staubmeßverfahren im deutschen Steinkohlenbergbau. Glückauf 1955 S. 29.

gehaltes der Wetter und der konimetrisch bestimmten Staubzusammensetzung ausgewertet. Hierbei wurden die einzelnen Staubanteile mit den in Ziffer 8 genannten Gefährdungsfaktoren bewertet und der Gesamtwert mit dem Feinstaubgehalt multipliziert, woraus eine Gefährdungswertzahl erhalten wurde. Allgemein gelten Flugstäube mit Wertzahlen über 100 als lungengefährlich. Abgesehen von der in Ziff. 8 erwähnten Unsicherheit der Gefährdungsfaktoren — besonders für Kohlenstaub — krankt jedoch diese Beurteilung an der Unsicherheit des tyndallometrisch gemessenen Staubgewichtes der Wetter. Zweckmäßiger erscheint die von HEIDEMANN[1] für die Tyndalloskopmessungen vorgeschlagene Auswertung. Hier sind 4 Horizontalspalten für einen ansteigenden Staubgehalt und 4 Vertikalspalten für einen steigenden Bergegehalt des Staubes vorgesehen. Das Meßergebnis wird in eines der 16 Felder eingetragen; die Stellung des Meßergebnisses in der Tabelle liefert einen Anhalt für die Staubgefährdung des Betriebspunktes.

In Großbritannien und Nordamerika erfolgt die Beurteilung an Hand der ermittelten Anzahl der Staubteilchen je cm^3 Luft. Ein Kohlenstaubgehalt von mehr als 500—800 T/cm^3 und ein Gesteinstaubgehalt von 450 T/cm^3 wird als bedenklich angesehen. Auch diese Beurteilung kann im Hinblick auf die unzureichende Beachtung der mineralogischen Zusammensetzung des Staubes wenig befriedigen. Außerdem scheint für die Lungengefährlichkeit eines Staubes eine Beurteilung sowohl nach der Teilchenzahl als auch nach dem Staubgewicht der tatsächlichen Gefährdungsform des Staubes nicht gerecht zu werden. Da die Löslichkeit der Staubkörner in der Lunge sehr wesentlich von ihrer Oberfläche abhängt, würde dasjenige Staubmeßergebnis am vorteilhaftesten sein, das die Stauboberfläche ermittelt.

D. Die Bekämpfung des Flugstaubes.

13. — Einleitende Bemerkungen. Während man Schlagwetter am besten dadurch bekämpft, daß man das Methan durch den Wetterstrom ausreichend verdünnt oder, ehe es sich dem Wetterstrom mitteilt, in geeigneter Weise absaugt (s. S. 556 ff.) und aus der Grube führt, sind diese Mittel beim Staub nicht anwendbar. Zwar wird man auch zweckmäßig Wettergeschwindigkeiten über 1 m/sek wählen und durch ausreichende Wettermengen für niedrige Staubkonzentrationen sorgen. Wettergeschwindigkeiten über 2 m/sek führen jedoch an verengten Betriebsstellen zu Staubaufwirbelungen und damit zusätzlicher Verstaubung. Außerdem ist die insgesamt hinausgetragene und später abgelagerte explosionsgefährdende Kohlenstaubmenge unabhängig von der Stärke des Wetterstromes. Man kann sogar sagen, daß eine starke Bewetterung die Explosionsgefahr erhöht, indem sie die Grube austrocknet und den Staub aufwirbelbar ablagern läßt. Muß also die Staubgefahr bekämpft werden, so sind Maßnahmen zur Bekämpfung des Staubes selbst zu ergreifen.

Hierbei lassen sich drei Arbeitsverfahren unterscheiden. Das erste strebt an, den gebildeten flugfähigen Staub zu vernichten, ehe er sich mit den Wet-

[1] HEIDEMANN, W.: Technische Maßnahmen zur Staub- und Silikosebekämpfung im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1953 S. 902.

tern mischt. Das zweite Verfahren sucht den einmal aufgewirbelten Staub niederzuschlagen. Mit beiden Verfahren soll sowohl die Staublungen- als auch die Explosionsgefahr bekämpft werden. Das dritte Verfahren sorgt dafür, daß möglichst wenig Flugstaub eingeatmet wird und die Lunge schädigt.

In der Reihenfolge, in der die Verfahren aufgezählt sind, liegt zugleich eine Wertung. Gelingt es, den Staub vor der Aufwirbelung zu vernichten, so erübrigt es sich, dafür zu sorgen, daß der aufgewirbelte Staub niedergeschlagen wird. Beide Staubbekämpfungsverfahren sind wiederum gegenüber den Atemschutzmitteln im Vorteil; denn die Bekämpfung des Staubes schaltet auch die belästigende Wirkung einer großen Staubentwicklung in den Betrieben aus, die es oftmals, besonders in steiler Lagerung, verhindert, Abbaue mit hohen Fördermengen zu entwickeln. Ermöglicht hier die Staubbekämpfung eine verstärkte Förderung, so fallen ihr nicht nur sicherheitliche, sondern auch betriebswirtschaftliche Vorteile zu, die oft die Kosten der Bekämpfungsmaßnahmen aufwiegen oder sogar übertreffen.

a) Maßnahmen zur Vernichtung des Staubes.

14. — Die Kohlenstoßtränkung[1]. In Ziff. 1 wurde darauf hingewiesen, daß sich der meiste Staub im Kohlenflöz selbst dadurch bildet, daß im Gefolge der Abbauwirkung Drucklagen zerteilt, zerknickt und zerrieben werden. Den Staub, der hierbei entsteht, versucht die Kohlenstoßtränkung zu binden. Hierzu werden mit einer Drehbohrmaschine Löcher von 40 mm ⌀ senkrecht in den Kohlenstoß gebohrt, die etwa 20 cm tiefer als das Gewinnungsfeld sind. In die Löcher wird das in Abb. 564 gezeigte Tränkgerät eingeführt, das aus zwei ineinandergesteckten Rohren von etwa 1,30 m Länge besteht. Mit den beiden vorderen Handgriffen wird über ein Gewinde das Außenrohr gegen die auf das Innenrohr aufgesteckten Gummimuffen gedrückt, die sich axial ausdehnen und das Bohrloch nach außen abdichten. Bei dem Tränkgerät der Bauart „Irmscher" wird die Dichtung selbständig durch ein Gummischlauchstück erreicht, das sich unter Wirkung des Tränkdruckes aufbläht.

Abb. 564. Stoßtränkrohr.

Bohrlochabstand, Lage des Abschlußpfropfens, Wassermenge und Tränkdruck sind durch Versuche zu bestimmen. Sie müssen so gewählt werden, daß die Kohle einerseits so viel Wasser aufnimmt, daß der Staub auf sämtlichen Drucklagen und Schlechten benetzt wird. Dies wird durch das „Schwitzen" des Kohlenstoßes erkennbar. Andererseits darf jedoch keinesfalls Wasser aus dem Stoß vorzeitig austreten und hierdurch die Kohle über das

[1] Fritzsche, C. H.: Kohlenstaubbekämpfung im Abbau. Glückauf 1948 S. 443; — W. Thomae: Das Stoßtränkverfahren; seine betrieblichen und betriebswirtschaftlichen Auswirkungen. Bergbau-Rundschau 1951 S. 107 u. 168.

aufbereitungstechnisch tragbare Maß befeuchtet sowie das Hangende oder Liegende des Flözes durch Wasseraufnahme beeinträchtigt werden. Als Regel gilt ein Bohrlochabstand von 6 m, ein Tränkdruck von 5—10 atü und eine Tränkzeit von 10 min, wobei jedes Loch etwa 100 l Wasser aufnimmt. Wasseraufnahme und Wasserdruck sind durch Kontrollmesser nachzuprüfen. Das Tränkrohr ist nur so weit in das Loch einzuschieben, daß das Wasser gut in das Drucklagennetz der Kohle eindringen kann, aber nicht vorzeitig aus den geöffneten Spalten des vorderen Kohlenstoßes austritt.

Die Kohlenstoßtränkung bewährt sich vornehmlich in den stark von Schlechten und Lagen durchsetzten Fett- und Eßkohlenflözen. Durch die Tränkung wird hier bei erträglicher Kohlenfeuchte nicht nur der Flugstaubgehalt der Wetter bis auf ein Viertel verringert, sondern auch die Kohle etwas gelockert, so daß sie leichter gewinnbar wird.

15. – Die Vernichtung des Bohrstaubes. Da bei der Arbeit mit Bohrhämmern ein großer Teil des Gesteins zu flugfähigem Staub zertrümmert wird, hat man schon sehr frühzeitig versucht, diesen äußerst lungengefährlichen Bohrstaub zu vernichten. Die anfänglich entwickelten Verfahren, die mit Wasserspritzdüsen oder Spülröhrchen arbeiteten, sind heute im wesentlichen aufgegeben zugunsten des Bohrens mit Hohlbohrern, durch die auf nassem oder trockenem Wege der Staub vernichtet wird. Da hierbei der Bohrstaub schnell und wirkungsvoll aus dem Bohrloch entfernt wird, ist die Bohrleistung um etwa 10—20% höher als bei Verwendung von Schlangenbohrern.

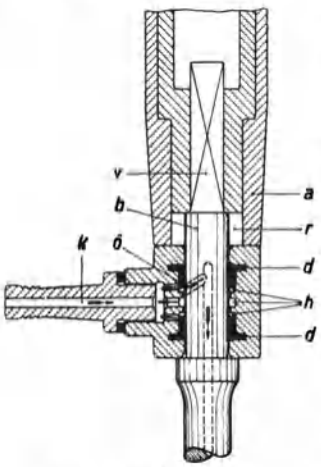


Abb. 565. Spülkopf.

Unter den „nassen" Verfahren hat das *Bohren mit Spülkopf* (Abb. 565) die größte Verbreitung. Dieser wird auf den rundabgedrehten Bohrstangenteil zwischen Stangenbund und Einsteckende aufgeschoben. Unter der Wirkung des Wasserdruckes blähen sich die beiden Gummi-Hohlringe des Spülkopfes auf und dichten den Spülkopf beiderseitig ab. Aus dem Ringraum kann das Wasser durch eine Bohrung in den Hohlkanal der Bohrstange eintreten, durch diesen bis auf die Bohrlochsohle fließen und dort den Staub bei seiner Entstehung binden. Infolge des stetig nachströmenden Wassers fließt der verschlämmte Bohrstaub zwischen Bohrstange und Bohrlochwand aus dem Loch heraus.

Auch die *zentralgespülten* Bohrhämmer arbeiten mit Hohlbohrern. Vorteilhaft ist bei diesen Hämmern, daß das Bohrgezähe einfacher wird und keine Schlagenergie durch den dazwischen geschalteten Spülkopf verlorengeht. So wird z. B. bei dem Wasserspülhammer „Bergmeister" der Demag der Wasserschlauch am Anschluß des hinteren Zylinderdeckels angeschraubt. Das Spülwasser fließt durch das Spülröhrchen in dem durchbohrten Schlagkolben bis zur Hohlbohrstange. Damit jedoch keine Druckluft mit dem Spülwasser zur Bohrlochsohle dringen kann, wo die Luftbläschen eine aus-

reichende Staubbindung beeinträchtigen würden, besitzt der vordere Zylinderdeckel Entlüftungsbohrungen.

Das Bohren mit *glatten Bohrstangen* hat den Vorteil, daß zur Bohrschlammförderung zwangsläufig die Wasserspülung erforderlich ist, also unter keinen Umständen verbotswidrig trocken gebohrt werden kann. In zerklüftetem Gebirge treten jedoch häufig Verluste an Spülwasser auf, der Bohrschlamm wird nicht mehr ausreichend gefördert, und die glatten Bohrstangen bohren sich fest. Dies kann durch den Gebrauch von *Schlangenhohlbohrern* verhütet werden. Damit auch bei diesen nur mit Wasserspülung gearbeitet werden kann, müssen die Schlangenwindungen auf 20 cm Länge hinter den hierbei allein zulässigen Kreuzschneiden glatt abgedreht sein.

Neben dem Naßbohren hat in neuerer Zeit auch das Trockenbohren mit *Absaugung des Bohrstaubes* größere Verbreitung gefunden. Die Verfahren mit Filtergeräten arbeiten ebenfalls mit Hohlbohrstangen; der Staub wird jedoch durch den Hohlkanal des Bohrers hindurch abgesaugt. An Stelle des Spülkopfes stellt hier ein gleich gebauter Saugkopf die Verbindung zwischen Filtergerät und Bohrer her. Abb. 566 zeigt das Absaugegerät „Königsborn", Bauart Schmidt, der Firma Hemscheidt[1]. Durch einen Druckluftinjektor wird die Staubluft in den Filterkessel gesaugt. Im Kesseloberteil hängen 3 Sackfilter aus besonders dichtem Filtertuch; der an der Außenseite des äußeren Sackfilters zurückgehaltene Bohrstaub fällt durch einen Schutztrichter in den Unterkessel, wo er entweder in vorher eingefülltem Wasser eingeschlämmt oder in einem unter den Schutztrichter gebundenen Papierbeutel aufgefangen wird. Mit einem Filtergerät können zwei Bohrhämmer entstaubt werden, der Filterkessel kann den Staub von 8–10 Bohrlöchern aufnehmen. Der eingeschlämmte oder in Papierbeuteln gesammelte Staub läßt sich gefahrlos aus dem Kessel entfernen. Neben dem stehenden Filtergerät werden Filterwagen für starkbelegte Streckenvortriebe und liegende Filtergeräte für die Bohrarbeit in geringmächtigen Flözen gebaut. Das Trockenverfahren hat den Vorteil, daß sämtliche Beeinträchtigungen durch Wasser, wie Quellen der Sohle, Verschlämmen der Löcher, Belästigung der Leute sowie erschwerte Arbeit mit Nässeschutzkleidung wegfallen. Auch wird das Bohrmehl so schnell abgeführt, daß sowohl ein Verklemmen der Bohrer vermieden als auch die Bohrlochsohle stets sauber gehalten wird und so längere Kronenstandzeiten und größere Bohrfortschritte erzielt werden.

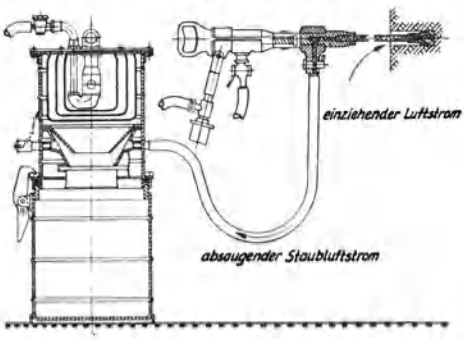


Abb. 566. Trockenabsaugegerät „Königsborn". Bauart Schmidt.

Für das Bohren der ansteigenden Löcher in Blindörtern oder beim Bruchbau dient die einfache Bohrstaubhaube der Firma Löbbert. Die

[1] Pahlke-Chaban: Betriebserfahrungen mit dem Trockenabsaugegerät Königsborn. Glückauf 1953 S. 1081.

Bohrstange ist hierbei in einer Schaumgummidichtung durch das Haubengehäuse geführt. Eine Druckluftstütze drückt die Haube gegen das Hangende, die dort ebenfalls mit Schaumgummi anliegt. Der Staub fällt aus dem Bohrloch, das mit 45—90° ansteigend gebohrt werden kann, durch die Haube in einen Papierbeutel, der nach Füllung im Versatz verpackt wird. Das Gerät erlaubt nicht nur auf eine Strebwasserleitung zu verzichten, sondern schaltet auch die vielen Beeinträchtigungen durch Wasser im Streb aus. Außerdem lassen sich die Bohrlöcher einfacher und gefahrloser ansetzen, da der Bohrer in der Haube sicher geführt wird und keine Bohrsplitter nach außen dringen, die Verletzungen anrichten können. Im Erzbergbau lassen sich mit den Trockenbohrgeräten in einfacher Weise Probenahmen für die Bemusterung der Lagerstätten ziehen[1].

Wichtig ist bei allen Trockenbohrgeräten in Streckenvortrieben, in denen Gestein geladen werden muß, daß, ebenso wie beim Naßbohren, das Haufwerk und die Streckenstöße ausreichend mit einem milden Wasserstrahl bespritzt werden, damit bei der Lade- und Ausbauarbeit kein Staub aufwirbeln kann.

b) Maßnahmen zur Niederschlagung des Flugstaubes.

16. — Wasserbrausen und Wasserdüsen. Je nach ihrem verschiedenen Verwendungszweck werden Wasserbrausen oder Wasserdüsen zum Niederschlagen des Staubes verwendet. Wasserbrausen, aus denen Wasser in großer Menge mit groben Tropfen aber unter geringem Druck austritt, dienen in erster Linie dazu, das Förder- und Versatzgut so anzufeuchten, daß hieraus kein Staub frei wird. Sie werden vorwiegend an den Gewinnungswerkzeugen selbst und an Übergangs- sowie Ladestellen gebraucht. Ein Zusatz von Netzmitteln[2] ist beim Brausewasser zweckmäßig, da dann eine geringere Wassermenge für die Befeuchtung ausreicht.

Im Gegensatz hierzu stehen Wasserdüsen, die Staubkörner aus der Staubluft niederschlagen sollen. Sie werden daher um so besser wirken, je feiner verteilt die Wassertropfen erzeugt werden und mit je größerer Wucht die Tröpfchen die umgebende Lufthülle des Staubkornes durchdringen und sich an dessen Oberfläche anlagern können. Beides wird durch einen hohen Wasserdruck bei entsprechender Formgebung der Düse erreicht. Durch Druckluftzusatz zum Düsenwasser läßt sich ein besonders feiner Wasserschleier erzeugen. Allerdings soll nur so wenig Luft zugesetzt werden, daß das Wasser nicht zu Nebel zerstäubt wird. Denn den Nebelkörnchen fehlt die Wucht, bis zum Staubkorn vorzudringen. Zusatz von Netzmitteln ist bei Wasserdüsen schädlich, da die Mittel stark schäumen und die Luftbläschen eine ausreichende Benetzung des Staubes verhindern.

17. — Die Staubbekämpfung bei der Gewinnungsarbeit. Besonders viel Staub entsteht bei der *Schrämarbeit*, da die Schrämmeißel die Kohlenlagen weitgehend zerreißen und das Schrämklein kräftig in den Wetterstrom auswerfen. Um die mit dem Schrämklein auftretende Staubwolke zu bekämpfen, hat sich eine Anordnung von 3 Wasserbrausen am Schrämarm als

[1] Fritzsche, H.: Die Bemusterung der Blei-Zinkerzlagerstätte Maubacher-Bleiberg durch übertägige und untertägige Bohrungen. Erzmetall 1953.

[2] Landwehr-Kortschik: Der Wert von Netzmitteln bei der Staubbekämpfung im Bergbau. Glückauf 1950 S. 1239.

besonders wirksam erwiesen (Abb. 567). Das Wasser wird durch eine Strebwasserleitung zugeführt, die in gleicher Höhe wie die Luftleitung Schlauchanschlüsse besitzt, so daß Wasser- und Luftanschluß gleichzeitig umgeschlagen werden können. Bei einem Wasserverbrauch von 3 l je Minute und Brause läßt sich mehr als 70% des auftretenden Staubes niederschlagen. Auch die im Ausland weitverbreiteten Schrämkleinräumer tragen wirksam zur Staubminderung bei.

Auch *Abbauhämmer* lassen sich mit Vorrichtungen zur Bekämpfung des Staubes versehen. Abb. 68 zeigt den „nassen" Abbauhammer der Firma Hauhinco, der erst dann Druckluft erhält, wenn der Wasserdruck ein Ventil öffnet. Das Wasser spritzt mit 0,9 l/min aus einem Ringraum rings um das Spitzeisen. Obgleich mit den nassen Abbauhämmern die Staubkonzentra-

Abb. 567. „Nasse" Schrämmaschine.

tionen wesentlich verringert werden konnten, erwies sich das höhere Hammergewicht, die erhebliche Verschmutzungsgefahr und der notwendige Doppelschlauch des Hammers als hinderlich. Dagegen hat sich der nasse Abbauhammer für das Nachreißen von Strecken und für das Zerkleinern von großen Stein- oder Erzstücken bewährt, sofern genügend reines Betriebswasser zur Verfügung steht.

18. — Die Staubbekämpfung bei der Versatzarbeit. Bei allen Vollversatzverfahren ist es wichtig, daß die Versatzberge vor ihrem Gebrauch ausreichend befeuchtet sind. Hierzu sollen sämtliche Bergewagen vor dem Kippen kräftig mit Wasser überbraust werden.

Bei *Blasversatz* vermag der starke Blasluftstrahl viel Staub an den schon angetrockneten Bergewänden des vorigen Versatzfeldes aufzuwirbeln. Es ist daher zweckmäßig, die Versatzwände durch Besprühen mit Wasserdüsen feucht zu halten. Auch sollte das neue Versatzfeld etwa 40 m im Einfallen mit Papier-Drahtgewebe dicht verschlagen werden, damit der aufgewirbelte Staub sich in diesem Versatzfeld ablagern kann[1].

[1] Landwehr: Richtlinien für eine wirksame Staubbekämpfung im Bergbau. Bergbau-Rundschau 1953 S. 125 u. 188.

Das Hereinbrechen der Hangendschichten beim *Bruchbau* kann ebenfalls zu einer hohen Gesteinstaubkonzentration der Wetter führen. Verschiedentlich wurde schon allein aus diesem Grunde von der verstärkten Anwendung des Bruchbaues abgeraten. Dieser Staub, der sich beim Fallen des Bruches entwickelt, kann durch Düsen bekämpft werden, die vom Kohlenstoß aus fächerförmig das Bruchfeld besprühen. Das Verfahren erfordert zu seiner vollen Wirksamkeit ein bruchfreudiges Hangendes; die Niederschlagung ist um so besser, je geringer die Flözmächtigkeit ist. In günstigen Fällen werden bis zu 80% des Staubes niedergeschlagen. Allerdings können sich starke betriebliche Belästigungen durch das Wasser im Streb ergeben.

In den *Bergebrechanlagen* ist sowohl auf eine Entstaubung der Brecher durch Düsen oder Trockenstaubfilter als auch auf die Befeuchtung der Berge vor und nach dem Brechen mit Wasserbrausen zu achten. Da bei den hohen durchgesetzten Bergemengen immer noch Reststaub in den Bergen verbleibt, sollten die Abwetter von Bergebrechanlagen so abgeführt werden, daß sie keinen belegten Betrieb mehr berühren.

19. — Die Niederschlagung des Staubes bei der Schießarbeit. Da die Schießschwaden schon an sich die Lungenwege reizen, wirkt ihr hoher Staubgehalt besonders stark schädigend. Zur Bekämpfung des Staubes wurde das *Nebelschießen*[1] entwickelt. Bei saugender Bewetterung hängt eine Düsengruppe mit 4 Düsen vor Ort, die den gesamten Streckenquerschnitt aussprühen. Weitere 2 Düsengruppen liegen in der Luttenleitung. Bei blasender Bewetterung hängen 3 Düsengruppen je 10 m entfernt in der Strecke. Es hat sich als zweckmäßig erwiesen, daß die beiden ersten Düsengruppen mit starkem Luftzusatz die Nebelwand herstellen, die die Schießschwaden langsam durchziehen müssen. Die dritte Düsengruppe soll dagegen mit starkem Wasserdruck und geringem Luftzusatz einen scharfen Wasserstrahl erzeugen, der die Wetter von restlichem Staub und Nebel freiwäscht.

Die Nebeldüsen werden kurz vor dem Schießen angestellt und vermögen das Ort in kurzer Zeit von Schießschwaden reinzuwaschen, so daß die Arbeitsstelle bald wieder befahren werden kann. Allerdings werden für eine Staubniederschlagung mit 90% Wirkungsgrad etwa 2 m^3 Wasser je Abschlag benötigt, was oftmals bei schiefrigem Gebirge zum Quellen führt. Eine gewisse Wasserersparnis kann durch den Einbau von Raschig-Ringen um die Düsengruppen der saugenden Lutte erreicht werden.

Dort, wo ungünstige klimatische Bedingungen beim Streckenvortrieb herrschen, werden diese durch eine umfangreiche Wasseranwendung noch verschlechtert. Es sind deshalb in neuester Zeit mit großem Erfolg Trockenfilter, die mit Wollfiltertuchen arbeiten, in die saugende Lutte eingeschaltet worden. Der Staub kann im Filterkasten aus den Wolltüchern ausgerüttelt werden. Er fällt in den Geräteunterteil und wird dort mit Wasser verschlämmt. Der Schlamm wird mit einem Druckluftinjektor abgesaugt.

20. — Sonstige Maßnahmen zur Staubniederschlagung. In den Abbaubetrieben steiler Flöze läßt sich, falls Stoßtränkung nicht angewandt wird, der beim Gewinnen und Abfördern der Kohle entstehende Flugstaub

[1] LANDWEHR: Richtlinien für eine wirksame Staubbekämpfung im Bergbau. Bergbau-Rundschau 1953 S. 125 u. 188.

nur schlecht im Abbau selbst bekämpfen. Die aus diesen Betrieben abziehenden Staubmengen werden daher meist durch Wasserdüsen in der Kopfstrecke niedergeschlagen.

Der an Förderknickpunkten aufsteigende Flugstaub wird zweckmäßig von Kegeldüsen niedergeschlagen. Eine Absaugung des Staubes an Lade- und Übergabestellen macht vielfach wegen der großen abzusaugenden Luftmengen Schwierigkeiten. Ein Aufwirbeln von Staub aus mit Kohle gefüllten Förderwagen wird durch Überbrausen mit Wasser vermieden.

Eine starke Staubentwicklung im Füllort ist insbesondere bei der Gefäßförderung zu beachten. Durch Bürstendichtungen an den Übergabestellen, Niederschlagsdüsen und Absaugen aus den Fülltaschen und dem Gefäß läßt sich der Flugstaub jedoch wirksam bekämpfen[1] (s. a. S. 468 Ziff. 234).

c) Maßnahmen zum Schutz der Lungen gegen Staub.

21. — Staubmasken, Schlauchatmungsgeräte, Staubflockung. Die einfachste Art des Schutzes vor Flugstaub wird erreicht, wenn demjenigen, der in Staubluft tätig ist, ein Gerät gegeben wird, das ihn vor der Einatmung von Staub schützt. Leider ist der Schutz in der Regel nur unvollkommen, da nicht zwangsläufig sichergestellt werden kann, daß die Schutzgeräte während der gesamten Arbeitszeit getragen werden. Denn jedes Filtergerät hat einen gewissen Atemwiderstand, der während der Benutzungszeit ansteigt. Außerdem belästigt die Wärmestauung und Schweißabsonderung in der Atemmaske den Arbeiter. So wird bei schwerer Arbeit oft die Maske abgesetzt oder von Leuten, die in verhältnismäßig wenig staubigen Betrieben arbeiten, gar nicht erst getragen. Daher sind Staubmasken als alleiniges Schutzmittel gegen Gesteinstaub ungenügend und sollten nach Möglichkeit durch tatsächliche Staubbekämpfungsmaßnahmen ergänzt werden. Aber auch bei Kohlenstaub sind Staubmasken nur als zusätzliches Schutzmittel geeignet. Zumindest sollten hier keine Staubschwämme oder Grobstaubmasken getragen werden, sondern nur Feinstaubmasken mit einem Filterwirkungsgrad von mehr als 93%.

In diesen Masken streicht die Luft durch einen Kolloidfilter aus besonders gefertigtem Filterpapier, das, um eine große Oberfläche mit geringem Atemwiderstand zu erhalten, als Balgen- oder Ringfaltenfilter im Filtereinsatz liegt. Der Atemwiderstand von Feinfiltern liegt bei 15 kg/m², steigt jedoch bei Gebrauch an. Zum Austritt der Atemluft aus dem Maskenkörper dient ein besonderes Glimmerventil.

Die Nachteile der Filtermasken, die in der Zunahme des Filterwiderstandes sowie in der Wärmestauung vor dem Gesicht bestehen, hat man in neuerer Zeit, durch die Ausgabe von Schlauchatmungsgeräten für besonders staubige Betriebe zu verhindern gesucht[2]. Bei diesen wird der Atemmaske durch einen Faltenschlauch, der am Leibgurt des Arbeiters endet, etwa 85 l Luft je Minute zugeführt, die durch einen Gasschlauch über ein Reduzierventil aus dem Druckluftnetz entnommen wird. Öl und Verunreinigungen der Druckluft werden durch Filter zurückgehalten. Der Atemwiderstand ist bedeutend geringer und die zugeführte Luft so kühl, daß die Geräte trotz ihres höheren Gewichtes von den Arbeitern lieber als die Staubmasken getragen werden.

Neuerdings ist versucht worden, durch feinstes Versprühen von Kochsalzlösungen in die Staubluft eine Ballung der Staubkörner[3] zu Komplexen über 10 μ Korngröße zu erzielen, die nicht mehr in die Alveolen der Lungen eindringen

[1] KLAGES: Verhütung von Staubentwicklung in den Füllortanlagen von Gefäßfördereinrichtungen. Glückauf 1949 S. 234.

[2] MUELLER: Schlauchatmungsgeräte mit Druckluftzufuhr gegen Staublungenerkrankungen unter Tage. Glückauf 1953 S. 317.

[3] AVY: Über die Niederschlagung von Aerosolen durch Versprühen von Flüssigkeiten. Staub 1952 S. 147.

können. Dieses Mittel würde die Filterung der Staubluft gleichsam in die Atemwege des Menschen verlegen, aus denen die groben Staubkörner schnell wieder ausgeschieden werden. Zur wirksamen Staubballung muß jedoch das Flockungsmittel in so erheblicher Konzentration versprüht werden, daß im Bergbau nur schwer eine ausreichende Wirkung zu erzielen ist.

E. Die Bekämpfung der Gefahr abgelagerten Kohlenstaubes.

22. — Einleitende Bemerkungen. Zur Bekämpfung der Explosionsgefährlichkeit von Kohlenstaubablagerungen wurden diese früher berieselt. Dieses Verfahren wurde nach dem ersten Weltkrieg gemäß den Untersuchungen von BEYLING[1] durch das Gesteinstaubverfahren abgelöst, das ab 1926 für alle Flöze mit mehr als 14% flüchtiger Bestandteile, auf Reinkohle bezogen, vorgeschrieben wurde. Innerhalb der Gesteinstaubverfahren läßt sich die Staubstreuung und die Anwendung von Gesteinstaubsperren unterscheiden. Während letztere entstandene Explosionen aufhalten und begrenzen sollen, zielt die Streuung darauf hin, die Entstehung von Explosionen zu verhüten und eine angelaufene Explosion nicht zur vollen Wirkung kommen zu lassen.

In neuerer Zeit erwächst dem Gesteinstaubverfahren ein ernsthafter Wettbewerber durch die Salzverfahren.

23. — Die sichernde Wirkung des Gesteinstaubes und die an seine Beschaffenheit zu stellenden Anforderungen. Wenn der aus nicht brennbaren Teilchen bestehende Gesteinstaub von einem Luftstrom erfaßt und in eine Flamme getragen wird, so wird er selbst erhitzt. Dabei entzieht er der Flamme Wärme und wirkt somit abkühlend und löschend. Diese Wirkung ist um so kräftiger, je größer die Menge des in die Flamme gelangenden Gesteinstaubes ist. In erster Linie eignet sich der Gesteinstaub als Schutzmittel gegen Kohlenstaubexplosionen, die ohne Aufwirbelung des Kohlenstaubes durch einen kräftigen Luftstoß nicht denkbar sind. Der die Gefahr herbeiführende Luftstoß löst bei Vorhandensein des Gesteinstaubes zugleich das Schutzmittel aus. Außerdem schlägt der Gesteinstaub, wo er in größerer Menge hochgewirbelt wird, den Kohlenstaub nieder. Bei Schlagwettern kann Gesteinstaub jedoch nur wirken, wenn die Schlagwetterexplosion mit einem genügend starken Luftstoß verbunden ist.

Als Gesteinstaub im Sinne der bergpolizeilichen Verordnungen wird Staub angesehen, wenn mindestens 50 Gewichtsprozente des Gesteinstaubes durch das Sieb 0,075 DIN 1171 und das verbleibende Überkorn zu 100 Gewichtsprozenten durch das Sieb 0,5 DIN 1171 gehen. Ferner darf er nicht mehr als 15 Gewichtsprozente brennbare Bestandteile enthalten, darf in der Grube kein Wasser aufnehmen und muß als unschädlich für die Gesundheit der Bergleute zugelassen sein. Hierzu darf der Staub im Korn $< 20\,\mu$ max. 10 Gewichtsprozente Kieselsäure enthalten. Diesen Anforderungen genügt allein Kalksteinstaub, der durch Vermahlen von Kalkstein hergestellt wird.

[1] BEYLING: Versuch mit Gesteinstaub zur Bekämpfung von Schlagwetterexplosionen. Glückauf 1919 S. 373.

24. — Die Streuung. Die Streuung muß in sämtlichen zur Förderung oder Wetterführung dienenden Grubenbauen erfolgen, mit Ausnahme der Abbaubetriebe und der in Auffahrung befindlichen Auf- und Abhauen, deren durchgreifende Bestaubung unmöglich ist. Alle diese Betriebe müssen so stark und so oft eingestaubt werden, daß auf dem ganzen Umfang der eingestaubten Grubenbaue das abgelagerte Staubgemenge niemals mehr als 50 Gewichtsprozente brennbarer Bestandteile enthält.

In der Regel wird der Staub von Hand gestreut, was möglichst in der schwächst belegten Schicht geschehen soll. Nicht belegte Betriebe dürfen auch maschinell mit Druckluftgeräten eingestaubt werden. In Ortsbetrieben muß der Ortsälteste nötigenfalls mehrmals in der Schicht einstauben. Neue Erkenntnisse[1] haben jedoch gezeigt, daß nur eine innige Mischung von Kohlen- und Gesteinstaub mit einem Gehalt von 50% unbrennbarer Bestand teile nicht mehr explosionsgefährdet ist, daß aber die Explosionsgefährdung bei Kohlen- und Gesteinstaub in Wechselschichtung selbst dann bestehen bleibt, wenn mehr als 50% Gesteinstaub über Kohlenstaub gestreut ist. Schwache Explosionsstöße vermögen nämlich den Kohlenstaub soweit abzuheben, daß die Explosionsflamme durchschlägt und von dem unvollkommen aufgewirbelten Gesteinstaub nicht mehr gelöscht, sondern nur mehr geschwächt werden kann. Da sich aber hinter Abbaubetrieben in Fettkohlenflözen in den ersten Metern der Kopfstrecken soviel Staub ablagert, daß schon nach Verlauf einer Arbeitsschicht die Staubmenge für eine Kohlenstaubexplosion ausreicht[2], erscheint es fraglich, ob mit der heutigen Art der Gesteinstaubstreuung dort noch eine Schutzwirkung erzielt wird. Unter Umständen ist das Staubstreuen bis zur Sperrenzone sogar schädlich, da der Streustaub eine anlaufende Explosion soweit abschwächen kann, daß die Sperre nicht mehr ausgelöst wird.

25. — Die Gesteinstaubsperren. Weit höherer Wert wird heute örtlichen Anhäufungen von Gesteinstaub auf Bühnen der Gesteinstaubsperren zuerkannt. Die Wirkung der Sperren beruht darauf, daß der Explosionsstoß die Staubbühne von ihrer Auflage abwirft, der auffliegende Gesteinstaub sich im Streckenquerschnitt verteilt und die der Explosionswelle nachfolgende Flamme löscht. Das Abriegeln der Grubenbaue geschieht durch Haupt- und Nebensperren.

Hauptsperren, denen je Quadratmeter Streckenquerschnitt 400 kg Gesteinstaub auflagern muß, sind vorgeschrieben für die Abriegelung der Wetterabteilungen im ein- und ausziehenden Wetterstrom, für die Trennung der Aus- und Vorrichtungsbetriebe gegen die übrigen Grubenbaue und für die gegenseitige Absperrung der Bauflügel einer Wetterabteilung in den Abbaustrecken (s. die farbige Tafel am Schluß dieses Bandes). Durch *Nebensperren* für die 100 kg Gesteinstaub je Quadratmeter Streckenquerschnitt gefordert sind, müssen die Abbaubetriebe eines Bauflügels gegeneinander abgeriegelt werden, wenn sie mehr als 30 m abgesetzt sind.

---

[1] Schultze-Rhonhof: Neuere Erkenntnisse über die Wirksamkeit des Gesteinstaubverfahrens. Glückauf 1951 S. 1133.

[2] Koepe, F.: Fragen der Bildung und Verbreitung des Kohlenstaubes im Bergbau unter Tage. Glückauf 1952 S. 908.

Die Wirksamkeit einer Gesteinstaubsperre hängt wesentlich davon ab, daß die volle Explosionswelle die Sperrenanlage trifft. Hierzu muß die Anlaufstrecke vom etwaigen Explosionsherd bis zur Sperrenzone möglichst geradlinig in einer Länge von 75 m verlaufen. Daher dürfen Sperren nicht in Streckenkreuzungen und Streckenkurven angebracht sein. Die einzelnen Bühnen der Sperre müssen im freien Streckenquerschnitt, und zwar im oberen Drittel der Strecke liegen, wobei die Bühne quer zur Streckenachse die größte Abmessung haben muß. Damit die Bühnenbretter richtig fallen, soll der senkrechte Mindestabstand des Staubhaufens vom Ausbau oder von Rohren 15 cm betragen; die Bühnenbretter sollen selbst nur bis zu 20 cm an den Ausbau heranreichen. Die Bühnen müssen in waagerechter Lage lose auf Konsolen aufliegen; ein Vernageln der Bühnenbretter ist ebenso wie eine pendelnde oder rollende Verlagerung unzulässig. Innerhalb der Sperrenzone

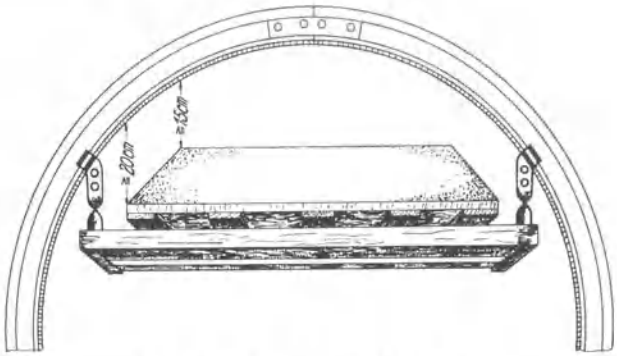


Abb. 568. Dortmunder Gesteinstaubbühne.

müssen alle Bühnen im gegenseitigen Mindestabstand von 1,5 m liegen, wobei jedoch ein Höchstabstand von 10 m nicht überschritten werden darf. Die Bühnen dürfen nicht breiter als 70 cm sein. Die Spannweite der Bühne quer zur Streckenachse soll zwei Drittel der Sohlenbreite betragen, jedoch 2,50 m nicht überschreiten, damit die Bühnenbretter nicht durchhängen. Daher erfordern breite Strecken zwei Bühnen nebeneinander, die, versetzt angeordnet, sich in Streckenmitte überdecken müssen. Auch dort, wo Lutten oder Rohrleitungen die Streckenquerschnitte wesentlich einengen, sind Seitenbühnen unter diesen Einbauten anzubringen.

Als Bühnenform haben sich die Einbrettbühne und die Dortmunder Bühne bewährt[1]. Die *Einbrettbühne* spricht besonders leicht auf die Explosionswelle an. Sie besteht aus einem Brett bis 34 cm Breite. Das Brett liegt auf zwei Tragbalken, die lose auf Konsolen oder Tragbügeln ruhen, welche fest am Streckenstoß verlagert sind. Die Gesteinstaubauflage von Einbrettbühnen darf höchstens 100 kg betragen. Nebensperren müssen ausschließlich aus Einbrettbühnen gebaut sein.

Da die für eine Hauptsperre erforderlichen Gesteinstaubmengen bei Einbrettbühnen allzulange Sperren ergeben, werden Hauptsperren vornehm-

[1] Richtlinien des Oberbergamtes Dortmund für den Bau von Gesteinstaubsperren vom 1. Juli 1953.

lich aus Dortmunder Bühnen mit einer Höchstauflagerungsmenge bis zu 300 kg gebaut, wobei aber die zwei oder drei letzten Bühnen jeder Sperrenseite Einbrettbühnen sein sollen. Die *Dortmunder Bühne* (Abb. 568) besteht aus mehreren lose zusammengelegten Bühnenbrettern. Sie darf höchstens — in Richtung der Streckenachse gemessen — 60—70 cm breit sein. Die Bühnenbretter lagern lose auf Tragbrettern; diese werden wiederum von 2 Tragbalken getragen, die höchstens 40 cm auseinander liegen dürfen. Die Tragbalken ruhen lose auf Holmen, die entweder auf Tragbügeln oder auf Konsolen verlagert sind. Die Länge der Holme darf nicht größer als der Abstand der Tragbalken-Außenkanten sein. Während in Hauptstrecken in der Regel die Dortmunder Bühnen mit der höchsten Lagermenge von 300 kg Gesteinstaub belegt sein müssen, soll den Dortmunder Bühnen in Abbaustrecken nicht mehr als 150 kg Staub auflagern. Abb. 569 zeigt als Beispiel eine Hauptsperre für einen Querschlag von 10 m² Querschnitt, die aus 12 Dortmunder Bühnen mit je 300 kg und 6 Einbrettbühnen mit je 100 kg Gesteinstaub besteht. Die Länge der Sperre beträgt 40 m.

Abb. 569. Hauptsperre in einer Gesteinsstrecke.

In Österreich haben sich *Wassertrogsperren* sehr bewährt. Bei ihnen treten an die Stelle der Staubbühnen hölzerne Wassertröge, die vom Luftstoß der Explosion abgeworfen und zertrümmert werden, wobei der Wasserinhalt die Explosionsflamme noch schneller ablöscht, als es der Staub von Gesteinstaubbühnen vermag.

26. — Die Salzverfahren. Das Salzverfahren strebt an, den abgelagerten Kohlenstaub so flugunfähig zu machen, daß er an der Explosion nicht teilnehmen kann. Es müssen grundsätzlich zwei verschiedene Verfahren unterschieden werden, das Steinsalz- und das Chlorkalziumverfahren.

Die Wirkung des *Steinsalzverfahrens*[1] beruht darauf, daß das Staubkorn von dem auskristallisierenden Steinsalz allseitig umschlossen wird. Die Streckensohle wird hierzu mit einer 2—4 cm dicken Schicht Steinsalz bis zu 2 mm Korngröße bestreut, wofür etwa 25 kg Salz je Quadratmeter Streckensohle erforderlich sind. Auf Streckensohle und Streckenfirste wird mit der Zweikammermaschine von Torkret eine Paste aus Pudersalz, dessen Korngröße bis zu 50% unter 0,5 mm liegen muß, gespritzt. Zu der erforderlichen Schichtdicke von 4—5 mm sind etwa 5—7 kg Pudersalz je Quadratmeter nötig. Eine Maschinenkolonne kann 200—300 m² Streckenfläche je Schicht bespritzen.

[1] Spiess: Die Staubbekämpfung durch das Salzverfahren. Glückauf 1951 S. 248.

Damit sich Salzkristalle bilden und diese die Staubkörner umschließen können, muß die eingesalzene Strecke in Zeiträumen von 2—3 Tagen durch Luft-Wasserdüsen befeuchtet werden, wozu etwa 1—2 l Wasser je m Strecke gebraucht werden. Hierbei entsteht eine Sole, aus der sich nach Verdunstung des Wassers die Salzkristalle bilden. Unter der Wirkung osmotischer und kapillarer Kräfte dringen die Salzkristalle in der verdunstenden Lösung bis zur jeweiligen Oberfläche der Staub-Salzschicht, wodurch die Salzstreuung jahrelang wirksam bleibt. Damit jedoch die Sole verdunsten kann, muß die relative Feuchte der Wetter in der behandelten Strecke unter 75% liegen; das Verfahren bleibt also auf Strecken mit verhältnismäßig trockenen Wettern beschränkt. Andererseits darf die relative Feuchtigkeit nicht unter 55% liegen, weil sonst die Salzoberfläche durch Besprühen so häufig wieder aufgelöst werden muß, daß das Verfahren technisch und wirtschaftlich undurchführbar wird.

Dagegen liegt das Anwendungsgebiet des Verfahrens, das mit hygroskopischen Salzen, vor allem *Kalziumchlorid* arbeitet, gerade in feuchten Strecken[1]. Hier kann das Salz Feuchtigkeit aus dem Wetterstrom aufnehmen und den Staub, der sich auf der Salzschicht ablagert, anfeuchten und flugunfähig machen. Die Hygroskopizität des Chlorkalziums reicht jedoch nur dann aus, wenn dem Salz erstmalig ein Netzmittel beigefügt wurde, das dafür sorgt, daß die in der Lauge enthaltene Flüssigkeit den Kohlenstaub auch wirklich benetzt.

Bei diesem Verfahren wird die Streckensohle mit einer Schicht von Chlorkalziumschuppen bestreut, wozu etwa 4 kg je Quadratmeter benötigt werden. Auf Streckenstöße und Firste wird mit einer Spritzdüse eine haftende Paste aus Chlorkalzium und Netzmittel von mindestens 5 mm Stärke aufgebracht, wobei rd. 5 kg Paste je Quadratmeter benötigt werden. Da die hygroskopischen Salze Feuchtigkeit aus der Luft aufnehmen, ist es in der Regel nicht nötig, die eingesalzenen Strecken zu bespritzen. Nach etwa 2—4 Monaten wird aber kaum noch Staub auf der Oberfläche des Salzes gebunden, so daß erneut Chlorkalziumlösung oder Paste aufgespritzt werden muß, um das Verfahren wieder wirksam werden zu lassen.

Bei dem Einsalzen von Streckensohle und -stößen wird die Gesteinstaubstreuung entbehrlich, die das Salz vorzeitig verkleben würde. Auch hemmt, nach Versuchen auf der Versuchsgrube[2], das Salzverfahren weit mehr eine Explosion als die Gesteinstaubstreuung. Hierbei spielt auch die Verdampfung der in der Paste enthaltenen Wassermenge eine Rolle.

Als weiterer Vorteil tritt hinzu, daß der Staub während der Fahrung in der Strecke nicht immer wieder aufwirbelt und dadurch die anfahrende Belegschaft belästigt und gefährdet. Außerdem wirkt die Salzlösung stark feuerhemmend für den hölzernen Grubenausbau. Schließlich wird die Oxydation des Kohlenstaubes verhindert und dadurch die Temperatur und der CO_2-Gehalt der Wetter herabgesetzt.

[1] Striebeck: Staubbekämpfungsversuche unter Tage auf hygroskopischer Grundlage; Schlägel und Eisen 1953 S. 19 u. 73; — ferner Schultze-Rhonhof: Glückauf 1954 S. 345.

[2] Schultze-Rhonhof: Versuche auf der Versuchsgrube über die Wirksamkeit des Einsalzverfahrens der Zeche Beekerwerth als Explosionsschutzmittel. Glückauf 1952 S. 998.

27. — Die Überwachung der Belegschaft. Die technischen Maßnahmen zur Staubvernichtung bezwecken, die Betriebe so zu gestalten, daß Staublungenerkrankungen nach Möglichkeit nicht mehr auftreten können. Daneben bleibt es jedoch wichtig, die Belegschaft ärztlich zu überwachen. So können sowohl ungeeignete Leute dem Bergbau ferngehalten werden als auch Staublungenschäden so rechtzeitig erkannt werden, daß in den Betrieben verstärkte Maßnahmen zur Bekämpfung des Staubes eingeleitet und vor allen Dingen die schon Betroffenen aus den gefährdenden Betrieben herausgenommen oder medizinische Maßnahmen zur Besserung der Silikose ergriffen werden können. Zu dem ersteren Zweck dient die Anlege- und Tauglichkeitsuntersuchung. Zur ständigen Überprüfung der Belegschaft sind Nachuntersuchungen in Abständen von 3 Jahren bergbehördlich vorgeschrieben. Über den Gesundheitszustand jedes Belegschaftsmitgliedes sind Karteiblätter zu führen, in die die Untersuchungsbefunde einzutragen sind. Auf Grund vorhandener Staubschäden angeordnete Beschränkungen des Arbeitsplatzes sind in die Schichtenzettel einzutragen, damit die Ausführung der Maßnahmen überprüft werden kann.

Sechster Abschnitt.

Das Geleucht des Bergmannes.

1. — Allgemeines[1]. Mit der Verbesserung der Beleuchtung unter Tage, wie sie durch die Einführung der elektrischen und der Azetylenlampen sowie insbesondere der ortsfesten elektrischen Beleuchtung erzielt wurde, hat die Erkenntnis der Bedeutung des Lichts für den Bergbau ständig zugenommen. Durch gute, d. h. genügend starke und zugleich blendungsfreie Beleuchtung wird die bergmännische Berufskrankheit des Augenzitterns (Nystagmus) sehr verringert oder ganz vermieden. Auch gewährt helles blendungsfreies Licht eine erhöhte Sicherheit gegen Stein- und Kohlenfall. Es steigert zudem unmittelbar die Arbeitsleistung, da der Mann seine Verrichtungen zielsicher und ohne Zaudern durchführen kann. Vielfach wird auch eine Verbesserung des Arbeitserzeugnisses, z. B. durch besseres Aushalten der Berge aus den Kohlen, die Folge sein. Im allgemeinen verscheucht reichliches Licht die Ermüdung, regt den Menschen geistig an und beeinflußt ihn seelisch günstig.

Die Beleuchtungstechnik hat eine Reihe von Begriffen geschaffen, mit denen die Lichtquelle und ihre Wirkung gekennzeichnet werden. Die wichtigsten dieser Begriffe sind: *Lichtstärke*, *Lichtstrom*, *Beleuchtungsstärke* und *Leuchtdichte*.

Denkt man sich die Strahlung im Mittelpunkt der Lichtquelle vereinigt, so erfolgt diese in einer bestimmten Richtung auf ein bestimmtes Flächenelement innerhalb eines Raumwinkels, dessen Spitze im Mittelpunkt der Lichtquelle liegt und dessen Grundfläche das Flächenelement bildet. Die in dieser bestimmten Richtung gegebene räumliche Lichtstromdichte wird Lichtstärke genannt. Sie wird neuerdings in Candela (cd) gemessen: 1 cd ist $^1/_{60}$ der Lichtstärke, die 1 cm^2 Oberfläche eines schwarzen Körpers bei der Temperatur erstarrenden Platins senkrecht zur Oberfläche ausstrahlt. Der früher als Lichtstärkennormale benutzten Hefner-Kerze (HK) entsprechen 0,855 cd.

Der Lichtstrom wird entweder in den gesamten Raum (bei einer leuchtenden Kugel) oder in einen Raumteil (bei einem Scheinwerfer) ausgestrahlt. Er stellt die in Lumen gemessene Leistung der Lichtquelle dar. 1 Lumen (Lm) ist dann vorhanden, wenn eine Lichtquelle die Lichtstärke 1 cd gleichmäßig in die Einheit des Raumwinkels strahlt. Die Angabe der Stärke des Lichtstroms ist heute allgemein üblich. Für Grubenlampen kann sie mit einem von HIEPE angegebenen Lichtmesser (Abb. 570) auf einfache Weise gemessen werden.

[1] WEIGEL, R. G.: Grundzüge der Lichttechnik. Essen: Girardet 1952. — H. SCHOBER: Das Sehen. II. Bd. Fachbuchverlag Leipzig 1954. — Handbuch der Lichttechnik. Berlin: Springer 1938. — HIEPE: Aus der neuesten Entwicklung der Beleuchtung unter Tage im Ruhrkohlenbergbau. Bergbau 1938 S. 229. — NEHRING: Die Beleuchtung in schlagwettergefährdeten Steinkohlengruben. Glückauf 1938 S. 284.

Trifft der Lichtstrom auf eine Fläche auf, so wird diese beleuchtet. Die Dichte des Lichtstroms auf dieser Fläche ist die Beleuchtungsstärke. Sie wird in Lux gemessen. 1 Lux ist vorhanden, wenn 1 Lumen auf 1 cm² Fläche fällt. Die Beleuchtungsstärke ist proportional der Lichtstärke und umgekehrt proportional dem Quadrat der Entfernung. Die Beleuchtungsstärke des hellen Sonnenlichts ist etwa 80000 Lux, die des Mondes 0,2 Lux, einer $^1/_2$ m vom Kohlenstoß aufgehängten Benzinwetterlampe weniger als 0,1—0,6 Lux[1] und einer Akkumulatorlampe 0,2—1 Lux. HIEPE hat nachgewiesen, daß zu einer schnellen Unterscheidung von Kohlen und Bergen am Kohlenstoß rund 20 Lux gefordert werden müssen. Aus diesen Vergleichen erhellt die vielfach noch sehr mangelhafte Beleuchtung unter Tage.

Von einer Lichtquelle ausgestrahltes Licht wird erst erkennbar, wenn sich im Bereich einer Lichtstrahlung ein Körper befindet, der das Licht zerstreut, reflektiert oder durchläßt. Der Körper hat daher eine bestimmte Leuchtdichte, die von der Beleuchtungsstärke auf seiner Oberfläche und seiner Reflektion abhängt. Als Einheit der Leuchtdichte ist 1 Stilb eingeführt, die dann vorhanden ist, wenn 1 cd von einer ebenen Fläche von 1 cm² in senkrechter Richtung abgestrahlt wird.

Das menschliche Auge wird durch Licht mit einer Leuchtdichte von mehr als 0,4 Stilb (0,4 cd/cm²) geblendet. Es paßt sich wechselnden Beleuchtungsstärken nur langsam an. Um den Bergleuten daher bei der Einfahrt den Übergang vom hellen Tageslicht zum Dunkel der Grube zu erleichtern, ist es zweckmäßig, das Füllort mit stärkerer und die anschließenden Einfahrwege mit allmählich abnehmender Beleuchtung auszustatten.

Das Licht wird von hellen, glatten Wandungen stark zurückgeworfen, während es von mattschwarzen Flächen nahezu vollständig verschluckt wird. Durch Weißen der Wandungen kann man in ungenügend beleuchteten Räumen die Lichtwirkung verstärken.

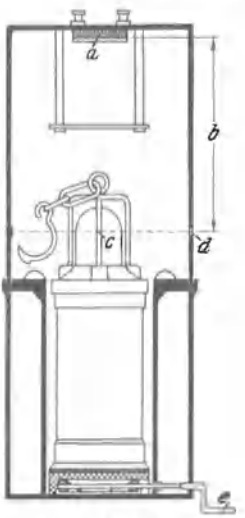


Abb. 570. Lichtmesser für Grubenlampen nach HIEPE. *a* Sperrschichtzelle; — *c* Brennpunkt der Leuchte; — *d* Schauloch zur Überwachung der Einstellung der Lampe mittels der Kurbel *e*.

Man unterscheidet beim bergmännischen Geleucht das tragbare Geleucht für Einzelplatzbeleuchtung und die ortsfeste Beleuchtung für Einzelplatz- und für Allgemeinbeleuchtung. Die tragbaren Lampen gliedern sich in Flammenlampen und elektrische Lampen. Die ersteren unterscheiden sich weiter nach dem Brennstoff (Azetylen, Benzin) und nach der Ausführung als offene oder geschlossene Wetterlampen. Die tragbaren elektrischen Lampen sind stets Akkumulatorlampen und unterscheiden sich hauptsächlich durch die Art der benutzten Akkumulatoren. Die ortsfesten Lampen werden entweder durch einen kleinen, mittels einer Druckluftturbine angetriebenen Stromerzeuger gespeist, an einen Druckluftgenerator oder an ein Starkstromnetz angeschlossen.

A. Das tragbare Geleucht.

a) Offene Lampen.

2. — Azetylenlampen. Bei den Azetylenlampen, die sich auf schlagwetterfreien Gruben fast allgemein eingebürgert haben, wird das Azetylen in der Lampe selbst erzeugt.

[1] GAERTNER u. L. SCHNEIDER: Die Beleuchtung als Mittel zur Rationalisierung im Steinkohlenbergbau. Elektrizität im Bergbau 1929 S. 221.

Azetylen (C_2H_2) ist ein aus der Einwirkung von Wasser auf Kalziumkarbid (CaC_2) unter Wärmeentwicklung entstehendes Gas. Der Karbidverbrauch einer normalen Mannschaftslampe in der achtstündigen Schicht beträgt etwa 250 g. Bei einem Preis von 60 Dpf je Kilogramm Karbid stellen sich die Brennstoffkosten je Schicht auf nur 15 Dpf bei einer Lichtstärke von ungefähr 14—17 cd. Nachteilig ist die Blendwirkung der Azetylenlampe infolge zu hoher Leuchtdichte sowie die leichte Berührungsmöglichkeit der offenen Flamme mit der Hand oder mit Kleidungsstücken. Die Azetylenflamme brennt selbst in matten Wettern gut, was freilich nicht in allen Fällen als Vorteil anzusehen ist, da sie nicht in gleicher Weise sicher wie eine Benzinlampe warnt.

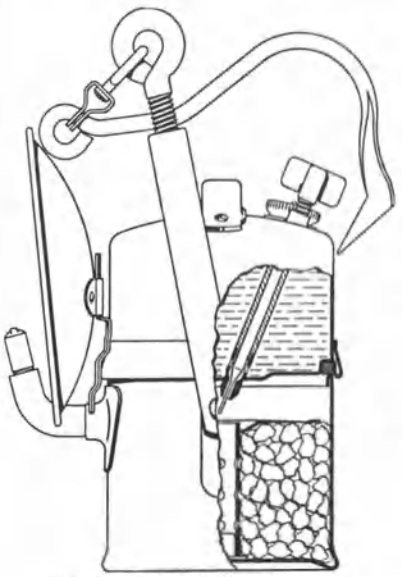


Abb. 571. Offene Azetylenlampe der Fa. Seippel, Bochum.

Bauart und Wirkungsweise mögen an der in Abb. 571 dargestellten Lampe erläutert werden. Der Lampentopf dient zur Aufnahme des losen oder zu einer Patrone zusammengepreßten Kalziumkarbids und damit gleichzeitig als Gaserzeugungsraum. Dem Topf ist der Wasserbehälter aufgesetzt und mit ihm durch einen feststellbaren Bügel verbunden. Vor dem Leuchtschirm ist der Brenner angebracht. Eine Flügelschraube regelt den Wasserzutritt zum Karbid. Zur gleichmäßigen Verteilung des Wassers im Lampentopf dient ein Sieb, in dem dieses je nach der Stellung der Lampe verschieden abtropft. Die Lampe brennt 8—10 Stunden.

Derartige Lampen, deren Ausführungen sich mehr oder weniger ähnlich sind, werden u. a. von Friemann & Wolf in Duisburg, Seippel in Bochum, von der Gewerkschaft Carl in Bochum, angefertigt.

b) Benzinwetterlampen.

3. — Geschichtliches[1]. Im Jahre 1816 machte der englische Physiker Davy die Beobachtung, daß eine Gasflamme durch ein darüber gehaltenes, engmaschiges Drahtsieb nicht hindurchschlägt, selbst wenn brennbare Gase oberhalb des Siebes vorhanden sind. Der Grund für die Erscheinung liegt darin, daß das Sieb die Flamme so weit abkühlt, daß die hindurchtretenden Verbrennungsgase die zur Entzündung der oberhalb befindlichen Gase erforderliche Temperatur nicht mehr besitzen. Aus der Davyschen Beobachtung folgte die Erfindung der Wetterlampe. Heute hat sie als Geleucht kaum noch Bedeutung, wohl aber als Schlagwetteranzeiger (vgl. Ziff. 68, S. 569ff.).

[1] Niemann: Die ersten Sicherheitslampen. Glückauf 1919 S. 369.

4. — Einrichtung der Benzinwetterlampe. Die Hauptteile der Wolfschen Lampe, die als Grundform für alle Benzinwetterlampen gelten kann, sind Topf, Glaszylinder, Drahtkorb und Gestell mit Lampenhaken. Durch Verschrauben des unteren Gestellringes mit dem oberen Rand des Topfes werden die Teile in der aus Abb. 572 ersichtlichen Weise miteinander verbunden und nicht nur fest, sondern auch dicht zusammengehalten. In dem Topf ist die Zündvorrichtung *8* (in der Abbildung rechts vom Docht) und die Stellschraube zum Groß- und Kleinstellen der Flamme angebracht.

Der im unteren Gestellring angeordnete Magnetverschluß (vgl. Ziff. 12, S. 727), der in der Abbildung nicht dargestellt ist, verhindert das unbefugte Losdrehen der den Lampentopf mit dem Gestellring verbindenden Verschraubung. Der Innenraum des Topfes ist mit Watte zum Aufsaugen des Benzins angefüllt. Es darf nur so viel Benzin in die Lampe gelangen, daß es vollständig von der Watte aufgesaugt wird. Eine ordnungsmäßig gefüllte Lampe muß man umkehren können, ohne daß Benzin aus dem Topf fließt.

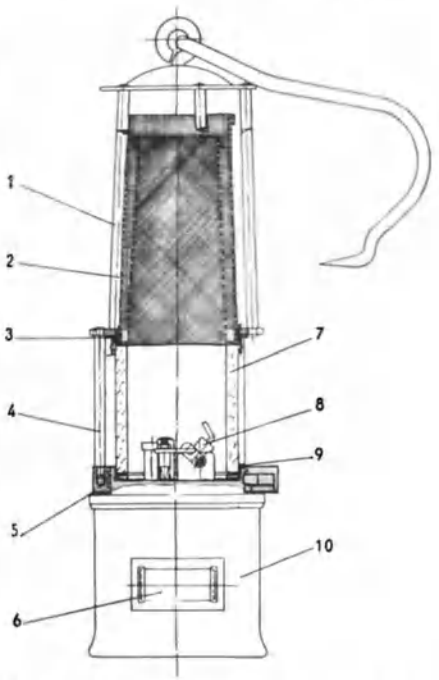


Abb. 572. Benzinwetterlampe der Fa. Friemann u. Wolf, Duisburg.

1 oberer Gestellstift; — 2 Drahtkörbe; — 3 Mittelring; — 4 unterer Gestellstift; — 5 Magnetverschlußring; — 6 Nummernschild; — 7 Hartglaszylinder; — 8 Glühzylinder; — 9 Zwischenring; — 10 Lampentopf.

Der Lichtstrom der Benzinflamme beträgt bei einer gut gereinigten, hell brennenden Lampe 8—10 Lm, ihre Leuchtdichte 0,5 Stilb. Die Kosten des Brennstoffs betragen bei Benzinbrand (Verbrauch etwa 50 g je Schicht) rd. 5 Dpf.

Der gewöhnlich aus Jenaer Hartglas bestehende Glaszylinder muß genau gleichlaufende und rechtwinklig zur Achse der Lampe abgeschnittene Ränder besitzen, damit ein dichter Anschluß an die übrigen Lampenteile möglich ist. Es ist dies für die Sicherheit der Lampe von Bedeutung.

5. — Der Drahtkorb. Ausschlaggebend für die Schlagwettersicherheit der Lampe ist der Drahtkorb.

Man ist zu dem Ergebnis gelangt, daß schwach konische Korbformen von etwa 40—50 mm unterer Weite und 88—97 mm Höhe und Drahtgewebe von 144 Maschen auf 1 cm^2 und 0,3—0,4 mm Drahtdicke den Erfordernissen der Schlagwettersicherheit, Haltbarkeit und Leuchtkraft am besten entsprechen. Die Drahtkörbe bestehen aus Stahl- oder Messingdraht. Stahldrahtgewebe ist, was die Standfestigkeit und Widerstandsfähigkeit gegen Schmelzen

unter der Einwirkung der Schlagwetterflamme betrifft, dem Messingdrahtgewebe überlegen. Letzteres dagegen beeinträchtigt die Leuchtkraft weniger, rostet nicht und ist in Gruben mit sauren oder salzigen Wassern haltbarer.

Durch einen *doppelten Drahtkorb* läßt sich die Schlagwettersicherheit der Lampe wesentlich erhöhen; gleichzeitig leidet aber wegen der Behinderung der Luftzufuhr auch die Leuchtkraft und die Brennfähigkeit. Diesem Übelstand kann man durch eine Vergrößerung der Drahtkorboberfläche abhelfen.

Um die obengenannten Vorzüge sowohl des Stahldraht- wie des Messingdrahtgewebes auszunutzen, kann man bei Doppelkörben für den Außenkorb Messinggewebe und für den Innnenkorb Stahldraht wählen. Im Oberbergamtsbezirk Dortmund ist Stahldrahtgewebe für den Innenkorb vorgeschrieben.

6. — Innere Zündvorrichtung. Die *Metallfunkenzündung* benutzt die Eigenschaft der Cerverbindungen, beim Reiben oder Kratzen mit harten Gegenständen starke Funken zu erzeugen. Durch Grubengas, das z. B. beim Ableuchten in der Lampe verbrennt, kann der innere Drahtkorb jedoch so heiß werden, daß sich auch der Staub des verbesserten Zündmetalls daran entzündet. Diese Gefahr der Entzündung des Zündmetallstaubes ist der Grund für das Verbot der Wetterlampe mit Metallfunkenzündung auf Schlagwettergruben in den Oberbergamtsbezirken Bonn und Dortmund ab 1. 1. 1955.

An Stelle der Wetterlampe mit Metallfunkenzündung baut die Firma Friemann & Wolf eine Lampe mit *elektrischer Zündvorrichtung*. Der dazu erforderliche Strom wird von einem Silber-Zink-Sammler von 1,5 V oder einer Trockenbatterie von 2 V geliefert. Um die Lampe anzuzünden, wird durch einen besonderen Mechanismus eine Zündspirale über den Docht geschwenkt und zum Glühen gebracht, wodurch die Benzingase am Docht entflammen.

7. — Besondere Lampenformen. Damit der Wetterstrom nicht unmittelbar gegen den Drahtkorb bläst und eine etwa darin entstandene Schlagwetterflamme durch das Drahtnetz treibt, umgibt man die Körbe vielfach mit Blechmänteln (*Mantellampen*). Der Mantel kann entweder geschlossen sein oder nur zwecks Durchtritts der Luft oben und unten Öffnungen, Schlitze oder Bohrungen freilassen (*Marsaut*-Lampe), oder der Mantel ist auf seiner ganzen Höhe mit Schlitzen versehen.

8. — Schlagwettersicherheit der Wetterlampen. Was die Schlagwettersicherheit der Lampen gegen Durchblasen der Flamme angeht, so muß man sich erinnern, daß bei dem explosionsgefährlichen Grubengasgehalt von 5—14% die eigentliche Lampenflamme erlischt, daß aber bei dauerndem Zufluß von Schlagwettern diese in der Lampe fortbrennen und den Drahtkorb zum Erglühen bringen. Die Glühwirkung äußert sich namentlich auf der Abströmungsseite und kann so weit gehen, daß Messingdrahtgewebe und unter Umständen sogar Stahldrahtgewebe schmelzen.

Gegenüber 8—9prozentigen Schlagwettergemischen sind Lampen mit einfachem Drahtkorb bei Wettergeschwindigkeiten von 4—5 m/sek bereits unsicher. Lampen mit zweckmäßig gewählten Doppelkörben blasen in gleichen Schlagwettergemischen erst bei 7—8 m/sek Wettergeschwindigkeit

durch. Mantellampen sind selbst bei Geschwindigkeiten von 14—15 m/sek noch sicher. Die Sicherheit aller Lampen sinkt in Gemischen von hohem, an der oberen Explosionsgrenze stehendem Methangehalt stark. In Gemischen mit 13% CH_4 können einfache Körbe bereits bei 2—3 und Doppelkörbe bei 5 m/sek Wettergeschwindigkeit Durchschläge ergeben. Der Grund für diese auffallende Erscheinung liegt darin, daß bei derart hochprozentigen Gemischen die Schlagwetterflamme sich nicht an der Einströmseite im Korb zu halten vermag, sondern nach der Abströmseite hinübergetrieben wird und hier die Entzündung nach außen überträgt.

Man darf die Bedeutung einer Schlagwettersicherheit bis 5 m/sek Wettergeschwindigkeit in keinem Falle überschätzen. Solche Geschwindigkeiten der Lampe gegenüber den Wettern können schon durch unvorsichtige Bewegungen beim Ableuchten oder durch Fall der Lampe leicht erreicht oder überschritten werden. Wenn z. B. das Hangende sich plötzlich auf den Alten Mann setzt, so können aus diesem die Schlagwetter mit viel größeren Geschwindigkeiten herausgedrückt werden und über die ruhig hängende Lampe streichen. Noch weniger darf man annehmen, daß das Vorkommen von 13% CH_4 in den Wettern ausgeschlossen ist. Starke Bläser oder Gasausbrüche können gelegentlich sehr wohl den Methangehalt auf diese ganz besonders gefährliche Höhe bringen[1].

c) Elektrische Leuchten.

9. — Vorbemerkung. Wegen der mangelhaften Sicherheit der mit Benzin gespeisten Wetterlampen — im Zeitraum von 1900 bis 1918 sind von 607 in Preußen vorgekommenen Schlagwetterexplosionen 357 = 58,8% durch den Gebrauch der Benzinwetterlampe verursacht worden — war die allgemeine Einführung der tragbaren elektrischen (Akkumulator-) Leuchte auf Schlagwettergruben dringend erforderlich. Die Benzinwetterlampen sind nur noch in der Hand der Aufsichtsbeamten, der Wettermänner und der mit Ausführung der Schießarbeit betrauten Personen verblieben. Elektrische Leuchten haben aber auch auf Nicht-Schlagwettergruben vielfach Eingang gefunden.

Wenn auch die Schlagwettersicherheit der elektrischen Leuchten nicht vollkommen ist, so sind doch die durch diese Leuchten im in- und ausländischen Bergbau verursachten Schlagwetterzündungen so vereinzelt geblieben, daß sie tatsächlich bedeutungslos erscheinen. Die elektrischen Leuchten besitzen den besonderen Vorteil, daß sie in jeder Arbeitslage verwendet werden können. Der Lichtstrom übertrifft den der Benzinlampen etwa um das Vierfache. Freilich muß der Nachteil, daß sie Schlagwetter nicht anzuzeigen vermögen, und daß sie in matten Wettern fortbrennen, also nicht warnen, mit in Kauf genommen und durch besondere Sicherheitsvorkehrungen ausgeglichen werden. Auch das höhere Gewicht ist als Nachteil zu nennen.

10. — Die Akkumulatoren. Als Stromquelle können entweder Bleiakkumulatoren — auch Bleisammler genannt — mit festem Elektrolyt oder alkalische mit flüssigem Elektrolyt dienen.

[1] WINTER, K.: Handmeßgeräte zur Bestimmung von Grubengas im Steinkohlenbergbau unter Tage. Schlägel u. Eisen 1955.

Bleiakkumulatoren bestehen entweder aus einer Zelle mit 2 V oder aus zwei Zellen mit insgesamt 4 V Spannung. Da die Bleiakkumulatoren jedoch nur eine Lichtleistung von 3—5 Lumen hergeben, sind sie fast ganz durch Nickel-Kadmium-Akkumulatoren verdrängt worden.

Bei ihm bestehen die positiven Platten aus Nickelhydroxyd [$Ni(OH)_3$], dem zur Erhöhung der Leitfähigkeit Nickelflocken beigemischt sein können. Beim Entladen geht die wirksame Masse in Nickelhydroxydul [$Ni(OH)_2$] über. Die negative Platte ist Kadmiumschwamm [Cd], der sich beim Entladen zu Kadmiumhydroxyd [$Cd(OH)_2$] umwandelt. Als Elektrolyt dient eine 23prozentige Kalilauge. Bei der Ladung findet also eine Reduktion der Kadmium- und eine Oxydation der Nickelverbindungen statt, während bei der Entladung die chemischen Vorgänge umgekehrt verlaufen. Beim Entladen sinkt die Spannung allmählich von etwa 1,3 auf 1,1 V. Der Wirkungsgrad des Stromspeichers ist 45—55%. Der Ladestrom kann 3—4mal stärker als der Entladestrom sein; die Ladezeit ist etwa $^1/_2$—$^2/_3$ der Entladezeit. Man benutzt Doppelzellen, deren anfängliche Entladespannung 2,6 Volt und deren Endspannung 2,2 V beträgt.

Die Lebensdauer der Akkumulatoren ist groß und die Wartung einfach. Auch sind sie unempfindlich gegen rauhe mechanische Behandlung. Weitgehende Entladungen, Überladungen und langes, unbenutztes Stehen schaden ihnen nicht. Die Zahl der bei Grubenlampen erreichbaren Ladungen und Entladungen beträgt etwa 2000.

Nachteile der alkalischen Akkumulatoren sind die geringe Spannung der Einzelzelle, der verhältnismäßig hohe Anschaffungspreis und der flüssige Elektrolyt.

Von einem alkalischen Akkumulator gewöhnlicher Bauart wird heute bei Verwendung einer Glühbirne von 2,6 V und 1,75 A eine Mindestlichtleistung von 20 Lm am Schichtanfang und von 10 Lm am Schichtende gefordert. Einer weiteren wesentlichen Steigerung der Lichtleistung ist durch die Tatsache Grenzen gesetzt, das Lampengewicht nicht beliebig erhöhen zu können; es sei denn, es werden neue Wege zur Steigerung des Lichtstromes je Gewichtseinheit des Akkumulators gefunden, wie sie sich in der Verwendung des Silber-Zink-Akkumulators anbahnen. Dieser Sammler liefert den doppelten Lichtstrom bei gleichem Gewicht. Seine allgemeine Einführung scheiterte bisher jedoch an den hohen Kosten.

11. — Glühbirnen und Leuchtstoffröhren. Neben der Glühbirne findet in neuerer Zeit auch die Leuchtstoffröhre in tragbaren Grubenleuchten Verwendung.

Als *Glühbirnen* werden jetzt allgemein mit Kryptongas gefüllte Wolframdrahtlampen, überwiegend für 2,6 V und 1,75 A verwendet. Die Glühbirne kann entweder mit „Rundlicht" nach allen Seiten hin leuchten (Abb. 573) oder mit „Stirnlicht" das durch einen Lichtspiegel auf etwa das Vierfache verstärkte Licht nur nach einer Seite hin entsenden (Abb. 575). Für Mannschaftslampen, die während der Arbeit aufgehängt werden, benutzt man Rundlicht. Dagegen werden Lampen mit Stirnlicht als Kopflampen, als Lampen für Sonderzwecke und als Handlampen für Aufsichtspersonen (Beamtenlampen) gebraucht.

Die Lebensdauer einer Glühbirne beträgt etwa 800 bis 2000 Brennstunden, ist aber von der Behandlung in hohem Maße abhängig, da die Metallfäden gegen Stoß empfindlich sind[1]. Zum Schutze der Glühbirne bei Rundlichtlampen dient eine darüber gestülpte Schutzglocke aus dickem Glas. Zum gleichzeitigen Schutze gegen Blendung wählt man ein zylindrisches, innen geriffeltes und mattiertes Schutzglas. Die Riffelung bezweckt eine Schwächung des Schlagschattens der Stäbe des Lampengestells. Den besten Blendungsschutz würden Opalgläser gewähren. In der für die Traglampen notwendigen Größe können sie jedoch noch nicht mit der genügenden Genauigkeit hergestellt werden.

Die *Leuchtstoffröhren* sind in ihrer bekannten langgestreckten Form für tragbare Lampen ungeeignet. Deshalb ist das Gasentladungsrohr bei der Mannschaftsleuchte gewendelt. Einschließlich einer Schutzglocke aus einer Art Plexiglas ist die Länge dieser Lampe dadurch nicht wesentlich größer als bei einer Glühbirne mit Glasglocke. An der Innenwand des Gasentladungsrohres ist eine Leuchtstoffschicht aufgetragen, die die ultravioletten Anteile der Gasentladung in sichtbares Licht umwandelt, so daß die Lichtausbeute etwa 3—4mal so groß ist wie bei einer Glühlampe. Der Hauptvorteil der Leuchtstoffröhren ist jedoch ihre geringe Leuchtdichte (etwa 0,45 Stilb) und damit ihr blendungsfreies Licht. Auch liegt ihre Lebensdauer mit durchschnittlich 8000 Brennstunden höher als bei der Glühlampe.

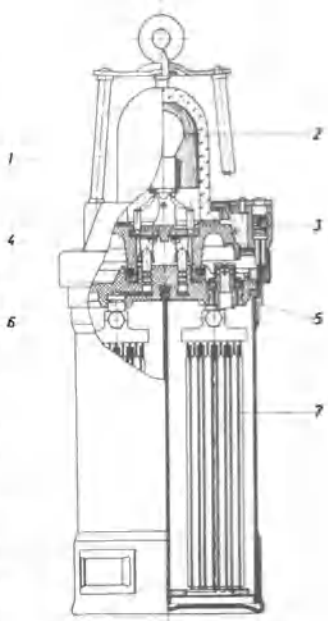


Abb. 573. Elektrische Mannschaftslampe der Fa. Friemann u. Wolf, Duisburg.
1 Glasglocke mit Innenriffelung; — *2* Glühlampe mit Bajonettsockel; — *3* Magnetverschluß; — *4* Akkumulatorenfederpol; — *5* Entgasungsfüllverschluß; — *6* Abschlußdeckel mit einvulkanisierten Akkumulatorpolen; — *7* Elektrodensatz mit Zwischenisolierung.

12. — Elektrische Mannschaftshandleuchten. Die üblichen etwa 5,5 kg schweren Handleuchten (Abb. 573) bestehen aus einem Unterteil, in dessen Gehäuse der Akkumulator untergebracht ist, und dem Oberteil, das die Glühbirne nebst Schutzglas, Schalt- und Trageeinrichtung enthält. Beide Teile werden durch eine Verschraubung miteinander verbunden, die durch einen Magnetstiftverschluß — ein durch Federkraft in den Unterteil eingreifender Stift — gegen willkürliches Öffnen gesichert wird. Der runde oder quadratische Querschnitt ist bei den zweizelligen Leuchten durch eine eingeschweißte Mittelwand in zwei Hälften geteilt. Der Bleiakkumulator wird wegen des sauren Elektrolyts nicht unmittelbar in das Gehäuse, sondern zunächst in ein besonderes Gefäß aus Zelluloid oder Bleiblech eingesetzt. Dagegen wird der Elektrolyt der alkalischen Akkumulatoren unmittelbar

[1] KELLNER: Untersuchungen über die Lebensdauer der Glühlampen von Mannschafts-Grubenleuchten. Glückauf 1942 S. 264.

in das Gehäuse gefüllt. Nach oben wird der Akkumulatorraum durch einen abnehmbaren Stahlblech- oder Hartgummideckel abgeschlossen, nachdem auf die Auflageflächen ein zuverlässig abdichtender Gummiring gelegt ist. Der Deckel trägt die Stromzuführung und die Schalteinrichtung. Ferner ist in ihm für jede Zelle eine Fülllöffnung vorgesehen, in deren Verschlüssen das Entgasungsventil angebracht ist, das den bekannten Fahrradventilen nachgebildet ist.

Das Lampenoberteil wird gebildet durch die Verschraubungskappe mit Magnetverschluß, Lampenfassung, Schutzstäben, Schutzdeckel, Öse und Traghaken. Die Stromübertragung vom Sammler zur Glühlampe geschieht über stark gefederte Pole, die auf zentrisch angeordneten Kontaktflächen schleifen. Der Magnetverschluß gestattet durch Verdrehen des Lampenoberteils ein Ein- und Ausschalten der Glühlampe. Die Brenndauer der Leuchte beträgt 11—16 Stunden.

Abb. 574. Mannschaftslampe mit Leuchtstoffröhre der Dominitwerke G.m.b.H.

Mit der Herstellung und dem Vertrieb elektrischer Grubenleuchten beschäftigen sich insbesondere die Concordia-Elektrizitätsgesellschaft (Ceag) in Dortmund, Friemann & Wolf in Duisburg, die Dominitwerke G.m.b.H. in Hoppecke i. W. und W. Seippel G.m.b.H. in Bochum. Die einzelnen Ausführungen weichen nicht wesentlich voneinander ab. Auf die Friemann & Wolf- sowie die Ceag-Leuchten sei kurz eingegangen.

Eine Leuchte der Firma Friemann & Wolf ist in Abb. 573 wiedergegeben. Man sieht deutlich die negativen und positiven Plattenelektroden. Ihre Pole sind, um eine Selbstentladung möglichst zu verringern, weit voneinander entfernt angeordnet. Die Ceag-Lampen besitzen dagegen konzentrische Stromzuführung, so daß der Strom der positiven Elektroden, die übrigens als Röhrchenelektroden ausgeführt sind, stets in der Mitte der Lampe, der der negativen auf einem ringförmig um den Mittelpol gelegten Kontakt abgenommen wird. Diese Anordnung ist getroffen, um Verwechslungen beim Laden auszuschließen. Außer diesen Rundlichtleuchten gibt es Scheinwerfer- (Stirnlicht-) Leuchten, bei denen nur das Oberteil entsprechend anders ausgebildet ist.

Abb. 574 zeigt die Mannschaftshandlampe mit Leuchtstoffröhre[1] der Dominitwerke G.m.b.H. Die Leuchte besteht aus dem rechteckigen Sammelbehälter aus Kunststoff mit einem vierzelligen Nickel-Kadmium-Sammler, dem Anbaustück mit dem Hochspannungserzeuger und dem Leuchtengehäuse mit Gasentladungsrohr (vgl. Ziff. 11), Schutzglocke und Schutzkorb. Das

[1] Reichert, B.: Untersuchung elektrischen Mannschaftslampen. TÜV-Festschrift 1953 S. 61.

Leuchtengehäuse kann entweder auf dem Sammlerbehälter oder unter diesem angebracht sein. Im Anbaustück befinden sich ein Schalter, eine Stromsicherung und der Hochspannungserzeuger, bestehend aus Zerhacker, Transformator und drei Resonanzkondensatoren. Der mit der Sammlerspannung von 4,8 V betriebene Zerhacker liefert einen Wechselstrom von etwa 115 Hz, der im Transformator auf eine Spannung von 800 V im Leerlauf gebracht wird und das Gasentladungsrohr zum Leuchten bringt. Während des Betriebes fällt die Spannung auf 400—500 V ab. Das Gewicht der Leuchte beträgt etwa 5,7 kg, ihre Leistung rd. 120 Lumen zu Schichtbeginn und 100 Lumen am Schichtende bei etwa 7,5 Watt. Bemerkenswert ist die geringe Abnahme der Lichtleistung im Gegensatz zur Handleuchte mit Glühlampe, bei der die Lichtleistung von etwa 30 Lm auf unter 20 Lm im genannten Zeitraum sinkt.

Neuerdings gibt es Mannschaftshandleuchten, mit deren Hilfe eine Signalisierung als Ersatz für die ortsfeste Abbaubeleuchtung möglich ist, wie im Abschnitt „Nachrichten-Übermittlung unter Tage" (S. 391) näher ausgeführt ist.

Abb. 575. Elektrische Kopf- oder Mützenleuchte der Fa. Friemann u. Wolf, Duisburg.

13. — Elektrische Kopf- oder Mützenleuchten. Bei den Kopf- oder Mützenleuchten ist der Stromspeicher von der eigentlichen Leuchte getrennt (Abb. 575) und wird auf dem Rücken getragen. Das mit dem Sammlergehäuse durch ein 1,00—1,50 m langes Kabel verbundene Kopfstück wird auf die Vorderseite der Kappe aufgesteckt. Diese muß wegen des Gewichtes der Leuchte gut sitzen und sollte mit einem verstellbaren Futter versehen sein.

Bei der gewöhnlichen Ausführung dieser Leuchten besteht das rechteckige Unterteil des Sammlerbehälters aus vernickeltem Stahlblech. Der dazugehörige mit Scharnieren befestigte Deckel ist durch einen Magnetverschluß oder einen Schlüsselverschluß gesichert. Der 2- oder 3zellige Nickel-Kadmium-Sammler befindet sich in einem gesonderten Kunststoffgehäuse und wird zum Laden jeweils aus dem Unterteil des Sammlerbehälters herausgenommen. Im Innern des Deckels ist die Kontakteinrichtung untergebracht, von welcher der Strom über eine Feinsicherung durch das in der Mitte des Deckels austretende Kabel zum Kopfstück fließt. Die Enden des Kabels sind durch einen aufgeklebten Schlauch oder durch eine Drahtspirale verstärkt und durch einen aufgeschweißten Wulst gegen Zug und Schub gesichert.

Das Kopfstück besteht aus einem Kunststoffgehäuse mit Lampenfassung, einer Glühbirne, einem Scheinwerfer, Schutzglas und Schalter zum Ein- und Ausschalten. Bei einigen Ausführungen weist die Glühbirne einen stärkeren, meist 1 A aufnehmenden *Hauptfaden* und einen schwächeren, 0,5 A aufnehmenden *Nebenfaden* auf. Beide Fäden können durch den Schalter wahlweise eingeschaltet werden. Die beiden Fäden haben den Vorteil, daß der Nebenfaden eine wertvolle Reserve bildet, wenn der Hauptfaden versagt. Außerdem kann die Lichtstärke der Leuchte bei Bedarf durch Einschalten

des Nebenfadens herabgesetzt und ein blendungsfreies Licht erzielt werden. Die Glühbirne ist so in die Lampe eingesetzt, daß sie mit ihrem Glaskolben gegen das Schutzglas stößt. Wird dieses Glas zertrümmert, so wird die Glühbirne durch Federkraft herausgeschleudert. Dadurch soll die Zündung von Schlagwettern durch einen Glühfaden vermieden werden. Je nach Art der eingesetzten Glühbirne erhält man gebündeltes Fernlicht oder diffuses Nahlicht. Die Glühlampen arbeiten bei einer Nennspannung von 2,6 oder 3,9 V und haben eine Stromaufnahme von 0,5 bis 1,5 A. Das Fassungsvermögen der Sammler liegt je nach Größe zwischen 7 und 14 Ah. Das Gesamtgewicht der Leuchte beträgt 1,8—2,9 kg.

Von der Firma Friemann & Wolf, Duisburg, wird eine kombinierte *Kopf- und Hand-Beamtenleuchte* gebaut, bei der das Sammlergehäuse an einem Bügel in der Hand, auf dem Rücken oder in der Tasche getragen werden kann. Das Kopfstück wird am Sammlerbehälter oder an der Kopfbedeckung befestigt. Durch die Verwendung eines zweizelligen Silber-Zinksammlers mit einem Fassungsvermögen von 7 Ah beträgt das Gesamtgewicht der Leuchte nur 1,15 kg. Das Kopfstück ist mit einer Zweifadenlampe für eine Spannung von 3 V und 1 bzw. 0,6 A Stromaufnahme versehen.

Um den Sammler zum Laden nicht jedesmal aus dem Lampenbehälter herausnehmen zu müssen, hat man Kopfleuchten geschaffen, deren Sammler bei geschlossenem Behälter geladen wird. Die Leuchte wird zweckmäßig vom Lampenträger selbst zum Aufladen in ein besonderes Ladegestell eingesetzt und zu Beginn der nächsten Schicht dort wieder abgeholt. Der Sammlerbehälter hat auf seinem Deckel zwei isoliert angebrachte Kontakte, die im Ladegestell unter zwei Kontaktfedern geschoben werden. Um zu verhindern, daß z. B. in der Grube aus diesen Kontakten Strom entnommen wird und damit die Gefahr der Funkenbildung besteht, sind besondere Vorrichtungen notwendig. Bei einer Ausführung der Concordia Elektrizitäts-A. G., Dortmund, ist ein den Rückstrom verhinderndes Relais in den Gehäusedeckel eingebaut. Der Ladevorgang beginnt erst, wenn das Kopfstück der Leuchte mit seinem Metallhaken in eine dafür vorgesehene Halterung an das Ladegestell gehängt und der Stromkreis dadurch geschlossen wird. Diese Lampen zeichnen sich bei einem Lichtstrom der Glühlampe von 45 Lm, der durch einen dreizelligen Nickel-Kadmiumsammler erzeugt wird, durch ihr geringes Gewicht von 2,1 kg aus. Die Leuchten der Firma Friemann & Wolf, Duisburg, enthalten einen Magnetschalter, bei dem durch einen Magneten am Ladegestell ein Eisenstäbchen in der Leuchte gegen die Kontakte des Magnetschalters gepreßt und der Ladestromkreis geschlossen wird.

Die Vorteile der Kopf- oder Mützenleuchten liegen gegenüber Rundlichtleuchten in der 3—5mal so hohen horizontalen Lichtstärke, in dem Fortfall jeglicher Blendung des Trägers, in dem Umstand, daß der Träger beide Hände frei hat, und in ihrem geringen Gewicht. Als Nachteil ist die Beleuchtung nur in Richtung des Scheinwerfers und die Blendung anderer Personen im Scheinwerferlicht zu nennen. In den Vereinigten Staaten, in England und in Holland sind sie seit vielen Jahren weit verbreitet, aber auch in Deutschland nimmt ihre Anwendung, zunächst besonders für Schlosser, Elektriker, Rutschenmeister, Hobel- und Schrämmaschinenführer u. dgl. zu.

14. — Elektrische Handleuchten für Aufsichtspersonen. Die elektrischen Handleuchten für Aufsichtspersonen (Abb. 576) bestehen aus einem aufklappbaren rechteckigen, meist flachgehaltenen Gehäuse aus vernickeltem Stahlblech, an dessen Vorderseite sich das Lampengehäuse, bestehend aus Glühlampenfassung, Glühlampe, Scheinwerfer und Schutzscheibe befindet. In das Gehäuse wird ein zweizelliger Nickel-Kadmium-Sammler eingesetzt; ferner enthält es innen die Kontakteinrichtung und einen Schraubschalter, außen an den Schmalseiten einen feststellbaren Tragbügel. Gegen unbefugtes Öffnen ist es durch einen Magnet- oder Schlüsselverschluß gesichert. Die Glühlampen weisen bei einer Spannung von 2,5 V eine Stromaufnahme zwischen 0,5 und 1 A auf. Der Scheinwerfer ist gewöhnlich für Weitstrahl eingerichtet, kann aber durch Einsatz eines anderen Reflektors auch für Breitstrahl, d. h. verteiltes Licht, eingerichtet werden.

Abb. 576. Handleuchte für Aufsichtspersonen der Concordia-Elektrizitäts-A. G., Dortmund.

Handleuchten für Aufsichtspersonen werden von den in Ziff. 12 genannten Firmen in verschiedenen Größen und Ausführungsformen geliefert. Sie unterscheiden sich hauptsächlich im Fassungsvermögen des Sammlers (4—8 Ah) und in der Brenndauer (6—16 Stunden).

15. — Beamten-Verbundleuchte. Die Notwendigkeit, gerade den Grubenbeamten mit einer leuchtkräftigen, d. h. elektrischen Leuchte zu versehen, ohne ihn mit einer zweiten Lampe, der Wetterlampe, als Schlagwetteranzeiger zu belasten, hat zur Ausbildung einer Verbundleuchte geführt, die sich der Elektrizität als Lichtquelle und der Benzinflamme als des bewährten Mittels zum Nachweis von Methan bedient. Ein wesentlicher Vorteil dieser Leuchte ist weiterhin die elektrische Entzündung der Benzinflamme, so daß die Gefahrenquelle, die die Metallfunkenzündung darstellt (vgl. Ziff. 6), beseitigt ist. Abb. 577 zeigt eine derartige von der Firma Friemann & Wolf gebaute Leuchte. Sie enthält in ihrem Vorderteil eine Handleuchte für Aufsichtspersonen (s. Ziff. 14) mit Silber-Zink-Sammler, in ihrem Rückteil eine Benzinwetterlampe mit rechteckigem, nach oben verjüngten doppelten Drahtkorb. Dieser ist durch die Rückwand, die bei Gebrauch des Schlagwetteranzeigers heruntergeklappt wird, gegen mechanische Beschädigungen weitgehend geschützt. Zur Beobachtung der Benzinflamme, deren Höhe wie bei den gewöhnlichen Wetterlampen eingestellt wird, ist ein Beobachtungsfenster vorgesehen. Zur Entzündung der Flamme wird eine Zündspirale durch einen Hebel auf den

Abb. 577. Beamten-Verbundleuchte der Fa. Friemann u. Wolf, Duisburg.

Docht gesenkt und gleichzeitig elektrisch mit dem Sammler verbunden. Beim Loslassen des Hebels kehrt die Zündspirale in ihre stromlose Ausgangsstellung zurück. Das Gewicht der Leuchte ist wegen der Verwendung des Silber-Zink-Sammlers mit 2 kg verhältnismäßig niedrig.

Abb. 578. Starklichtblende.

Ähnliche Lampen werden von den Firmen Concordia-Elektrizitäts-A.-G., Dortmund, und Dominitwerke G.m.b.H., Hoppecke/Brilon, gebaut.

16. — Starklichtleuchten für Sonderzwecke. Diese Leuchten haben besonders für das Schachtabteufen, ferner für Schacht- und Seilrevisionen Bedeutung. Entsprechend ihrer höheren Leistung (5– 18 Watt) werden vierzellige Nickel-Kadmium-Sammler mit einem Fassungsvermögen bis zu 46 Ah und einer Brenndauer bis zu 14 Stunden benutzt, die ein Gesamtgewicht der Leuchten bis zu 21 kg bedingen. Die Abb. 578 zeigt eine Ausführungsform solcher Starklichtlampen, bei

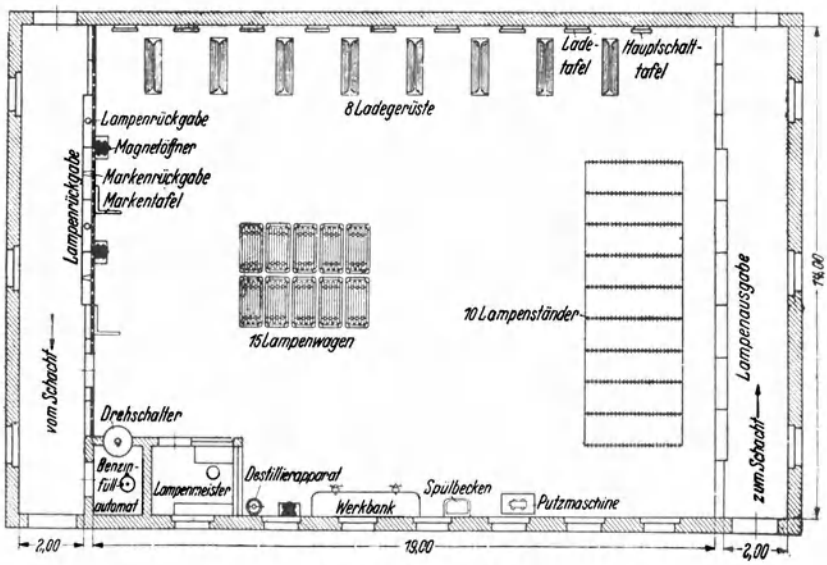


Abb. 579. Lampenstube.

welcher der Scheinwerfer an einem schwenkbaren Gabelarm angebracht ist. An Stelle des Scheinwerfers kann auch eine Rundlichtleuchte treten.

17. — Lampenstube und Lampenbewirtschaftung[1]. Die übliche Einrichtung einer Lampenstube ist in Abb. 579 dargestellt. Um die eigent-

[1] Meuss: Die Einrichtung einer Lampenstube für elektrische Grubenlampen. Bergbau 1929 S. 83.

liche, in der Mitte eines größeren Raumes liegende und von diesem durch ein stählernes Stabgitter getrennte Lampenstube läuft ein 1,5—2 m breiter Gang, der so angeordnet ist, daß die einfahrende Mannschaft nirgends die ausfahrende kreuzt und beide in gleichgerichteten Strömen durch die Lampenstube hindurchgehen, um gegen Marke die Lampe in Empfang zu nehmen und nach der Schicht wieder zurückzugeben. Bei der Rückgabe werden die mittlerweile zu den Markentafeln gebrachten Marken wieder ausgehändigt. Die zurückgelieferten Lampen werden zunächst mittels Elektromagnet geöffnet. Schadhafte Lampen werden ausgesondert. Im übrigen gelangen die Unterteile auf Lampenwagen zur Aufladung der Stromspeicher zu den Ladebühnen. Soweit erforderlich, wird vorher der Elektrolyt nachgefüllt. Die Oberteile werden zu der elektrisch betriebenen Reinigungsmaschine gefahren, dort gereinigt und nachgeprüft. Die schadhaften Lampen werden in einem besonderen Raum ausgebessert. Nach Aufladen der Sammler, das durch Voltmeter nachgeprüft wird, werden Unter- und Oberteil wieder vereinigt. Die betriebsfertigen Lampen werden zu den Lampenständern gefahren, wo sie bis zur Wiederausgabe verbleiben. Der Raumbedarf einer Lampenstube ohne die sie umgebenden Gänge beläuft sich je 1000 Lampen auf rd. 140 m^2.

Die Bewirtschaftung des Lampenwesens kann von der Zeche selbst in „Eigenbewirtschaftung" oder von der Lampenfirma in „Fremdbewirtschaftung" geführt werden. Die Eigenbewirtschaftung ist bei sachgemäßer Durchführung und sorgfältiger Aufsicht auf die Dauer etwas billiger. Die Fremdbewirtschaftung hat den Vorteil, daß Neuerungen und Verbesserungen auf dem Gebiete der Lampen und der Stromspeicherung schneller der Zeche zugute kommen.

Auf die Selbstbedienung bei elektrischen Kopf- oder Mützenlampen ist in Ziff. 13 schon hingewiesen worden.

Die Gesamtkosten der elektrischen Mannschaftslampen betragen etwa 16—18 Dpf. je Schicht.

B. Ortsfeste Beleuchtung.

18. — Allgemeines. Während die *Allgemeinbeleuchtung* für Werkstätten und Arbeitsplätze über Tage neben und an Stelle der *Einzelplatzbeleuchtung* seit jeher allgemein angewandt wird, ist sie im Unter-Tage-Betrieb noch verhältnismäßig wenig verbreitet. Am häufigsten findet man sie in Füllörtern, Maschinenräumen und Sprengstofflagern, von denen aus sie zu einem großen Teil in die Hauptförderstrecken vorgedrungen ist. Nachdem man in den letzten Jahren die große Bedeutung einer guten Beleuchtung immer mehr erkannt hat, nimmt die ortsfeste Beleuchtung an allen wichtigen Arbeitspunkten, vor allem im Abbau, an Bedeutung zu. Ist kein Starkstromnetz in den Grubenbauen vorhanden, so benutzt man magnetelektrisch gespeiste Leuchten, bei denen der Strom an der Verbrauchsstelle entweder unmittelbar in der Leuchte (Druckluftleuchte) oder getrennt von der Leuchte in deren Nähe (Druckluftturbogenerator) erzeugt wird. Die Leuchten können mit Glühbirnen oder mit Leuchtstoffröhren bestückt sein.

a) Magnetelektrisch gespeiste Beleuchtung.

19. — Magnetelektrische Druckluftleuchten. Die für diesen Zweck gebauten Leuchten haben in einem Gehäuse des Lampenfußes eine schnellaufende Druckluftturbine mit einem gekuppelten Wechselstromgenerator, der den Strom für die Glühlampe erzeugt (Abb. 580). Um Schleifkontakte zu vermeiden, ist der Läufer als Dauermagnet ausgebildet. Dieser bewegt sich innerhalb eines mit einer einphasigen Wicklung versehenen Ständers. Das

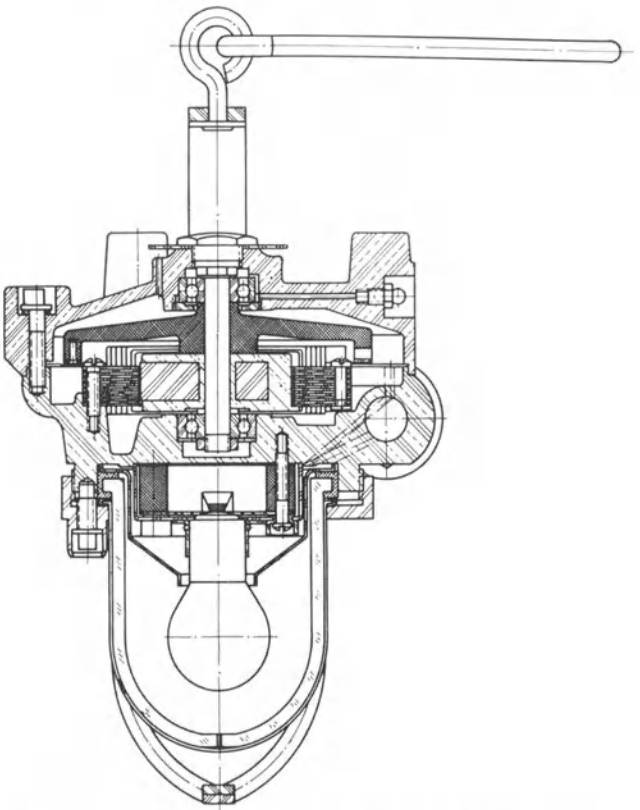


Abb. 580. Schnitt durch eine elektromagnetische Druckluftleuchte der Ceag, Dortmund.

Lampengehäuse besteht aus einem Unter- und Oberteil, die durch Stift- und versenkte Schlüsselschrauben dicht zusammengehalten werden. Das Unterteil enthält die Glühlampenfassung, den Anschlußstutzen, das Reduzierventil und die Turbinendüse. Das Reduzierventil bewirkt, daß bei einem Betriebsdruck zwischen 3 und 6 atü an der Düse stets der gleiche Druck herrscht. Das Lampenoberteil enthält lediglich ein Kugellager für die Turbine. Von Bedeutung ist, daß die Luftzuführung zur Turbine durch das Innere der geriffelten Schutzglasglocke erfolgt. Schlagwetter, die auf irgendeine Weise in die Lampe gelangt sind, werden daher ausgeblasen, bevor die Stromerzeugung beginnt. Bei zertrümmerter Schutzglocke strömt die Druck-

luft vor Erreichung der Turbine ins Freie und bildet um die unter Umständen nachglühenden Fäden der Glühlampe einen Schleier. Die Stromerzeugung wird also sofort unterbunden. Um Wasseransammlungen im Innern der Glasglocke zu entfernen, ist im Scheitel der Glocke ein kleines Loch vorgesehen.

Der Lichtstrom solcher Leuchten beträgt 700—1300 Lm bei 50—100 W Leistung und 12 V Spannung, ihr Luftverbrauch 10—24 m^3/h. Eine derartige Leuchte kostet rd. 0,80—1,40 DM je Lampenschicht.

Magnetelektrische Druckluftleuchten werden auch in Scheinwerferausführung von der Ceag, der Dominitwerke G. m. b. H., Friemann & Wolf u.a. hergestellt.

Neuerdings werden von den genannten Firmen auch magnetelektrische Druckluftleuchten mit Leuchtstoffröhren geliefert. Der Aufbau dieser Leuchten gleicht im Prinzip den oben beschriebenen, jedoch ist der Wechselstromgenerator für eine Zündspannung von 180—220 V gebaut, die im Betrieb auf 60—100 V zurückgeht. Die Schutzglocke besteht aus Plexiglas, da Leuchtstoffröhren nahezu blendungsfrei sind. Das Gasentladungsrohr kann gerade oder U-förmig gebogen sein. Der Lichtstrom der Leuchten beträgt 750—1500 Lm bei 20—40 W, ist also günstiger als bei Verwendung einer Glühlampe. Dementsprechend erreichen Luftverbrauch und Kosten je Lampenschicht nur etwa die Hälfte des oben genannten Betrages.

20. — Der Druckluft-Turbogenerator der Firma Düsterloh. Im Gegensatz zur magnetelektrischen Druckluftleuchte sind bei dem von der Firma Düsterloh hergestellten Generator nur Turbine und Stromerzeuger im gleichen Gehäuse untergebracht, während die Leuchten durch ein Kabel angeschlossen werden. Entsprechend seiner Leistung von 1 bis 2 kW können eine ganze Anzahl von Leuchten von dem Gerät gespeist werden. Die Spannung des erzeugten Wechselstromes entspricht mit wahlweise 110 oder 220 V der Spannung, die bei netzgespeister Beleuchtung üblich ist. Deswegen werden hier wie dort die gleichen Leuchten und Schaltungen benutzt, die in den Ziff. 23 und 24 beschrieben werden.

In dem druckfest gekapselten Gehäuse des Gerätes laufen Druckluftturbine und Wechselstromgenerator für eine Frequenz von 600 Hz auf einer gemeinsamen Welle. Etwaige Luftdruckschwankungen werden durch ein magnetelektrisch gesteuertes Druckluftventil ausgeglichen, das auch bei Überlast oder Kurzschluß im Beleuchtungskreis die Luftzufuhr unterbricht[1], so daß die sonst verwendeten Sicherungen fortfallen können.

Wegen der hohen Druckluftkosten ist z. B. eine mit einem Druckluft-Turbogenerator betriebene Strebbeleuchtung im Betrieb etwa 2—3 mal so teuer wie eine gleichwertige netzgespeiste Anlage (s. Ziff. 24).

21. — Lokomotivbeleuchtung. Da der für die Lokomotivbeleuchtung benötigte Strom bei den Druckluft- und Diesellokomotiven und vielfach auch bei den anderen Lokomotivarten meist von einem magnetelektrischen Wechselstromgenerator erzeugt wird, soll diese Art der Beleuchtung hier kurz erwähnt werden. Der Generator, der bei einer Spannung bis zu 12 V

[1] SCHENKEL, H.-D.: Erweiterte Verwendbarkeit des Druckluft-Turbogenerators von 2000 W der Firma Düsterloh. Glückauf 1954 S. 61.

eine Leistung bis zu 100 W liefert, wird bei Diesel- und anderen Lokomotiven durch Reibscheibe, Zahnrad oder Keilriemen, bei Druckluftlokomotiven durch eine im gleichen Gehäuse untergebrachte Druckluftturbine angetrieben. Die an die Lokomotive angeschraubten Scheinwerferleuchten sind nach vorn durch eine Schutzscheibe aus Klarglas abgeschlossen und durch ein Schutzgitter gegen Beschädigungen gesichert. Die Leuchte enthält entweder eine Fassung für eine Zweifadenlampe für Fern- und Abblendlicht oder zwei Fassungen für zwei Lampen, die dem gleichen Zweck dienen. Die Lampen können vom Führersitz aus wahlweise eingeschaltet werden. Um die Spannung bei wechselnden Geschwindigkeiten der Lokomotive konstant zu halten, ist ein Spannungsregler zur Erzielung eines gleichmäßigen Lichtes eingebaut.

b) Netzgespeiste Beleuchtung.

22. — Vorbemerkung. Das wirksamste und im Betrieb zugleich billigste Mittel zur Verbesserung der Beleuchtung unter Tage besteht in der Verwendung von netzgespeisten Leuchten[1]. Für Kammern, Füllörter und Hauptstrecken wird netzgespeiste Beleuchtung schon lange benutzt, aber auch für die Abbaubetriebspunkte bürgert sie sich mehr und mehr ein. Waren Mitte 1938 im Ruhrgebiet etwa 50000 Leuchten eingebaut, so kann man heute mit etwa 85000 Lampen rechnen, davon rd. 15000 in Abbaubetrieben.

Die Beleuchtung in den Strecken und in den Abbaubetrieben unterscheidet sich grundsätzlich dadurch, daß sie in den Streben in den meisten Fällen gleichzeitig zur Verständigung durch optische Signale dient. Außerdem sind für den meist beengten Raum im Flöz Sonderformen für die Leuchten entwickelt worden, die der höheren mechanischen Beanspruchung im Flözbetrieb Rechnung tragen.

Abb. 581. Einheitsleuchte.

23. — Die Beleuchtung von Strecken und Kammern. Die übliche Ausführung für Glühlampen ist die in DIN 22431 genormte Einheitsleuchte bis 100 W und bis 200 W (Abb. 581). Sie besteht aus einem Gußeisen- oder Silumingehäuse mit Kabeleinführungsstutzen, dem Schutzglas und Schutzkorb, dem Strahlungsteller aus weißer Emaille und der Fassung. Das Schutzglas ist entweder klar oder zur Herabsetzung der Leuchtdichte innen mattiert oder opalüberfangen. Schutzglocke und Schutzkorb werden durch Schrauben zusammengehalten, die an dem Oberteil so befestigt sind, daß ein Lösen nur mit Hilfe eines Sonderschlüssels möglich ist. Die aus Isolierstoff bestehenden Fassungen bilden mit Gewindekorb und eingeschraubtem Lampensockel eine druckfeste Kapselung und sind somit schlagwettergeschützt.

[1] Passmann: Die Vorteile der ortsfesten Streb- und Streckenbeleuchtung im Steinkohlenbergbau unter Tage. Glückauf 1942 S. 2; — ferner K. Mendrzyk: Netzgespeiste Beleuchtung unter Tage. TÜV-Festschrift 1953 S. 51.

In schlagwettergefährdeten Grubenräumen werden an die Glühlampen besondere Anforderungen gestellt. So müssen Doppelwendel- (D-) Lampen in jeder Glühfadenzuleitung durch einen Schmelzdraht gesichert sein. Als Glühlampen kommen im allgemeinen 40—100-Watt-Lampen, für Sonderzwecke z. B. in Füllörtern und Knotenpunkten solche von 200 und 300 Watt in Betracht, die dann häufig in Leuchten mit Stahlblechreflektor oder als ausgesprochene Tiefstrahler eingesetzt werden.

Zur Vermeidung unbeleuchteter Zwischenräume ist die richtige Wahl der Entfernung von Lampe zu Lampe wichtig. 30—50 m haben sich in Strecken im allgemeinen als ausreichend erwiesen.

Der Strom für die Streckenbeleuchtung kann besonderen Lichttransformatoren oder bestehenden Transformatoren für elektrische Antriebe als Wechselstrom entnommen und mittels Kabel den einzelnen Brennstellen zugeleitet werden. Eine Spannung von 220 V wird dabei nicht überschritten.

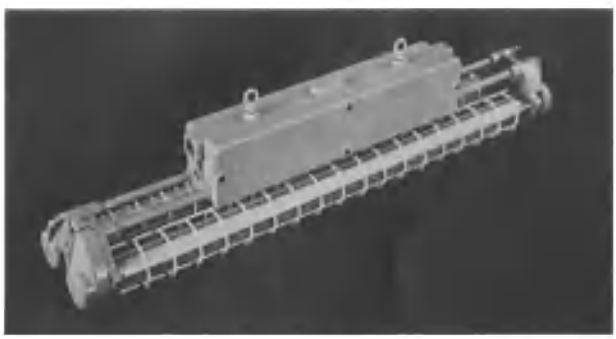


Abb. 582. Schlagwettergeschützte Leuchtstofflampe.

In Strecken mit Fahrdrahtlokomotivförderung können die Leuchten einzeln über Schmelzsicherungen an die Fahrleitung, die meist eine Gleichspannung von 220—250 V führt, angeschlossen werden. Die Verbindung zur Schiene erfolgt bis auf das letzte Stück isoliert. Von Nachteil sind bei dieser Art der Speisung die auftretenden Spannungsschwankungen, der Spannungsabfall vor allem an den Enden der Strecken und häufigere Unterbrechungen der Stromzufuhr durch Abschalten des Fahrdrahtes. Von Vorteil ist der nur geringe zusätzliche Aufwand an Leitungsmaterial.

Zu erwähnen ist hier auch die fahrdrahtgespeiste Beleuchtung der Personenbahnhöfe in Fahrleitungsstrecken. An diesen Stellen warnen rote Lampen, solange die Fahrleitung unter Spannung steht. Wird die Fahrleitung zum Ein- und Aussteigen spannungsfrei gemacht, so leuchten neben weißen noch grüne Lampen auf.

Neuerdings werden zur Beleuchtung der Füllörter und Kammern Leuchtstofflampen von 25—40 Watt benutzt, doch steht ihrer Anwendung auch in Abbaubetriebspunkten nichts im Wege. In Räumen, in denen eine Schlagwettergefahr und die Möglichkeit einer mechanischen Beanspruchung der Lampen nicht gegeben sind, unterscheiden sie sich in nichts von den über Tage gebräuchlichen Ausführungen. Schlagwettergeschützte Leuchten werden bei Lampen mit Glühelektroden in der Schutzart „druckfeste Kapselung“

(Abb. 582), bei Lampen mit Kaltelektroden in der Schutzart „erhöhte Sicherheit" hergestellt. Bei der in Abb. 582 gezeigten Leuchte liegt das 97—120 cm lange Gasentladungsrohr in einem Schutzrohr aus Plexiglas, das von einem Drahtkorb umgeben ist. Eine der beiden Abschlußhauben, in deren Fassungen die Leuchtstoffröhre ruht, enthält in ihrem Verschluß einen zwangsläufig wirkenden Schalter, so daß die Lampe bei geöffneter Leuchte stets spannungslos ist. Der über der Lampe angebrachte Anschlußkasten enthält eine Strombegrenzungsdrossel und einen Kondensator und ist im übrigen mit Sand gefüllt. Die Leuchten werden zweckmäßig in der Achse der Strecke in einer oder in mehreren Reihen angeordnet, um eine günstige Lichtwirkung zu erzielen. Sie können fortlaufend aneinandergereiht oder in Gruppen zu zwei bis vier Leuchten in Abständen von 5—10 m angebracht sein. Die Verteilung der Beleuchtungsstärke ist bei diesen Lampen weitaus gleichmäßiger als bei Glühlampen. Aus den weiteren Vorteilen der Leuchtstoffröhre, auf die in Ziff. 11 schon hingewiesen worden ist, ergeben sich Betriebskosten, die unter denjenigen der Glühlampenleuchten liegen. Wenn auch die Anlagekosten von Leuchtstofflampen höher als von Glühlampenleuchten sind, so vermindern sich die Betriebskosten der Leuchtstofflampen infolge ihrer geringeren Strom- und Unterhaltungskosten um so mehr, je länger sie in Betrieb sind. An Anlagekosten für die Beleuchtung kann man bei der Verwendung von Einheitsleuchten und Kabelspeisung je Meter Strecke mit 8—10 DM je nach Lampenabstand rechnen.

24. — Die Abbaubeleuchtung. Eines der schwierigsten Beleuchtungsprobleme stellt die Abbaubeleuchtung dar, in erster Linie infolge der Forderung nach blendungsfreiem Licht, wegen der durch VDE-Vorschrift gesetzten Grenze der zu installierenden Leistung auf einen Strom von 25 A und schließlich wegen der hohen mechanischen Beanspruchung der zur Beleuchtung gehörenden Betriebsmittel.

Aus Gründen einer möglichst hohen Blendungsfreiheit ist es ratsam, lieber viele schwache Lampen in kurzer Aufeinanderfolge anzubringen, als wenige starke in großen Abständen. Es werden meist Lampen von 40—60 Watt in Abständen von 4—6 m angebracht. Die Beleuchtungsstärke am Kohlenstoß beträgt dann etwa 3—10 Lx. Anzustreben ist ein Abstand von etwa 2,5 m. Als Glühlampen sind für Abbaubetriebe im Steinkohlenbergbau stoßfeste Lampen, wie z. B. Osram-Zentralampen, vorgeschrieben. Es sind dies luftleere Wendeldrahtlampen, die eine größere Anzahl Glühlampenstützen aufweisen als normale Lampen.

Außer der genannten Einheitsleuchte (s. Ziff. 23), die zur Signalgebung (s. u.) auch mit Zug- oder Druckknopfsignalschalter gebaut wird, gibt es verschiedene Ausführungsformen zur Befestigung am Strebfördermittel selbst, an einem besonderen Ständer oder an den Kappen des Strebausbaus. Die Leuchten sind durch ein Gummikabel miteinander verbunden, das durch die Leuchten hindurchgeführt ist. Gewöhnlich wird es in Stücken von 20 m Länge verlegt und durch Kupplungsstecker zusammengeschlossen.

Wie schon erwähnt, dient die elektrische Abbaubeleuchtung auch zur Signalgebung, was sich besonders in mechanisierten Abbaubetrieben als unerläßlich erwiesen hat. Die Siemens-Schuckert-Werke haben deshalb eine besondere Signalschaltung entwickelt, deren Schema in Abb. 583 gezeigt ist.

Über einen Leistungsschalter, der auch ein Schalter mit Sicherungen sein kann, wird der Strom dem Transformator zugeführt, an dessen Ausgang wieder ein Leistungsschalter liegt. Von ihm nimmt das Gummikabel seinen Ausgang. Die Stromzuführung zu den parallel geschalteten Leuchten erfolgt derart, daß die eine Phase *R* unmittelbar vom Transformator, die zweite Phase *S* jedoch unter Zuhilfenahme einer dritten Ader zugeführt wird, und zwar von der entgegengesetzten Seite. Infolgedessen besitzt diese dritte

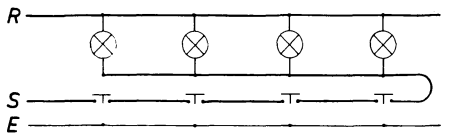


Abb. 583. Schaltschema einer Abbaubeleuchtungs-Signalschaltung.

Ader keine unmittelbare Verbindung mit dem Transformator, vielmehr ist sie in der letzten Leuchte oder im Endstecker mit der Phase *S* verbunden. Das hat gleichzeitig den Vorteil einer gleichmäßigen Verteilung des Spannungsabfalls, so daß alle Lampen annähernd die gleiche Spannung erhalten und deshalb mit gleicher Helligkeit brennen. Die Signalschalter selbst sind elektrisch in die Phase *S* eingebaut, mechanisch können sie in den Ver-

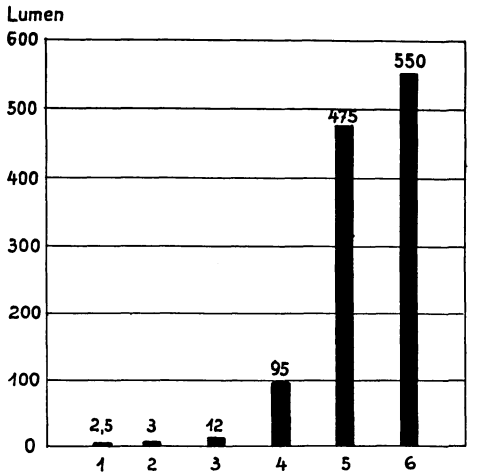


Abb. 584. Lichtleistung von Grubenlampen am Ende einer Schicht.
1 Blei-Akkumulatorlampe 2 V; — *2* Benzinlampe; — *3* alkalische Mannschaftslampe 2,6 V; 1,75 A; — *4* Leuchtstoffröhren-Mannschaftslampe; — *5* Druckluftleuchte 35 Watt; — *6* netzgespeiste Abbauleuchte 60 Watt.

bindungssteckern oder auch in den Leuchten untergebracht sein (Abb. 581). Ihr Abstand untereinander beträgt etwa 20 m. Bei Betätigung der Schalter werden sämtliche angeschlossenen Leuchten betroffen, gleichgültig, ob ein Schalter am Anfang, in der Mitte oder am Ende der Strebleitung gewählt wird.

Die Anlagekosten einer ortsfesten Abbaubeleuchtung hängen einerseits von dem Umfang der Anlage und andererseits vom Abstand der Lampen

im Streb ab. Für einen 200 m langen Streb ist bei einem Lampenabstand von rd. 6 m mit Anlagekosten von 8000—9000 DM und mit jährlichen Betriebskosten von 14000—15000 DM zu rechnen. Daraus ergeben sich bei täglich zwei und jährlich 600 Schichten die Kosten je Lampenschicht zu rd. 0,60 DM. Berücksichtigt man dagegen die Lichtleistung der Lampen, so werden sich die Kosten je Lumen und Schicht auf etwa 0,1 bis 0,2 Dpf. stellen, während die entsprechenden Kosten bei einer Mannschaftshandlampe bei durchschnittlich 15—20 Lm. Lichtleistung ungefähr 1 Dpf. betragen.

Die Abb. 584 zeigt zusammenfassend die Lichtleistung von Grubenleuchten nach achtstündiger Brenndauer. Sehr augenfällig ist die geringe Lichtleistung der tragbaren Mannschaftslampe sowohl mit Glühlampe als auch mit Leuchtstoffröhre im Vergleich zur ortsfesten Beleuchtung. Das Bestreben und die Notwendigkeit, die Beleuchtung gerade im Abbau durch netzgespeiste Leuchten zu verbessern, ist an Hand der Abbildung ohne weiteres verständlich[1].

[1] Vgl. a. A. WALD: 5 Jahre praktische Erfahrungen mit Leuchtstoffleuchten-Anlagen. Siemens-Z. 1955 S. 14. — Ferner G. WEDEMEYER: Tragbare Mannschafts- und Strebleuchten mit Leuchtstoffröhren. ETZ 1954 Heft 5 S. 201.

Namen- und Sachverzeichnis.

Abbau-beleuchtung 393, 738, 739.
— -folge 554.
— -fördermittel 288, 298.
— -förderung 242.
— -fortschritt 554.
— -führung, Einfluß auf die Ausgasung 553.
— -hammer 84ff.
— —, nasser 711.
— -lokomotiven 344, 353, 356, 364ff.
— -streckenförderung 243.
— — in steiler Lagerung 278.
— — mit Lokomotiven 364ff.
— -technik GmbH. 220.
Abdämmung 561.
Abdruckbüchse 69.
Abfangkeile 55, 67.
Abkeilen 83.
Ablenkung von Bohrungen 29, 58.
Abpreßverfahren 373.
Abramski 16.
Abschlaglänge 100.
Absenker 468.
Absperrtüren 675, 676.
Abteil-sperren 457, 460.
— -vorrichtungen 457, 460.
Abtreiben 83.
Abwärtsförderung von Bergeversatz mit Stromfördermitteln 402ff.
— —, Vergleich 404.
Ackermann, E. 501, 502.
Adam 498.
adsorptive Bindung 540.
Ahrens, H. 162.
Airdoxverfahren 220.
Akkumulatoren 725ff.
Akkumulatorlokomotiven 349ff., 344.
Albo-Gerät 144.
Altena, W. 348.
Altpeter, H. 413, 477, 483.
Ammon-Gelite 1, 2, 3, 156.
Ammonite 157.
Ammonsalpetersprengstoffe 157.
Analyse von Schlagwettern 569.
Anbauhobel 113ff.
Anderheggen, E. 236, 290, 335.
Anders 486.
Andruck 140, 143, 85.
Anemometer 530, 585, 608.
Aneroidbarometer 600.
Angriffs-rutsche 246, 255.
— -wagen für Schüttelrutschen 250.
Anhebekettenbahnen 458.
Ankündigungsignale 507.
Ankylostomiasis 532.
Anlassen 132.
Anlaufgedinge 80.
Anschläge an Blindschächten 415.
Anteilgedinge 79.
Anthes, H. 410.
Anwürge-apparat 169.
— -zange 169.
API-Vorschrift 50.
äquivalente Grubenweite 623ff., 629.
Arbeits-dimension 79.
— -zeitstudien 80.
Armstrongverfahren 220.
Askania-Minimeter 603, 613.
Aspirationspsychrometer 530.
Äthan 538.
Atkinson 620.
Atlas-Diesel-Lader 224.
Auergesellschaft 536.
Aufbruchbohrmaschine 30.
Aufgleisvorrichtungen 322.
Auflegen der Förderseile 483ff.
— — in Blindschächten 413.
Auflockerungsschießen 220.
Aufschieber, elektrische 463.
Aufschiebe-sperreinrichtung, elektrische 465.
— -vorrichtungen 428, 430, 457, 462, 472.
Aufsetzvorrichtungen 432.
Aufsteckmeißel 133.
Auftrieb, natürlicher 642ff.
— der Wetter 641, 645.
Augenzittern 720.
Aumund 272, 273.
Aureole 570.
Ausblasen des Besatzes 216.
Ausgasung, absolute 547.
—, Einfluß der Abbauführung 553.
—, — von Luftdruckschwankungen 549.
— unter Abbauwirkung 544, 547.
— bei der Ausrichtung 547.
Ausgasungsband 545.
Ausgleichsmantel 580.
Außenversager 215.
Aus- u. Vorrichtung 547.
ausziehende Schächte 593, 641.
Automat 381.
automatische Zugmeldung 395.
Axialgebläse 646ff.
Azetylenlampen 720, 721.

Bach, Firma 684.
Bade & Co. 31, 33.
ballistischer Mörser 153.
Band-förderung in Hauptstrecken 447.
— -führung 262.
— -schleife 265.
— -schnellader 224.
— -tragegerüst 259, 260, 268.
— -übergabestellen 265, 266, 267.
— -verbindung für Unterbandförderer 267.

Band-verbindung von Lutten 684.
—-verschluß 267.
—-wächter 271.
—-weichen 277.
—-zugförderung 277, 278.
Banka-Handdrehbohrer 42.
Bär, S. 489, 493, 494, 500, 516, 618.
Barograph 600.
Barolux 600.
Barometer 600.
—-druck 594, 613.
Batzel, S. 576, 583, 662, 663, 620, 637.
Beamten-lampen 726, 730ff.
—-verbundleuchte 571.
Beck 472, 533.
Beckmann, K. 221.
Begleitstreckenbetrieb 681, 695.
Behrens 542.
Beien, Firma 110, 280, 282, 283, 284, 287.
Bekämpfung des Grubengases 553.
Belastungsdrall 481.
Beleuchtung, netzgespeiste 736ff.
Beleuchtungsstärke 720.
Benzinwetterlampen 722 ff., 731.
Bergbau-Konimeter 703ff.
Bergbehörde 347, 349, 553, 559, 561, 627, 668, 672, 680, 683, 714, 716, 719, 724.
Berge-böschung 290.
—-brechanlage 448.
—-falleitung 402, 403, 439.
—-falltreppe 403, 404, 439.
—-versatzförderung 402ff.
Berghoff-Förderung 409, 410.
Bergmännische Untersuchungsarbeiten 13.
Bergmeister 137, 141, 708.
Bergtechnik, Lünen 145, 222, 226.
Berkermann, F. 525.
Berstscheibe 220.
Berthold, M. 514.
Berührungsgefahr 387.
Besatz 190, 219.
Beschleunigungsmesser 488.
Besigk, H. 24, 50, 53, 59, 126.
Beton-brecher 86.
—-schwellen 317.
Betriebs-bereich eines Lüfters 651, 653.
—-kosten verschiedener Lokomotivarten 362.
—-punkt eines Lüfters 651, 653.
Betz-Manometer 603.
Bewährungszahl von Förderseilen 490.
Bewetterung 593ff.
—, abfallende 595.
—, aufsteigende 595.
—, blasende 681ff., 687.
—, saugende 593, 681ff.
— von Aus- und Vorrichtungsbauen 680.
Beyling, C. 151, 161, 175, 714.
Beyling-Drekopf 567, 698.
Bischoff, Firma 248, 684.
Bläser 543, 547.
Blechlutten 683ff.
Blei-azid 152, 163.
—-blockausbauchung 153.
—-chromat 173.
—-pikrat 173.
—-sammler 725.
—-trinitroresorzinat 163.
Blenden 609, 615.
Blindschacht-anschläge 415, 416.
—-bahnhöfe 415.
—-förderung, maschinelle 405, 406.
—-häspel 407, 408.
Block-probe 16.
—-puffer 307.
Bobinenförderung 511, 514.
Bockemühl 523.
Boden-entleerer 310, 436.
—-schwert 112.
Boeke 346.
Bogenschram 104, 105.
Bohnhoff, H. 371, 475.
Bohr-armträger 146.
—-druck, spezifischer 126.
Bohren von Hand 120.
—, maschinell, drehend 120.
Bohrerhaltebügel 139.
—-satz 131.
—-schärfmaschinen 132.
Bohr-fortschritt 128.
—-gestänge 36, 40, 50, 55.
—-haken 52, 67.
—-hämmer 136.
—-hülse 136, 137, 139.
—-kernprobe 16.
—-knecht 141.
—-kran 39.
—-kronen 27.
—-lafette 127.
Bohrloch-abdichtung 558.
—-ablenkung 29, 58.
—-absaugung 556 562.
—-durchmesser 27, 50.
—-Neigungsmesser 71ff.
—-pfeifen 216.
—, tiefstes 49.
—-verrohrung 558.
Bohrmaschinen 27, 30, 34, 36, 37.
—-Vorschub 27, 33.
Bohr-mehlprobe 16.
—-motor 127ff.
—-schneiden 120, 128.
—-schrämlader 107.
Bohrspindel 125.
—-drehzahl 123.
Bohrstahl 131.
Bohrstangen 120, 128.
— beim schlagenden Bohren 129.
Bohrstaub-absaugung 709.
—-haube 709, 710.
Bohrstützen 141.
—-turm 39.
Bohrverfahren, Leistungen und Kosten 74.
—, über Tage anwendbare 39.
—, unter Tage anwendbare 27.
—, unter und über Tage anwendbare 33ff.
Bohr-wagen 145ff.
—-wolf 31.
Bolzenkupplung 112.
Börger 445.
Bornhardt, W. 477.
Borschel, W. 95, 96, 98.
Bosch GmbH. 123, 126.
böse Wetter 526.
Bourdonsche Röhrenfeder 601.
Braaf, W. de 579.
Brand, Firma 498, 685.
Brand-gefahr 387.
—-schwaden 598.

Brandt, Bohrmaschine von, 126.
Bredenbruch, E. 696.
Breit-auffahren 681 695.
—-keil 83.
—-wagen 304.
Bremsbergförderung 397, 405, 406.
Bremse, fliegende 398.
Brems-förderer 278, 285.
—-förderung 419.
—-schachtförderung 397.
—-schenkelrinne 287.
—-steuergetriebe 386.
—-werk 398.
Brennereinbruch 195.
Brennzeitenabstand 176, 177.
Bresler 535.
Bretterverschläge 678.
Breuer, H. 704.
Briartsche Schienenführung 408, 499.
Brisanz 151, 153.
—-messung 153.
Brown-Boveri 590.
Bruchgefahr bei Förderseilen, Rostgefahr 489.
Brückenzünder 173ff.
Brüninghaus, Firma 309, 685.
Bubnoff 533.
Bügelstromabnehmer 347.
Bunsen-Schilling-Gerät 561.
Burgholz, R. 349.
Busch, J., u. Gassmann, W. 391, 508.
Buss, H. 100.
Büttner, Firma 650.
Büttner-Eck(lüfter) 646.

Cardoxverfahren 220.
Canivet, L. 665.
Ceag 728, 731, 732, 734.
Chemecholverfahren 220.
Chloratsprengstoffe 157.
Chlorkalziumverfahren 717ff.
CH_4-Mono-Schreiber 569.
Christoph, O. 267.
Clarkson-Lader 236.
Classen u. Schensky 358.
CO-Filter-Selbstretter 700.
CO-Gehalt (Dieselloko-motiven) 359.
CO-Prüfröhrchen 536.
CO_2-Absaugung 663.
Coeuillet 139.
Continious miner 107.
Convay-Lader 225.
Craelius-Kernbohrmaschine 37ff.
—-Prinzip 29, 33.

Dachschneide 121, 126.
Dahlmann, G. 523.
Dampffördermaschinen 473, 474.
Dauer-förderer 239.
—-förderung 343.
—-wühler 107.
Dautriche 154.
Davy 722.
Deckdrähte 479, 480.
Deflagration 151.
Demag 122, 132, 137, 141, 145, 147, 229, 236, 272, 273, 280, 284, 287, 354, 355, 356, 365, 494, 495, 519, 632, 650, 685, 708.
Demag-Bohrwagen 146.
Depression 593, 594, 598, 599.
—, Abhängigkeit von der Lüfterdrehzahl 657.
—, natürliche 645.
Depressions-bestimmung in Schächten 606.
—-kurven 605.
—-messer 602, 615.
Detonation 151, 154.
Detonations-übertragungsfähigkeit 158.
—-verzögerer 170.
Diamant-Bohrkronen 50.
Dichtungs-binden 683.
—-meter 372.
Diesellokomotiven 344, 356ff., 359, 366.
Differential-vorschub 27, 33, 37, 125.
—-Zweitrommelantrieb 264.
Differenzdruckmesser 613.
Diffusion 534.
Diffusor 648, 650, 651.
Dingler, Firma 650.
Dohmen, F. 80, 434.
Dominit G.m.b.H. 728, 732.
Donarite 157.
Doppel-ausleger 99ff.
—-bockgerüst 501.
—-kernrohr 62.
—-kettenförderer 279ff., 289, 294, 299.
—-kugelsteuerung 137.
—-lokomotive 364.
Doppel-meißelschneide 130.
—-rahmenschrämmaschine 107.
—-sperren 460.
—-trommelhaspel 230.
—-walzenschrämlader 107.
—-wendellampen 736.
Dortmunder Gesteinstaubbühne 716, 717.
Drägerwerk 536.
Draht-fördergurte 257.
—-lose Fernsprechverbindung 391, 396.
—-seile 477.
Drall-drossel 660.
—-freiheit 478.
—-regler 649, 655.
—-vorrichtung 138.
Dransfeld, C., u. Craemer, A. 386, 389.
Drehbohren mit Stahlvollbohrern und Spülung 43.
— von Hand ohne Spülung 42.
Drehbohr-maschine 127.
—-schneiden 120, 128.
—-wagen 147.
Drehendes Bohren in mäßig festem Gebirge 120ff., 126ff.
— — (Tiefbohren) 30, 42ff., 49ff.
Dreh-klinken 429.
—-kolbengebläse 563.
—-kupplung 309.
—-scheiben 323.
—-schieber 137.
—-schlagbohren 143ff.
— —-bohrwagen 150.
—-stromfördermaschinen 474.
— — -Asynchronmotor 386.
—-tisch 52, 67.
—-türen 676, 677.
—-waage 6.
Dreieckseinbruch 195.
Dreifußgestell 143.
Dreikantlitzenseil 479, 482.
Dreilochverfahren 557, 558.
Dreitrommelhäspel 231.
Drekopf, K. 151, 175, 179, 565, 580.
Drill-Jumbo 145.
Drosselregelung von Lüftern 660.

Drosseltüren 675, 676, 678.
Drosselung 675.
Drosselverluste 660, 665.
Druck, absoluter 594, 599.
— —, Berechnung 606ff.
druckfeste Kapselung 378, 379, 737.
Druck-gefälle der Wetter 546, 599.
—-lagen 544, 697.
Druckluft-abbaulokomotive 365.
—-anlaßmotoren 357.
—-antrieb von Förderbändern 263, 264.
— — von Schüttelrutschen 250.
—-aufschieber 462.
—-bremse 461.
—-handbohrmaschinen 121.
—-häspel 410.
—-hupe 416.
—-leitung, Erwärmung der 576.
—-leuchte 733ff.
—-lokomotiven 344, 533ff.
—-lüfter 690ff.
—-rolle 264.
—-turbogenerator 733, 735.
—-wirtschaft 371ff.
— —, Berechnung des Rohrleitungsnetzes 374.
— —, Druckabfall 373.
— —, elektr. Untertagekompressor 376.
— —, Luftverbrauch der Maschinen 375.
— —, Rohrleitungsplan 375.
—-mengenschreiber 673.
—-messer, schreibende 605.
—-messungen 600.
—-unterschied, statischer 599.
—-verbrauch in Strecken 621.
—-verteilung in Wetterwegen 622.
—-wasserstrahlreinigung 312.
Durchgangs-öffnung 653, 656.
—-weichen 324.
Durchschiebebetrieb 447.
Durchschnittsgehalt einer Lagerstätte, Errechnung des — 17.
Düsen 609, 615.
—-meißel 50.
Düsterloh, Firma 229, 330, 735.
DÜWELL, K. 412, 498, 523, 524.
dynamische Fernsprechgeräte 391, 392.
— Zähigkeit 617.
dynamischer Druck 598, 609, 613.
Dynamit A.G. 177.
Dynamit 1 156.

EBBINGHAUS, E. 160.
EBELING, V. 195.
EBERHARDT 48.
Eckführungen 495.
Effektivtemperatur, amerikanische 584.
—, belgische 585.
EHLERS 258.
Eichkurve von Anenometern 611.
Eickhoff 93, 100, 101, 102, 108, 109, 126, 247, 248, 249, 251, 252, 254, 263, 266, 272, 280.
Eickhoff-Bischoff-Doppelkettenförderer 280, 273, 283.
Eimco-Lader 224.
Einbahnverkehr 448.
Einbrettbühne 716.
Einbruchkerbmaschine 101, 104.
Einbruchsarten 194ff.
Eindringtiefe 126.
Einfachleitung 183.
Einheits-hobel 109ff.
—-leuchte 736, 738, 739.
Einketten-bremsförderer 285, 290, 294.
—-kratzförderer 283.
Einlaufbremse 457.
Einlüfterbetrieb 689, 694.
Einphasenwechselstrommotor 346.
Einsatzschneiden 120, 121.
Einschlagwecker 509.
Einseilschrapper 233.
Einseitenentleerer 310.
EINSELE, A. 379.
Einsohlenbau 679, 695.
Einsteck-ende 133, 136, 139.
—-lutten 683, 687.
Eintrommelantrieb 261, 262, 263.
Einwirkungszeit 158.
Einzel-gedinge 79.
—-standdauer 135, 145.
einziehender Strom 593.
Eisbeseitigung in Schächten 663, 671.
EISENMENGER, K. 416.
EISENSTECKEN, F. 311.
Elektrische geophysikalische Meßverfahren 7.
— Handdrehbohrmaschine 122ff.
— Lokomotivförderung 344 u. f.
— Zündung 170ff., 218.
elektrisches Kernen 26, 70.
— Leitungsnetz 379ff.
— —, Berechnung 384.
— —, Erwärmung 385.
— —, Spannungsabfall 384.
Elektrizität im Untertagebetrieb 377ff.
—, Berechnung des Kabel- u. Leitungsnetzes 384.
—, Energieverteilung 379.
—, gemischter Betrieb 377.
—, Gummischlauchleitungen 382.
—, Kabel 381.
—, Schalter 380.
—, Schutzmaßnahmen gegen Berührungs- u. Brandgefahr 377.
—, Stromart und Schlagwetterschutz 378.
—, Umspanner 385.
—, Wirkungsgradvergleich 377.
Elektroantrieb von Förderbändern 263, 264.
— — Schüttelrutschen 253.
Elektrolüfter 689.
Elektronenstrahloszillograph 154.
Elektrorolle 264.
Ellipsenradantrieb 253, 254.
Endkontaktvorrichtung 179.
Endlosvulkanisieren 258.

Endschalter 523.
ENGEL, L. 91.
Entenschnabellader 228.
Entgasungsstrecken 560.
Entlüftungssteuerung 87.
EPPING, G. 345, 359, 361.
Erbö, Firma 275.
ERDMANN 538.
Erdungswiderstand 387.
ERLINGHAGEN 220, 542, 545.
Ermüdungsbruch 129.
Ersatzfördergestelle 435.
Erschütterungsschießen 535, 555.
Erwärmung der Grubenwetter 577, 576.
Essener Maschinenbau AG. 141.
Expansionsschalter 380.
Explosion 151.
Explosions-grenzen 565.
—-kraft 153.
—-schwaden 567.
EYTELWEIN 517.

Fächereinbruch 196.
Fahrdraht-Akku-Lokomotiven 344.
—-Ladeverbundlokomotive 353.
—-lokomotive 344, 345 ff., 360 ff.
—-schutzbezirk 349, 362.
—-weiche 348.
Fahrgestell 224.
Fahrplan bei Lokomotivförderung 369.
Fahrtregler 520, 522.
Fahrwerk 101.
Fahrwiderstand 300, 319.
Faltenband 275.
Fang-schiene 422.
—-stützen 503, 505, 524.
—-vorrichtungen 421, 520.
— — beim Tiefbohren 66, 69.
Faulenzer 421.
Fäustel 83.
Feder-büchse 69.
—-prüfgeräte 90.
—-weichen 326.
—-zugmaschinen 180.
—-zungenweiche 324.
FEITH 635.
FELGER, G. 435, 436.
Fernmessung 397.
Fernsig, Firma 392.
Fernsprechanlagen 391 ff.
Fernsteuerung von Weichen 395.
Fertig-gleis 317.
—-signaleinrichtungen 511.
—-weichen 326.
feste Rutschen 290.
FETTWEIS, G. 126.
Feuchtigkeit der Grubenwetter 531.
Feuchtkugelgerät 584.
Filtermasken 713.
Fimmel 83.
First-einbruch 198.
—-löcher 197.
FISCHER, G. 201.
Fischschwanzmeißel 50.
Flachbohrung 19 ff.
Flächengedinge 78.
Flach-seile 478, 482, 486.
—- und Tiefbohrung, Wesen und Zweck der — 20 ff.
flammwidrige Fördergurte 257.
Flanschenverbindung 684, 685.
Flaschenzugblock 52, 67.
Flattersteuerung 87, 137.
FLEHMIG 19.
flexible Lutten 686.
fliegendes Gestänge 317.
Fließförderung 402, 427.
Flottmann-Werke G.m.b.H. 121, 132, 137, 141.
Flözgas 541.
flüchtige Bestandteile 542.
Flügel-meißel 44.
—-radanemometer 611.
—-schienen 314 ff.
FLÜGGE, G. 566, 688.
Flugstaub 697 ff.
—-bekämpfung 706 ff.
flüssige Luft 218.
Förderband-antriebe 261 ff., 266.
—-brände 257, 271.
—-verbindungen 257.
Förder-häspel 410 ff.
—-gerüste 500 ff.
—-gestelle 428.
—-korbanschlußbühnen 433, 463.
—-körbe 428.
—-korbtaster 465.
—-leistung 240.
—-leistungen von Gummigurtbändern 269.
Förder-leistungen von Kettenförderern 281, 282, 284, 287, 288.
— — — Rutschen 256.
— — — Stahlgliederbändern 276.
—-maschine, elektrische 473.
—-maschinen 473 ff.
— —, Anlagekosten 476.
— —, Entwicklung 473.
— —, Vergleich der Antriebskraft 474.
— —, Sperreinrichtungen 525.
—-schalen 428.
—-seilantrieb 511 ff.
—-seile 477 ff.
— —, Anforderungen 477.
— —, Herstellung 477.
— —, Werkstoffe 477.
— —, Flachseile 478.
— —, Rundseile 479.
— —, verschlossene 479.
— —, Rundlitzenseile 480.
— —, Auflegen 483.
— —, Prüfung 487 ff.
— —, Überwachung 487 ff.
— —, Bruchgefahr 489.
— —, Rostangriff 489.
— —, Leistung und Kosten 490.
— —, Berechnung 482.
—-technik, Firma 686.
—-türme 502.
Förderung, gleislose 371.
— in geneigten Strecken 405.
— in söhligen und geneigten Grubenbauen mit Stromförderern 242.
— mit Bändern 256 ff.
— beim Bohren 24.
—, mit endlosem Zugmittel, Leistung 335.
—, mit endloser Kette 341.
—, mit festen Rutschen 243.
—, mit geschlossenem Zugmittel 329 ff.
—, mit Schüttelrutschen 244 ff.
—, Vergleich zwischen Seil und Kette 342.
Förderverfahren, der Schrägförderung 405

Förderverfahren, Seigerförderung 406.
—, Grundsätzliches 239.
Förderwagen 301ff.
—-bremse 458, 461, 462.
—-probe 16.
—-reinigungsmaschine 311, 312.
—-sperren 459ff., 471.
Forstmann, R. 424, 542, 543, 548.
Francke, P. 444.
Franki-Pfähle 505.
Fräser 70.
Fräslader, Salzgitter 236.
Fraulob 42.
Freifallbohren 45.
Freifläche 95.
Freie Fläche 194.
Fremdbelüftung 379.
Frequenzumformer 123.
Fricke, H. 402, 621.
Friemann & Wolf 722ff.
Frigene 590.
Frigiblock 590, 592.
Fritzsche, C. H. 95, 98, 372, 378, 378, 475, 569, 581, 707.
— H. 17, 48, 226, 588, 710.
Fröhlich & Klüpfel 86, 122, 137, 330, 458, 460, 461, 464, 465, 689, 691.
Fröhlich, K. 501.
Fromm, K. 619.
Fuess, Firma 600, 498, 611.
Führung der Fördergutträger 494ff.
—, Führung im Schacht 495.
—, Ausführungen 496ff.
Führungs-rahmen 101.
—-schlitten 146.
—-stuhl für Schüttelrutschen 249, 250.
Füllanlage 469.
Füllorteinrichtungen, maschinelle 458ff.
—, Kettenbahnen 458.
—, Raupenkettenzieher 458.
—, Vorzieher 459.
—, Förderwagensperren 459.
—, Hauptsperren 460.
—, Schachtsperren 461.
—, Förderwagenbremsen 461, 462.
Füllorteinrichtungen, Aufschiebevorrichtungen 462.
—, Schwingbühnen 463.
—, Schachttore 464.
Füllörter bei Gefäßförderung 466.
—, Anlagegesichtspunkte 466.
—, Förderung 467.
—, Fülltaschen 468.
—, Staubbekämpfung 468.
—, Anordnung der Füllanlage 469.
—, Bedienungseinrichtungen 469.
—, Gleisanlagen 451, 452.
—, Beurteilung 450, 451.
—, Speichervermögen 451.
—, Größe 453.
Füllortförderung 455ff.
—, Allgemeines 455.
—, maschinelle 455, 457.
—, mit Gefälle 456.
Fülltaschen 466, 468.
Funke u. Huster, Firma 396, 510.
Funkenbildung 568.
Futterrohr 63.

Gabelmitnehmer 338.
Gardner-Denver-Lader 224.
Gärtner, A. 535, 622, 628, 635.
Gas-abgabe großer Hohlräume 549.
—-ausbeute 557.
—-ausbrüche 534, 552.
—, Gefahrenbekämpfung 555.
—-dämme 560, 561.
—-detektor 569, 571.
—-druck 542.
—-entladungsrohr 727, 728, 738.
—-fangrohr 558.
—-kammerabsaugung 558, 562.
—-Meßanzeiger 536.
—-sammelleitungen 563.
— —-räume 560.
Gassmann, W. 162, 173.
Gas-spitzen 550.
—-spürgerät 536.
Gebhard & Koenig 73.
Gebirgs-schläge 553.
—-wärme 577, 578ff., 596.
Gedinge 77ff.
—-tafel 80.
Gefahrenbereiche bei elektrischen Lokomotiven 354.
Gefälleförderung, in Füllörtern 454, 456.
—, auf der Hängebank 471.
Gefäßförderung 425, 426, 435ff.
—, Fördergefäß 435.
—, in Blindschächten 407.
—, Hängebankeinrichtungen 438.
—, Einhängen von Bergen und Material 439.
— und Seilfahrt 439.
Gefäß- und Gestellförderung, Unterschiede 426.
Gegensprechanlagen 396.
Gegenstromverfahren 25, 62.
Geisler, S. 311.
Geleucht 720ff.
geneigte Spurlatten 524.
Generatorbremsung 474.
geodätischer Höhenunterschied 605.
Geophysikalische Untersuchungen 3ff., 70.
geothermische Tiefenstufe 578.
Geradzahnmotoren 411.
Gesamt-bohrzeit 128.
—-druck 613.
—-standdauer 135.
Geschwindigkeits-anzeiger 522.
—-bremsen 462.
—-druck 598.
—-höhe 598.
—-messer 521.
—-regler 522.
Gesellschaft für nautische und tiefbohrtechnische Instrumente 26, 72, 74.
Gestänge, Verlegung 315, 318ff.
—-bohren 45ff.
—-Elevator 52, 68.
—-führung 29.
—-verbindung 40.
Gesteins-ausgasung 543.
—-hacke 83.
—-proben (Tiefbohren) 70.
Gesteinstaub 697ff.

Gesteinstaub-sperren 680, 714, 715.
—-verfahren 714.
Gestell-bremsberge 397, 406.
—-förderung 425, 426, 428ff.
— —, Füllortförderung 455.
—, Gefälleförderung 456.
—, Schachtbeschickung 457.
— —, in Blindschächten 406.
— — und Seilfahrt 433.
Gewindeverbindung 134.
Gewinnungs-arbeit 77ff.
—, von Hand 82.
—, maschinelle 83.
—, Staubbekämpfung 710.
—-maschinen 106.
Gezähewirtschaft 131.
G-Förderer 280.
GHH 309, 310, 311, 492, 494, 495, 523, 589, 667.
GIMM, W. 535.
Gitter-plattenbatterien 351.
—-türen 420.
Glaswolle 679.
GLATZEL, G. 21, 229.
GLEBE, E. 302.
Gleich-druckschraubenlüfter 648, 655, 660, 664.
—-richter 352.
—-schlag 480.
—-zeitigkeitsfaktor 374.
Gleisbau 314ff.
—, Kosten 327.
Gleiskurvenband 275.
Gleitschuhe 494.
Gliederketten 341.
GLOECKNER, H. H. 91, 129.
Glückshaken 68.
Glüh-brücke 153.
—-lampenwettermodell 636, 639.
GMA-Gerät 536.
Goodman-Lader 236.
Gothe, Firma 562, 612.
Gradient 6.
Gravimeter 6.
gravimetrische Staubmessung 702, 705.
GREBE, W. 537.
Greiferscheiben 342.
GREMMLER, E,. 376.
Grenz-grubenweiten 653, 655.
—-hackenleistungen 98.
grenzläufige Grubengasabsaugung 557, 558.
— Wetterführung 669.
Grenzwiderstand 183.
GRÖNING, J. 350.
GROPP 529.
Großblindschächte 418.
Größe des Wagenparks 312.
Großförderwagen 302, 304.
GROSSKRAUMBACH, T. 410.
Großlochdrehbohrmaschine 558.
Gruben-barometer 600.
—-bewetterung 526ff.
— —, Kennwerte 625.
—-brände 535, 568.
—-fernsprecher, tragbare 392.
—-förderung, Überblick 241.
—-gas 538, 576, 596.
—, Vorkommen 539.
—, Grad der Gasführung 540.
Gruben-gas, Verhalten nach Ausströmung 553.
— —-absaugung, aus Bohrlöchern 556, 562.
— — —, aus Entgasungsstrecken 560.
— — —, aus Röschen 563.
— — —, aus Gaskammern 558, 560.
— — —, Überwachung 561.
— — —, Leitungen 563.
— — —, Wirtschaftlichkeit 564.
— —-bekämpfung 553.
— —-führung 548.
— —-verwertung 563.
—-lampen, elektrische 568.
—-lokomotiven 344ff.
— —, betriebstechnischer Vergleich 360.
— —, Energiebedarf 344.
— —, Fahrdrahtlokomotive 345, 360ff.
— —, Diesellokomotive 356.
— —, Akkumulatorlokomotive 349, 360ff.
Grubenlokomotiven, Zugkraft 344.
—-weite 623ff., 624, 645, 652, 654, 656, 658, 660.
—-wetter, physikalische Verhältnisse 574.
— —, Volumenbeeinflussung 575.
— —, Temperaturbildung 576.
— —, Raumgewicht 574.
— —, Feuchtigkeitsgehalt 577.
— —, Kühlung 577.
— —, Einfluß der Energiearten 581.
—-zwerg 356, 365.
Grundausgasung 544, 551, 564.
Gründer, Firma 325.
Gruppengedinge 79.
gruppenweise Parallelschaltung 188.
Gummi-gurtbänder 257ff., 293, 298.
—-schlauchleitungen 381, 382, 383.
Gurtförderbänder 256.

HAACK, K. 266.
Hackenarten 83.
HAGEN, W. 588.
HAHN, O. 399.
HAHNE, C. 579.
Hakenverbindung von Förderbändern 257, 258, 267.
Halbach, Braun & Co. 249.
HALDANE 587.
Hammer-bohrmaschinen 136.
—-pflege 90.
—-prüfstand 90.
—-schlagleistung 139ff.
— —-zahl 139ff.
Hand-drehbohrmaschine 121, 122.
—-habungssicherheit 156, 157, 163.
—-pumpe 703, 705.
Hanfseele 479.
Hängebank 470ff.
Haniel & Lueg 46, 47.
HANOT, CH. 589.
Härten 132.
Hart-gasschalter 380.
—-metallkrone 61.
— —-schlagbohrer 132ff. 135.
— —-schneiden 125, 133.

Hartsteinhämmer 139.
Hasenclever, Maschinenfabrik 229, 234, 336, 406, 413.
—-Auslegerschrapplader 234.
Hasenclever, O. 702, 704.
Haspelförderung 410ff., 418ff.
— in Blindschächten 407.
—, eintrümmig mit Gegengewicht 407ff.
—, zweitrümmige Gestellförderung 407.
—, mit Trommelhaspeln 407, 412.
—, mit Treibscheiben 407, 412.
Hatzfeld, K. 533, 539.
Hauhinco 87, 137, 246, 272, 273, 430, 463, 711.
Haupt-bewetterung 593.
—-bremse 457.
—-grubenlüfter 605, 646, 647, 661, 662, 663, 689.
—-schlußmaschinen 179.
—-sperre 456, 457, 460.
—-sperren, Gesteinstaub 715, 716.
—-streckenlokomotiven 344, 346, 350, 353, 356, 358.
—-wettertüren 676.
Hausherr, Firma 33, 37, 134, 145, 148, 149, 690, 691.
Hebe-kappe 64.
—-werk 52.
Heckel, Firma 336, 337, 422.
Hefner-Kerze 720.
Heidemann, W. 706.
Heidorn, W. 419.
Heimann, G. 362.
Heise, F. 580.
Heise-Drekopf 606.
Helfritz, H. 195.
Helium 544.
Hemmvorrichtung 430.
Hemscheidt 275, 276, 277, 430, 461, 466, 709.
Herbold, W. 27, 70.
Herbst, F. 587.
—, H. 131, 409, 425ff., 477, 478, 487, 490, 495, 518.
Herdemerten 191.
Herein-gewinnung durch Schießen mit Schrämarbeit 211ff.
—-treibearbeit 83.
Hermanns, P. 549, 577, 581, 598.
Herstellung der Bohrlöcher 120ff.
Herstellungsdrall 481.
Hess 154.
Heuer-Hammer, Firma 492, 493.
Hexogen 163.
Hiepe 721.
Hilfsschuß 215.
Hintereinanderschaltung 188.
Hiramatsu, Y. 636, 637.
Hirschbach-Verfahren 560, 562.
Hobel-betrieb 115.
—-fähigkeit 112.
—-kette 111.
—-meißel 112.
—-messer 109.
Hochfrequenz-Handdrehbohrmaschine 123.
—-Säulendrehbohrmaschine 126.
—-telefonie 396.
Hochhängebank 471.
Hochleistungshämmer 141.
Hochspannungs-gummischlauchleitung 383.
—-leistungsschalter 381.
—-trockenumspanner 386.
—-verteilung 379, 380.
Höchstlademengen 162, 190, 201.
Hoffmann, C. 89, 90, 221, 344, 354, 373, 410, 473, 653.
— E. 541.
— G. 511.
— W. 584, 590.
Höhen-korrektur 605, 608.
—-pläne 454.
Hohl-bohrer 129.
—-bohrstangen 120.
—-gestänge 40, 51, 55.
—-raumschießen 192.
Holz-führungen 496ff.
—-lutten 685, 687.
—-schwellen 316.
Hömssen, T. 429.
Horizontalkettenbahnen 458.
Hörsignale 507.
Hörstermann-Band 259, 268.
Houberechts, A. 589.
Hughes-Gestängeverbinder 40.
Hülsberg, F. 379.
Hupen 509.
Hüppe, Firma 30.
hydraulische Kupplung 659, 53.
— Schachtförderung 445.
hydraulischer Radius 616.
— Vorschub 27.
Hydroxverfahren 220.
Hygrograph 530.
Hygrometer 530.

Induktionsverfahren 8.
Initialsprengstoffe 152.
Initiierung 152.
Inkohlung 539.
Innen-hütchen 163.
—-versager 215.
Interferometer 561, 569.
Isolierlutten 687.
Isoschaum 696.

Jäger 537.
Jahn, R. 17, 143, 195.
Jahnke-Keinath 488.
Jahns 328.
Jeffrey-Lader 236.
Jodpentoxyd 536.
Jordan 396.
Joy-Lader 235.
Joy-Sullivan-Lader 224.
Junghans 533.

Kabel 381.
—-masse 383.
—-schutzschalter 381.
—-seile 479.
—-verbindungsmuffen 383.
Kalibergbau 679.
Kaliberverschleiß 131, 132.
kalibrierte Kette 341.
Kalisalpeter 155.
Kaliumchlorat 157.
Kalksteinstaub 714.
Kalsen, E. 287.
Kaltdampfmaschinen 589.
Kältemantel 579ff., 597.
Kälte-maschine, atmosphärische 589.
—-mittel 589.
—-träger 588, 590, 592.

Kaltkleben von Förderbändern 257, 259.
Kaltluftmaschinen 589.
Kalziumkarbid 722.
Kameradschaftsgedinge 79.
Kämpferdruck 544, 553.
KAMPMANN, W. 402.
Kanonenschießen 195.
Kanten-mörserprüfung 161ff.
—-schuß 160, 161.
— —-anordnung 161.
Kapselhülsen 163.
Karlik-Scheibe 337, 413.
KAST 154.
Katathermometer 584.
Kauscheneinband 491.
KEGEL, K. 540, 545, 552, 658.
Kegel-einbruch 194, 196.
—-rollenlager-Radsatz 306.
—-verbindung 133.
Keil-einbruch 194, 196.
—- und Dreieckseinbruch, vereinigt 198.
—-hauenarbeit 83.
—-seilschloß 338.
KELLNER 727.
Kennlinie von Wetterwegen 624.
Kennlinien von Lutten und Lüftern 688, 690.
—, stabile 653.
Kerben 101ff.
Kerb-maschine 91.
—-schneiden 126, 128.
—-werkzeug 101.
Kern-bohrung 26, 35, 59ff.
—-gewinnung 61.
—-rohr 61.
—-schießgerät 17.
—-sprengstoff 159.
Ketten-bahnen 458.
—-förderer, Allgemeines 278, 279.
—-schrämmaschine 92.
KINDERMANN 445, 533.
kinematische Zähigkeit 617.
KINNA, W. 129.
Kipp-kübel 436.
—-riegel 421, 422.
KIRST 535.
KLAGES, H. 436, 439, 469, 516.
Klankenbildung 481.
Klauenkupplung 309.
Klein-förderwagen 302, 304.
—-schrämmaschine 103, 105.
—-schrapper 233.
—-stoßlader 227.
Klemm-backengetriebe 228.
—-kauschen 492.
—-scheibe 337.
Kletter-weichen 326.
—-wendeplatten 323.
Klima-anlagen 588.
—-gesamtwert 585.
—-kammer 584.
Klinkengesperre 138.
Klöckner-Humboldt-Deutz 357, 358.
KLÖSSEL, E. 217.
Knaggen 429.
—-steuerung 473.
Knallquecksilber 152, 163.
KNAUST, H. 272.
Knüppeldämme 679.
KOCH, H. 363, 474.
— W. 371.
KÖGLER, F. 500.
KOEPE, F. 220, 332, 515, 697, 715.
Koepe-förderung 481, 515ff.
—-lack 413.
—-scheibe 413.
Kohlen-gewinnungs- und Lademaschine 106ff.
—-hobel 109ff.
—-nester 552.
—-oxyd 535, 536, 700.
—-säge 103.
—-säure 532, 533, 534, 544, 576.
— —, flüssige 220.
— —-gärung 563.
—-schoneinrichtung 468.
—-staub 697ff.
— —-explosion 536, 697, 698ff., 714.
— —-gefahr 158.
— —-Luftgemisch 161.
— —-sicherheit, Erprobung der 160.
— —-sorten, Gefährlichkeit 699.
— —-zündung, Ursachen 158.
—-stoßtränkung 707.
Kollodiumwolle 156.
Kombi-Maschine 143.
Kombiniertes Schießen 160, 193, 206.
Kompressions-hammer 87.
—-wärme 597.
Kondensatorzündmaschine 182.
Königstange 429, 492.
Königstangenfeder 521.
Konimeter 703, 704, 705.
konische Trommeln 513.
Kontaktvorrichtung 525.
Kontrabarometer 600.
Konvektion 583.
Kopf-führungen 496.
—-lampen 726, 729.
Koppelgedinge 79.
Korb-beschickung 431.
—-beschickungsbahnen 455.
Korfmann, Firma 30, 33, 101, 102, 108, 122, 222, 423, 690, 691.
KORTSCHIK, R. 710.
Kosten der Untertagebohrung 32.
Kranz-platten 322.
—-schüsse 200, 202.
Kratze 82.
Kratzförderer 283, 295.
Kraucher 197.
KRAUSE 21.
KREKLER 53.
Kreuz-hacke 83.
—-schlag 480.
—-schneide 130.
Kriechströme 186.
KROLL, G. 258.
Kronenschneide 130.
Krug, Firma 324.
Krupp 137.
KUGEL, F. 357.
Kugel-flanschleitungen 563.
—-rutsche 247.
KUHLMANN, H. 285, 376, 386, 346, 502.
Kühl-anlagen 590, 592.
—-körper 587.
—-leistungen 584, 589, 590.
—-maschinen 588ff.
Kühlung der Grubenwetter 577, 586, 587.
Kühlwirkung der Wetter 584.
KÜHNE, G. 25, 50, 59, 126.
Kühnle, Kopp und Kausch 649, 658, 659.
Kulissen-schiebersteuerung 410.
—-steuerung 473.

künstliche Wetterbewegung 646ff.
Kupfer- und Aluminiumkapseln, Vergleich zwischen 164.
Kuppelgrube 455.
Kupplungen (Förderwagen) 308.
Kurbelinduktor 391.
Kurven-band Hemscheidt-Grebe 276, 290.
—-bänder 275ff.
—-gedinge 78.
—-rolle 331.
Kurzschlüsse 185, 384ff.
Kurzschluß-läufer 386.
—-schnellauslöser 391.
—-schutz 385.

Lade-band, Hauhinco 222.
—-leistung von Hand 82, 83.
— — der Stoßschaufellader 228.
— — — Wurfelschaufellader 226.
—-maschinen 221ff.
— —, Anwendungsbereich der 237ff.
—-menge 192.
—-säule 192.
—-schaufel 223, 226.
—-schurre 229, 234.
—-station 351, 352.
—-stöcke 190.
—-wagen 222.
Ladung, geballt 192.
—, geballt-gestreckt 192.
—, gestreckt 192.
Lager-buchpflicht 166.
—-räume 447.
—-stättengehalt, Feststellung 15.
— —-vorrat 14.
Lamellen-kupplung 111.
—-kupplungsgetriebe 357.
Lampen, elektrische 720, 725.
—-bewirtschaftung 732.
—-schaltung 387.
—-stube 732.
Landwehr, M. 710, 712.
Lange, F. 483, 493, 516.
Langecker, F. 266.
Längen-ausgleich bei Förderbändern 261, 265.
—-gedinge 78.
Langwagen 304.
Lares, H. 192.
Lastwagen 371.
Laufrad-rutsche 246.
—-verstellung 647, 648.
Laufrollenbänder 272.
Leerseil 231.
Lehmann, G. 151, 359, 583, 560.
Leinau 571.
Leistung der Schüttelrutschenantriebe 256.
Leistungen der Untertagebohrung 32.
Leistungs-fähigkeit verschiedener Lokomotivbauarten 360.
—-normentabellen 80.
—-schalter 380, 381.
Leit-apparat 649.
—-bäume 496.
—-prüfer 186.
—-radverstellung 647ff., 655, 660.
Leitungs-trossen 383.
—-verbindungen 184.
—-wächter 387, 388, 389.
Leitz, Firma 704, 705.
Lenker-Bohrwagen 150.
Leonard-Schaltung 473.
Leschinsky, R. 704.
Leucht-dichte 720.
—-stoffröhren 727, 728, 737f.
Leutert K.G. 72.
Licht-leistung von Grubenleuchten 739, 740.
—-messer 720, 721.
—-stärke 720.
—-strom 720.
Linksweiche 323.
Linsel, E. 573, 574, 583, 584, 596, 601, 602, 611, 625, 647, 652, 686.
Lippert, H. J. 73.
Litz, H. 525.
Löbbehobel 111.
Löbbert, Firma 709.
Loebner, F. 517.
Löffelhaken 69.
Lokomotiv-arten 344.
— —, betriebstechnischer Vergleich 360.
— —, grubensicherheitlicher Vergleich 361.
— —, Wirtschaftlichkeitsvergleich 362.
—-bauarten, Betriebsicherheit 360.
—-förderung, Organisation 366ff.
— —, Leistungen 368.
Lokomotiv-förderung, Förderbetrieb 369.
— —, Aufstellräume und Werkstätten 370.
— — 344ff.
— —, betriebliche Vor- und Nachteile 366.
— —, Allgemeines 344.
— —, Anstieg 345.
— —, Bremsung 345.
— — in Erz-, Steinsalz- und Kaligruben 363.
— —, Vor- und Nachteile 366.
Lomberg, K. 385, 386.
Löschkontakt 511.
Löseneinbruch 198.
Lösevorrichtung für Bohrkronen 134.
Lostrommel 512.
Luft-bedarf für die Atmung 526.
—-dichtebestimmung 600.
—-druckschwankungen 566, 606, 549.
—-feuchte 529.
Lüfter 681.
—, Antrieb 659.
—, Aufstellung 665.
—, Bemessung 629.
—, Betriebspunkt 625, 627.
—, Hintereinanderschaltung 661, 662.
—, Kennlinien 651ff.
—, Kraftbedarf 589.
—, Leistung 615.
—, Nebeneinanderschaltung 661.
—, Regelung 659.
—, Unterdruck 644.
—, Wirkungsgrad 624, 648, 650, 652, 654.
Luft-hebeverfahren 25, 44.
—-puffergeräte 90.
—-schleusenverschluß 667.
Luga-Messer 612.
—-Staurohr 562.
Lumen 720.
Lutten-leitung 681ff.
—-lüfter 594, 689ff.
—-richtgerät 685.
Lux 721.

Maercks u. Jungnitz 244, 300, 517.
Maercks 131.
Maevert, W. 268.

Magazintreibscheibe 483, 519.
magnetelektrische Druckluftleuchten 734ff.
Magnetometer 5.
Magnet-schalter 523
—-verschluß 723, 727.
Maihak, Firma 569.
MANNHERZ, O. 409.
Mannschafts-förderung 309.
—-handlampen 727ff., 739.
Mantel-lampe 724.
—-sprengstoff 159.
Mark-Flachlader 228.
—-Hochlader 227.
MARSAUT-Lampe 724.
Maschinelle Wegfüllarbeit 221ff.
Materialförderung 311, 427.
matte Wetter 526.
MATTHIASS 369.
Mauerdämme 678.
Mauseloch 56.
Meco Moore 109.
MEEBOLD, R. 477, 478, 487, 490.
Mehrkreiszündmaschine 181.
Mehrseilbetrieb 516.
MEIER, C. 223.
Meißel-halter 94.
—-schneide 130.
Membran-kondensator 573.
—-pumpe 574.
MENDRZYK, K. 736.
Mengenmesser, schreibende 615.
MENKE 97.
MERKEL 116.
Messerträger 109.
Meß-blenden 600.
—-düsen 600.
—-Sprengschnur 154.
Metallfunkenzündung724.
Metergedinge 78, 79.
Methan 534, 538, 576.
—-absaugung 556.
—-anzeigegerät 569.
—-bildung 539.
—-detektor 569, 572.
—-gärung 533.
—-verwertung 563.
METTLER, E. 489, 494.
MEUSS 320, 732.
Microlog 8.
MIDDENDORF, H. 126, 592.
MIEDERER 60.
Mikro-barograf 601, 602.
—-barometer 601.
—-manometer 600, 603.
MILLES, W. 391, 395.
Millisekundenzünder 177.
Mindestlohngedinge 78.
Mine Safety Appliances Company 572.
Minette 233.
Minimeter 600, 603.
Minuten, kostengleiche 98.
Mipolam 172, 184.
Mitnehmer 338.
—-stange 52.
Mittelantrieb 265.
Mittelbare Spülung 25.
Mittel-förderwagen 302, 304.
—-ketten 273.
—-puffer 308.
MOEBIUS, G. 589.
Moll, Firma 243, 244, 421.
MÖLLER 177.
MOLWITZ, H. 248.
Momentzünder 173, 175, 177.
Mönninghoff, Firma 137, 145, 421.
—-Bohrwagen 146.
Montanforschung G.m. b.H. 637, 638, 639, 640.
Montavox-Gerät 396.
MORHENN, E. 200, 215.
Mörser, ballistischer 153.
Moss 586.
Motor-schutzschalter 381.
—-steuerung 386.
MSA-Methandetektor 569, 572.
MUELLER 713.
Muffenverbindung 684.
Muldenrinne 286.
MÜLLER, O. 129, 134.
—, R. 100.
Multiplikationsdruckmesser 603.
MURGUE 620.
Myers-Whaley-Lader 225.

Nachrichtenübermittlung unter Tage 391ff.
Nachschleifen der Bohrer 134.
Nachschwaden-Unfälle 216.
Nählitzen 478.
Natrium-bikarbonat 159.
—-chlorat 157.
Natronsalpeter 155.
Naßbohren 129.
NEBE 57.
Nebel-düsen 217.
—-schießen 712.
—-wand 217.
Nebenschlußmaschinen 179.
Nebenschlüsse 185.
Nebensperren 715, 716.
NEHRING 720.
Neoprene 257, 383.
Netz-messung 610.
—-mittel 710.
—-prüfgerät 387.
—-überwachungseinrichtung 387.
—-umwandlung, widerstandstreue 628.
Neuenburg, Firma 100, 102.
Nickel-Kadmium-Sammler 726, 728, 729, 730, 731, 732.
NIEDER 44.
NIEDERBÄUMER 545.
Niederspannungsverteilung 379, 380, 381, 386.
NIEMANN 722.
Nilos-Haken 258, 267.
Nitro-glykol 156.
—-glyzerin 156.
—-penta 163.
—-pentaerythrit 154.
—-zellulose 156.
Nölle, Firma 685, 687.
Normgas 557.
NORRES, W. 185, 169, 178.
Notketten 492.
Nüsse & Gräfer, Firma 28, 33, 36, 122, 127, 143, 145, 149, 558, 650, 690, 691.
Nystagmus 720.

OB-Fernsprechbetrieb 391.
Oberbandförderer 259ff., 268.
Oberbau 327.
Oberschram 93.
ODENHAUSEN 61.
OHNESORGE 336, 337.
Ohmmeter 186.
Ohmsches Gesetz 171, 621.
Öl-durchflußregler 523.
—-kapselung 378, 379.
—-schalter 380.
Optimaler Andruck 140.

Organisation bei der Schießarbeit 207ff.
— beim Schießen mit Schrämarbeit 211.
Osram-Zentrallampen 738.
Ostermann, W. 305.
Oszillograph 187.
Otten 571.
Otto, A. 488.
Oxydation 528.
Oxydationswärme 577, 581.

Pahlke-Chaban 709.
Palladiumchlorür 536.
Panzer-förderer 280.
—-plattenbatterien 351.
Parabolscheibe 110, 423.
Parallel-betrieb von Lüftern 648, 653, 661.
—-schaltung 183, 188.
—-schlag 481.
Parker, J. 514.
Passmann, B. 257, 271, 378, 736.
Patteisky, K. 533, 539, 541, 548, 549, 579.
Pawo-Verfahren 481.
Pelzer, A. 221.
Pendel 70.
—-förderer 239.
—-förderung, gleislose 371.
—-stabverschluß 420.
—-wagen 371.
Periodendruck 545.
Personen-förderung bei Fahrdrahtbetrieb 349.
—-wagen 310.
Petit 641.
Pettep, Firma 318.
Peupelmann, H. W. 592.
Pfannenschaufel 82.
Pfeilerbau 695.
Pferdeförderung 328.
Pilotmeißel 57.
Pilzbildungen 531.
Planetenkupplung 230.
Plasdrabänder 257.
Plastex-Lutte 686.
Plastik-Lutten 686, 687.
Platten-meißel 95.
—-schutzkapselung 352, 353, 354, 359, 360, 378, 379.
—-steuerung 138.
—-weiche 226.
Pleiger, Firma 693.
Pohl 39.
Polyvinylchlorid (PVC) 257, 413, 686.
Powollik, W. 581.
Prellträger 500, 503, 505, 524.
Preventer 53.
Primär-gas 542.
—-ladung 163, 175.
Probierverfahren 618.
Protodurkabel 382.
Protomont-Schrämleitung 382.
Prüftaste 389.
Prünte, Firma 272.
Psychrometer 530, 585.
Puffer 307.
Pulver-schlauch 167.
—-seele 167.
—-sprengstoffe 155.
Pumpenkammern 447.
Pumpgrenze 653, 656.

Quadratmetergedinge 78.
Quarzstaub 701.
Quecksilber-barometer 600.
—-dampfgleichrichter 352.
Quellen, warme 582.
Querdrahtaufhängung 347.
Querförderer 107.
Quiring, H. 578.

Radbod-Stufenhobel 110.
Radioaktive Untersuchung 8.
Radizierkurve 615.
Radsätze 306, 307.
Radstand 306.
Rahmenschrämlader 107.
Raky 46.
Rampe 109.
Rangier-buckel 456.
—-lokomotive 448.
Rapperdämme 678.
Raschig-Ringe 712.
Rasenhängebank 472, 500.
Rasselwecker 509.
Rattenloch 55.
Rauer, G. 117, 396, 474.
Raumgewicht der Grubenwetter 574.
Raupenkettenzieher 458.
Rautenprofil 120.
Reaktions-stoß 151.
—-zeit 174.
Rechenlader, Demag 236.
Rechtsweiche 323.
Reed-Gestängeverbinder 40.
Reflexionsverfahren 10.
Refraktionsverfahren 9.
Regelung von Kühlmaschinen 591.
— — Lüftern 659ff.
Regelverfahren, bei Wettermodellen 636.
Regnen der Schächte 531, 642.
Reibkraft an Treibscheiben 412, 517.
Reibungs-beiwert 616, 617.
—, in Lutten 619.
—, von Wetterwegen 658.
—-widerstand der Luft 599.
—-zahlen 518.
Reichert, B. 728.
Reihen-schaltung 182, 188.
—-schlußmotor 345.
Reinigung von Förderwagen 311.
Reißzünder 169.
Rekordförderer 282.
relative Feuchte 608.
— —, der Grubenwetter 597.
Remmen, K. 431, 440.
Renfordt, H. 495.
Reusch, J. 446.
Rëuss-Rohre 402.
Rex, F. 346.
Reynolds'sche Zahl 617, 618.
Richt-bohren 57.
—-keil 57, 58.
Riester, Firma 243, 268, 403.
Riken-Interferometer 561, 569, 571.
Rillenfutter 518.
Ring-lochkupplung 309.
—-waage 605, 615.
—-schrämgerät 32.
Röcken, W. 236.
Roelen, W. 314.
Roherz, Wert des 18.
Röhrenbündel 64, 66.
Rohr-keiltopf 64.
—-leitungen 372ff.
—-leitungsplan 375.
—-schieber 87, 137.
—-schneider 67.
—-schuh 64.
—-strang 66.

Rollen-führung 495.
—-hemmvorrichtung 416, 430.
—-krone 31.
—-meißel 50.
—-mitnehmer 67.
—-rutsche 246.
—-trogförderer 290.
Rolloch-förderung 398, 399.
—-verschlüsse 399, 400.
Rollweichen 326.
Röschen 555, 563.
ROSEN, v. 571.
Rostschutz an Förderseilen 477.
Rotarybohren 25, 40, 49ff.
Rotary-Zange 55, 67.
Rück-druck 89.
—-prall 89.
—-schlag 89, 90.
—-sprung 89.
—-stoß 89.
—-zylinder 118.
RÜDIGER, O. 129.
Rufmaschine 391.
Ruhrtaler-Maschinenfabrik 357.
Rund-gliederketten 272.
—-licht 726.
—-litzenseil 479, 480.
Rutschen 243ff.
—-verbindungen 248.
Rutschschere 48.
R_{100}-Wert 608.

Sackprobe 16.
Salze, inerte 158.
Salzgitter-Lader 223.
Salzgitter Maschinen AG. 32, 33, 43, 143, 145, 150, 223.
Salz-stift 571.
—-verfahren 714, 717ff.
Sammellüfter 663.
Samson-Lader 235.
Sandpumpe 24, 41.
SANN, B. 636, 637.
Sattelbodenselbstentleerer 310.
Sättigungs-grad der Luft 586, 530.
—-spannung 529.
SAUER, H. 313.
Sauerstoff 528.
—-adsorption 543.
Saugbohrverfahren 25, 43.
Säulendrehbohrmaschine, elektrische 124.
Säulenprobe 16.
Säureflaschen 71.
Schacht-beschickungseinrichtungen (s. Füllorteinrichtungen).
—-deckelverschluß 666, 678.
—-förderung 424, 440ff.
— —, Einfluß der Totlasten 440.
— —, Bedeutung der Bedienungspausen 441.
— —, mittels Wasser oder Luft in Rohrleitungen 445.
— —, von Grubenholz 446.
— —, Sicherheitsvorrichtungen 520ff.
— —, Schichtleistung 443.
— —, Stundenleistung 442.
— —, Leistung und Kosten 440ff.
— —, Bedeutung 424, 425.
— —, Möglichkeiten 425.
— —, Vergleich zwischen Gefäß- und Gestellförderung 426, 442.
—-führungen 494ff.
— —, aus Holz 496.
— —, aus Stahl 499.
—-hammer 508.
—-heizung 671.
—-kabel 382.
—-sperre 457, 461.
—-stuhl 465.
—-telephon 392.
—-tore 464.
—-verschlüsse 665ff.
—-wendel 402.
—-wetterscheider 668.
—-wirkungsgrad 444.
SCHÄFER, H. 304, 428.
Schälschrapper 116.
Schalter 380ff.
Schaltung der Schüsse 187ff.
Schappe 24, 42.
scharfe Zünder 175.
Schauenburg, Firma 686, 687.
Schaufel-arten 82.
—-hub 224.
Schausignale 507.
SCHEER, A. 224, 267, 278.
SCHEFFLER, H. 89.
SCHEIBE, K. 60.
Scheiben-bandbremse 398.
—-einbruch 198.
SCHENSKY, M. 236, 525.
Scheren-pflugeinbruch 196.
—-stromabnehmer 347.
SCHEWE, A. 392.
Schichtenaufwand beim Umlegen 256, 286, 288.
Schicht-lohn 78.
—-zeit, verkürzte 587.
Schiebebühnen 326.
Schieber-regelung 660.
—-steuerung 87, 90, 137.
Schiebe-rutsche 247.
—-tore 419, 464.
Schienen 314ff.
—-bettung 320.
—-sperre 227.
—-stoß 321.
—-verbindung bei Fahrdrahtlokomotiven 348.
—-verbindungen 321.
—-verlegung 315, 318.
Schießarbeit, beim Abbau in der steilen Lagerung 212.
—, beim Auffahren von Abbaustrecken 203.
—, beim Auffahren von Gesteinsstrecken 193.
—, Staubbekämpfung 712.
Schießbuch 166.
Schießen und Schrämen 211ff.
—, aus dem Vollen 193.
—, mit Einbruch 193.
—, in der Kohle beim Abbau 205ff.
Schieß-leitung 183ff.
—-rohr 221.
—-stufen 201.
—-unfälle 214ff.
—-verfahren in der flachen Lagerung 206.
Schlag-arbeit 86, 137, 140.
—-bohrmaschinen 136ff.
— —, wagen 145.
schlagendes Bohren 30, 42, 129ff.
schlagende Wetter 526.
Schlag-leistung 137, 139.
—-patrone 190.
Schlagwetter-ansammlungen 678, 682.
—-bekämpfung 553.
—-erkennung 569.
—-explosionen 536, 564ff., 605, 673.

Schlagwetter-explosionen, Ursachen 568.
—-gefahr 158.
—-geschützte Kapselung 574.
—-schutz 378, 573.
—-sicherheit, Erprobung der 160.
—-zündung, Ursachen 158.
Schlagzahl 86, 137.
Schlamm-büchse 24, 41, 42.
—-löffel 25.
Schlangen-bohrer 120, 129.
—-hohlbohrer 709.
Schlauch-atmungsgeräte 713.
—-messung 603.
Schlaufenmessung 610.
Schlechten 544, 697.
Schleichströme 185, 186.
Schleifringläufer 386.
Schlepper-häspel 329ff.
—-förderung 327.
—-haspelförderung 332ff.
Schlepp-förderer 278.
—-gurtförderer 259, 267.
—-säbel 421.
Schleuder-lüfter 646, 651, 657, 655, 656, 659, 660, 664.
—-thermometer 530.
Schlieper 97.
Schlitten 101.
Schlitz-maschine 91.
—-probe 15.
—-schneiden 125.
Schlumberger 27, 70, 74.
—-Verfahren 8.
Schlüter, R. 116.
Schmalkurvenband 275.
Schmalpanzerförderer 282.
Schmelzbasalteinlagen 401.
Schmidt, F. 515, 522, 523.
— W., 601, 602, 606, 611, 620, 637, 644, 671, 682, 683, 686.
Schmitt, G. 374.
Schmitz, Firma 275.
Schneiden-formen 130.
—-stahl 135, 144.
—-verschleiß 134.
Schneidfläche 95.
Schnellauslöser 381.
Schnellschlagbohrung 46.
—-stahlschneiden 125.
—-verbinder 185.
—-verschlußlutte 684.
—-versteckvorrichtungen 513.
—-zeitzünder 175.
Schnittgeschwindigkeit 95.
Schönfeld, Firma 495.
Schräg-bodenentleerer 310.
—-einbruch 199.
—-förderung 405, 406.
—-kerben 104.
—-kerbmaschine 102.
Schrämarbeit 91ff.
Schramdicke 94.
Schrämen, unterbrochenes 104.
Schräm-kette 94ff., 101, 102.
—-kleinräumer 92, 108.
—-krone 31.
—-lademaschine 107.
—-leitung 382, 383.
—-maschine 91.
— —, nasse 711.
—-maschinenbetrieb 96ff.
—-meißel 95, 96.
—-pilz 100.
Schramtiefe 94.
Schräm- und Kerbmaschine 102ff., 105.
—-zwerg 102, 106.
Schrapper 229ff.
—-haspel 230, 231.
—-kasten 116.
—-kette 117.
—-seile 117, 231ff.
Schrapp-förderer 229ff.
—-lader 234.
Schrauben-lüfter 646ff., 654, 664, 665, 689.
—-tute 68.
Schrotbohren 61.
Schubert, E. 588.
Schubkolbenmotor 410.
Schüchtermann & Kremer-Baum 660.
Schuhketten-antrieb 336, 337.
—-scheibe 413.
Schultze-Rhonhof, H. D. 161, 162, 213, 715, 718.
Schulze-Manitius 261, 270.
Schulz, P. 126, 542, 543, 548, 557, 561, 564.
Schunke, E. 110, 392.
Schürfbohrungen 12, 42, 48, 20.
Schürfen 2ff.
Schürf- und Untersuchungsarbeiten 12.
Schuß-probe 16.
—-versager 215.
Schüttelrutschen 246ff., 289, 293, 298.
—-antriebe 256, 257.
Schüttgewicht 302.
Schütze 381, 382.
Schutz-leitungsystem 387.
—-schalter 381.
—-schaltungen 387ff.
Schwaden 152.
Schwartzkopff-Lokomotiven 355.
Schwarzpulver 155.
Schwedische Diamant-Tiefbohr AG. 33, 37.
Schwefelkies 582.
Schwefelwasserstoff 537.
Schwellen 316.
Schwenkarm 265, 266.
Schwer-kraftmessungen 5.
—-linienverfahren 614.
—-punktabsaugung 557.
—-stange 48, 49, 50ff.
Schwertprofil 120.
Schwesig, Firma 684.
Schwing-bühnen 457, 463.
—-hebelkontakt 182.
Schwungkraftanlasser 357.
Scott-Hinsley 636.
Seale-Seile 231.
Seelbach, Firma 684.
Segeltuchlutten 686.
Seigerförderung 405, 406.
Seil-ablenkung 500.
—-ablenkungswinkel 512.
—-auflegen in Blindschächten 413.
—-ausgleich 513, 516.
—-bahnförderung 339, 340.
—-bohren 48ff.
—-bucht 486.
—-drall 481, 516.
Seile 477ff.
Seileinband 491.
Seilfahrt 427.
—, in Blindschächten 417.
—, in Schächten 433ff.
Seil-förderung 338ff.
—-führungen 500.

Seilklemmen 485.
—-längung 481.
—-prüfstelle 487, 488.
—-prüfung 487.
—-rutsch 518.
—-scheiben 500, 505.
—-schlösser 338.
—-schmierung 518.
—-schnellschlagbohrung 46.
—-schrämgerät 100, 101.
—-trommeln 230, 511.
Seippel, Firma 722, 728.
Seismische Verfahren 9.
Seiten-führungen 496.
—-grifflader 235.
Sekundärladung 163, 175.
Selbst-erhitzung der Kohle 568.
—-schalter 381.
—-schlußfahrventil 424.
Selektivität 391.
Selen-Trockengleichrichter 352.
Serienschaltung 188.
Servomotor 638.
Sichelschram 105.
Sicherheit, erhöhte 378.
Sicherheits-apparate 523.
—-ladegrenzen 160, 162.
—-mantel 159.
—-sperrventile 465.
—-verbinder 70.
—-verschlüsse 420.
—-vorrichtungen bei Haspelförderung 419ff.
—-zahlen bei Förderseilen 482.
Siebert 573, 574.
Siegmund, E. 398.
Siemens-Schuckert 122, 124, 264, 346, 382, 383, 647, 650, 689, 690.
Signal-anlagen,elektrische 508.
— — in Strecken 393ff.
—-einrichtungen bei der Schachtförderung 507ff.
—-geber 509.
—-gebung mit Mannschaftslampen 393.
—-hammer 416.
—-säule 510.
—-schaltung bei Abbaubeleuchtung 739.
—-vorrichtungen an Blindschächten 416.
Silber-Zink-Sammler 724, 726, 730, 731.
Silikon-Isolation 386.
Silikose 701.
Siliziumkarbidschleifscheiben 135.
Sillan-Steinwolle 679.
Silumin-Gamma 122.
Single-Shot-Gerät 71.
Soest-Ferrum 107.
Sohleneinbruch 198.
Sommerstrom 642.
Sonder-bewetterung 549, 594, 648ff., 674, 680, 681ff.
—-schießstufe 202.
—-wagen 309ff.
Sonnenrad 230.
Spackeler, G. 304, 340, 341.
Spaltzünder 174ff.
Spann-kopf 261.
—-säule 126, 142.
—-scheibe 337, 338.
Spannungs-abfall 384.
—-rückgangsauslöser 381.
Spantiefe 126.
Sparbläser 691, 694.
Spät-schüsse 214.
—-zündung 218.
Speer 478.
Speichervermögen des Füllorts 451.
Sperreinrichtungen 525.
spezifische Energie 153.
spezifischer Bohrdruck 126.
Spiess 717.
Spiral-bohrer 24.
—-seile 479.
—-trommeln 514.
Spitz-eisen 85.
—-hacke 83.
—-keil 83.
Spreng-arbeit 84, 119ff., 568, 576.
—-gelatine 156.
—-kapseln 162ff., 217.
—-kraftmessung 153.
—-luftverfahren 218.
—-mittel 155.
—-öl 156.
—-salpeter 155.
—-schnur 169.
Sprengstoffe 151ff.
Sprengstoff, oberflächenaktiver 160.
—-erlaubnisschein 166.
—-lagerbuch 166.
—-lagerung 164ff.
Sprengung 151.
Sprengzünder 172.
Sprinkleranlagen 271.
Sprühsicherheit 168.
Spül-bohren 25, 26.
—-kopf 41, 52, 53, 708.
—-pumpe 53.
—-trübe 53.
Spülung 25, 52.
Spurlatten 496.
—, Befestigung 497.
—, verdickte 524.
—-halter 414.
—-prüfer 498.
—-weite 306.
Stadtgas 564.
Stahl-akkumulator 351.
—-betonfördergerüste 502.
— —, fördertürme 502, 504.
—-bohrer, Behandlung der 131.
—-fördergerüste 501.
— —-türme 503.
—-gliederbänder 272ff.
—-krone 61.
—-mörser 161.
—-schneiden 130ff.
Stand-länge 95.
—-rohr 28.
—-rollenbänder 272.
—-wendel 401.
Stangen-bohrer 134.
—-zug 39, 56.
Starklichtleuchten 732.
Stationsbarometer 600.
statischer Druck 598, 613.
Staub-bekämpfung 706ff.
— —, bei Gefäßförderung 468.
—-entwicklung 555, 596.
—-explosionen 698.
—-flockung 713.
—-gefährdungsfaktoren 702, 706.
— —-wertzahl 706.
—-kohle 541, 552.
—-lungenerkrankungen 701.
—-masken 713.
—-messungen 702ff.
Stauchung von Bleizylindern 154.
Stau-druck 598.
—-rand 615.
—-rohr 600, 609, 613, 615.
—-scheibenförderer 285, 286, 287, 290.
Steckvorrichtungen 384.

Steil-Ladegerät 222.
STEIN, P. 46.
STEINBRINK 545.
STEINER, F. 196, 21, 33.
Stein-kohle, Wert der 19.
—-salzverfahren 717ff.
Stellwerk 393, 455.
Sternrolle 339.
Steuer-dynamo 473.
—-leiter 382.
Steuerung, Abbauhämmer 86.
—, Bohrhämmer 137.
—, Fördermaschinen 473, 474.
Stickstoff 529, 534, 544.
STIEBER, K. 73.
Stilb 721.
Stirnlicht 726.
STOČES-CERNÌK 576.
STOLL, H. 348.
STOLLE, E. 529.
Stollengruben, natürlicher Wetterzug 642.
Stopfbüchse 27.
STORMANNS, A. 387.
Stoß-anker beim Drehbohren 127.
—-bohrwagen 147.
—-dämpfer 494.
—-einbruch 197, 199.
stoßendes Bohren 41, 45ff.
Stoß-schaufellader 226ff.
—-tränkverfahren 707.
Strahldüsen 681, 691, 693.
Strahlung 583.
Stratameter 73.
Streb-bruchbau 554.
—-förderung mit Bändern 259.
—-kühlanlage 592.
—-signalanlagen 391, 393.
Strecken-abdichtung 561.
—-beleuchtung 736.
—-endschalter 347.
—-förderung mit schwebender Kette 336.
— —, maschinenmäßige 329ff.
— — mit offenem Seil 329.
— — mit geschlossenem mehrteiligem Seil 329.
— — mit Vorder- und Hinterseil 329, 334.
— — mit Seil und Gegenseil 329, 332.
Strecken-förderung mit geschlossenem endlosem Seil 329, 336.
— — mit endloser Kette 329, 341.
— — mit Bändern 260.
— — mit schwebendem Seil ohne Ende 336.
— — mit Seil und Kette 329ff.
—-kabel 382, 383.
—-kühlanlage 592.
—-signalanlagen 391, 393.
Streu-lichtmessung 703.
—-ströme 185, 186.
—-stromsicherheit 174.
STRIEBECK 718.
Strom-abgabesperre 180.
—-abnehmer 346, 347.
—-fördermittel 239, 293ff.
—-leitungstüren 675.
—-messerschaltung 387.
Strömungsgetriebe 53, 357.
Stromverteilungstüren 675, 678.
Strunk, Firma 677.
Stübbe, Faltenband 275.
STUHLMANN, W. 244.
Sumpfgas 538.
Suprham 137, 141.
SÜSS, O. 489.

Tanzgewicht 521.
Tarifvereinbarung 78.
Taschenlüfter 693.
Taupunkt 530, 590.
TAYLOR, J. 153.
Teckel 311.
Teilmechanisierung 106.
Tellerbohrer 42.
Temperatur, wirksame 584.
—-bildung der Grubenwetter 567, 582, 596.
Teppichförderer 267.
Tetryl 163, 177.
Teufenzeiger 521.
THAER, A. 701, 702, 705.
THEIS, H. 285.
Thermalpräzipitator 703, 705.
Thiele, Firma 272.
Thixotropie 26.
THOMAE, W. 707.
Tiefbohrung 19ff.
Toluol 156.
Totlast 302, 440.
TRALLS, W. 677, 407.
tragbares Geleucht 720, 721ff.
Trag-böcke 273, 276.
—-rollen 259, 260, 265, 266, 338, 339.
Tränkgeräte 707.
Tränkung 316.
TRAUZL 153.
Treibgas 564.
Treibscheiben 336, 341.
—-förderung 515ff.
—-häspel 407, 408, 412.
Treibwirkung 151.
Trennschalter 380.
Triangeleinbruch 197.
Trocken-absaugung 129.
—-bohren 25.
—-bohrgeräte 709.
—-gleichrichter 352.
Trog 82.
Troggurtförderer 268.
Trommel-förderung 482, 511.
—-häspel 407, 412.
TRÖSKEN, K. 32, 126, 563.
Trulay-Verfahren 481.
Turbinenantrieb (Tiefbohren) 55.
Turbokupplung 659.
Tyndallometer 703, 704.
Tyndalloskop 704, 705.

Überdruck 613.
—-bewetterung 593, 594, 598.
—-kammer 217.
—-schraubenlüfter 650, 659, 660, 662, 664.
——, statischer 599.
Übersteckhülsen 185.
Übertragung von Meßwerten 397.
Übertragungs-sprengstoff 160, 193, 206.
—-zeit 174.
Übertreiben 521ff.
Ultrarotabsorptionsschreiber 537, 569, 573.
Umformer 351.
Umkehr des Wetterzuges 642, 646.
—-station bei Förderbändern 259, 261, 266, 268.
Umlaufkühlung 358.
Umlenktrommel 261.
Umluft-Umspanner 386.
Umschlingungswinkel 518.
Umsetzen 431.
Umsetz-vorrichtung 137, 138ff.
—-winkel 139ff.

Umspanner 385.
Umsteckhaspel 407.
Undichtigkeits-kennziffer von Lutten 688.
—-verluste 372.
Ungleichförmigkeitsgrad 474.
Unglücksfälle bei der Sprengarbeit 214ff.
Universal-förderer 280, 283.
—-hämmer 139.
Unterbandförderer 259, 265ff.
Unterbau (Gleis) 320.
Unterdruck, statischer 599.
—-bewetterung 593, 594.
Unterseil 478, 486, 516.
—-befestigung 492.
Untertagekompressor 376.
Unterwasserzünder 177.
Unterwerksbau, ungelöster 645.
Uras 569, 573.
U-Rohr 600, 602.

Variometer 5.
Velhagen 271.
Ventilsteuerung 87, 90, 137.
Verbund-betrieb von Lüftern 648, 653, 661.
—-lokomotiven 344, 353.
—-maschinen 179.
Verdampfer 590, 592.
Verdampfungskühlung 358, 366.
Verdichter 372.
Verdichtung der Wetter 594.
Verdichtungswärme 576, 577, 596.
Verdunstung 583.
Verflüssiger 589, 592.
Vergleichs-druck 606.
—-verfahren, elektrische 636.
Verhieb 209.
Vernichtung von Sprengmitteln 166.
Verriegelungsschaltung 272, 389, 390.
Verrohrung 27, 63ff.
Versager 215.
Versatz-arbeit, Staubbekämpfung 711.
—-brände 598.
—-förderung 267.
Verschalen der Stöße 555.
Verschlußhaube 666.
Verseilte Leitung 183.
Verstecklaschen 493.
Versuchs-grube 161, 518.
—-strecken 161.
Verteilerweichen 326.
Vertikalmagnetometer 5.
Verzinkung von Förderseilen 477.
Verzögerungselemente 175.
Vibratoren 312.
Vibro-Maschine 144.
Vidal 563.
Vierling, A. 40, 472.
Vierseilförderung 516.
Vogel, W. 21, 107, 604, 618.
Vogelsang 671.
Voith-Sinclair-Kupplung 112, 263, 386.
Vollbohrer 129.
Vollmechanisierung 106.
Vollseil 231.
Volumen der Grubenwetter 575.
—-messer 662.
Vorentgasung 548.
Vorgabe 192.
Vorräumer 109.
Vorschub-kettenbahn 456, 458, 467.
—-motor 27, 127ff.
—-schlitten 142, 146.
—-spindel 142.
— von Bohrhämmern 141.
Vortriebsmaschine 102.
Vorzieher 459.
Voss, K. H. 143.
Vulkanisieren von Förderbändern 257ff.
Vulkollan 90.

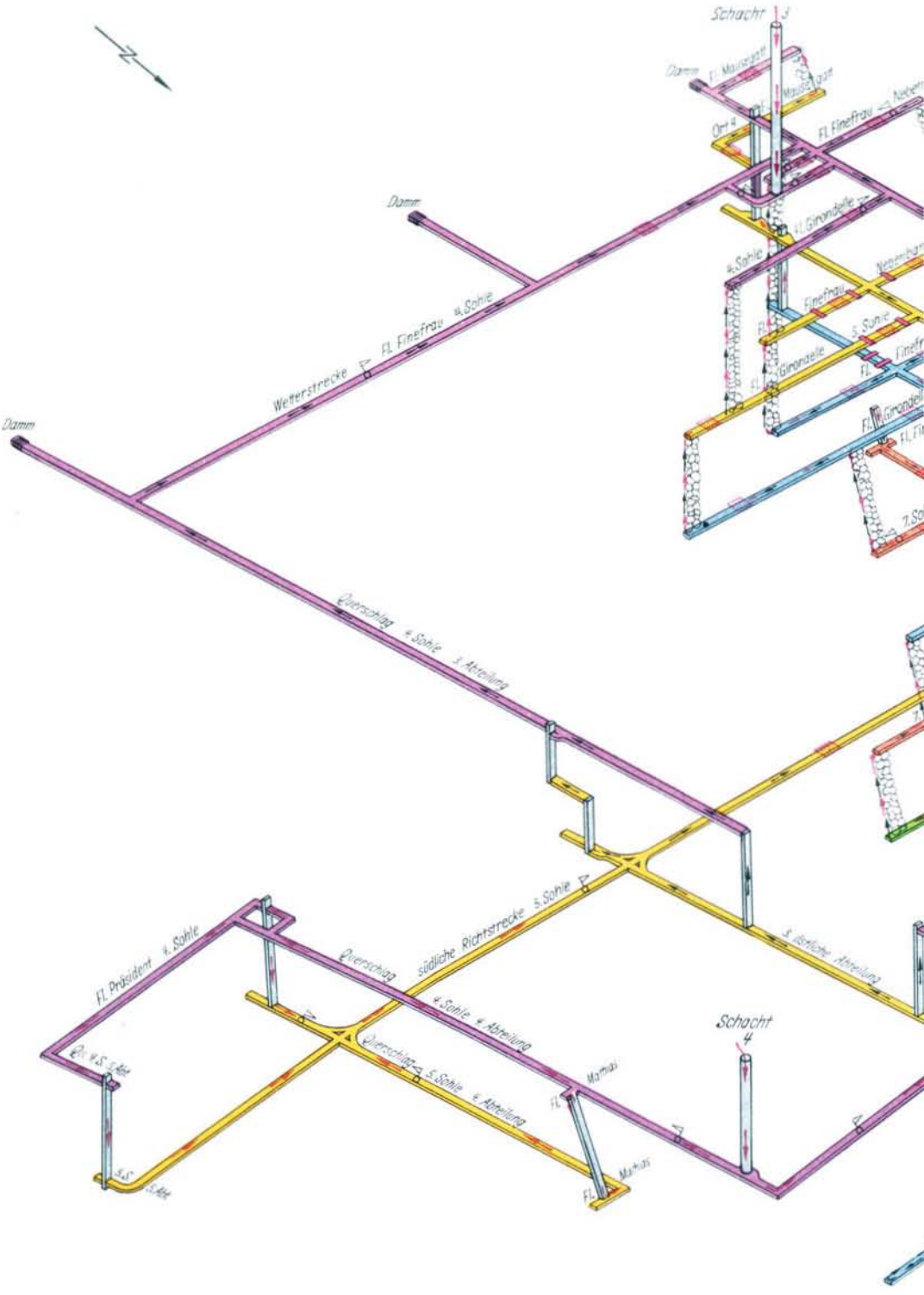
Wagen-abstoßvorrichtung 224, 227.
—-bremsberge 397, 405.
—-förderung 299ff., 327ff.
—-haltevorrichtungen 416.
—-hemmvorrichtung 430.
—-park 312ff.
—-sperren 421.
—-umlauf 471.
—-wechsel am freien Seil 433.
—-wechsel bei Gestellförderung 430ff.
Wald, A. 740.
Wäller, W. 391.
Wallram 27, 133.
Walter, M. 385.
Walzenschrämlader 107.
Wanderwendel 401.
Warrington-Machart 481.
Wärme-abgabe 577.
—-ausgleichsmantel 580.
—-austauscher 592.
—-mantel 580.
—-schutzmittel 587.
—-stauung 532, 583.
—-umsatz des Menschen 583.
—-wirkung 171.
Warnglocke 522.
Wasser-abscheidung 373, 374.
—-dampf 529ff., 576, 577.
—-düsen 710.
—-säcke 373.
—-säulenmanometer 614.
—-schläge 373.
—-spülung 125.
—-stoff 538, 544, 576.
—-topf mit Plattenschutzpaket 360.
—-trogsperren 717.
-zuflüsse 597.
Wawersik, R. 275.
Weber 543.
Wechsel 323.
—-sperre 460.
Wedag, Firma 429, 650, 651.
Weddige, A. 220.
Wedemeyer, G. 740.
Wefers, H. 289, 335.
Wegfüllarbeit 82.
—, maschinelle 221.
Weichen 323, 325.
—, automatische 325.
Weichenstellanlagen 393, 394.
—-vorrichtung, elektropneumatische 394, 395.
Weichsteinhämmer 139.
Weigel, R. G. 720.
Weisbach 620.
Wendelrutsche 400.
Wendeplätze 322.
Wende & Malter, Firma 590, 591.
Werkstatträume 447.
Werner, E. 381, 578.
Wert des Roherzes 18.
— der Steinkohle 19.
Westende-Stufenhobel 110.
Westfalia-Schnellhobel 111.

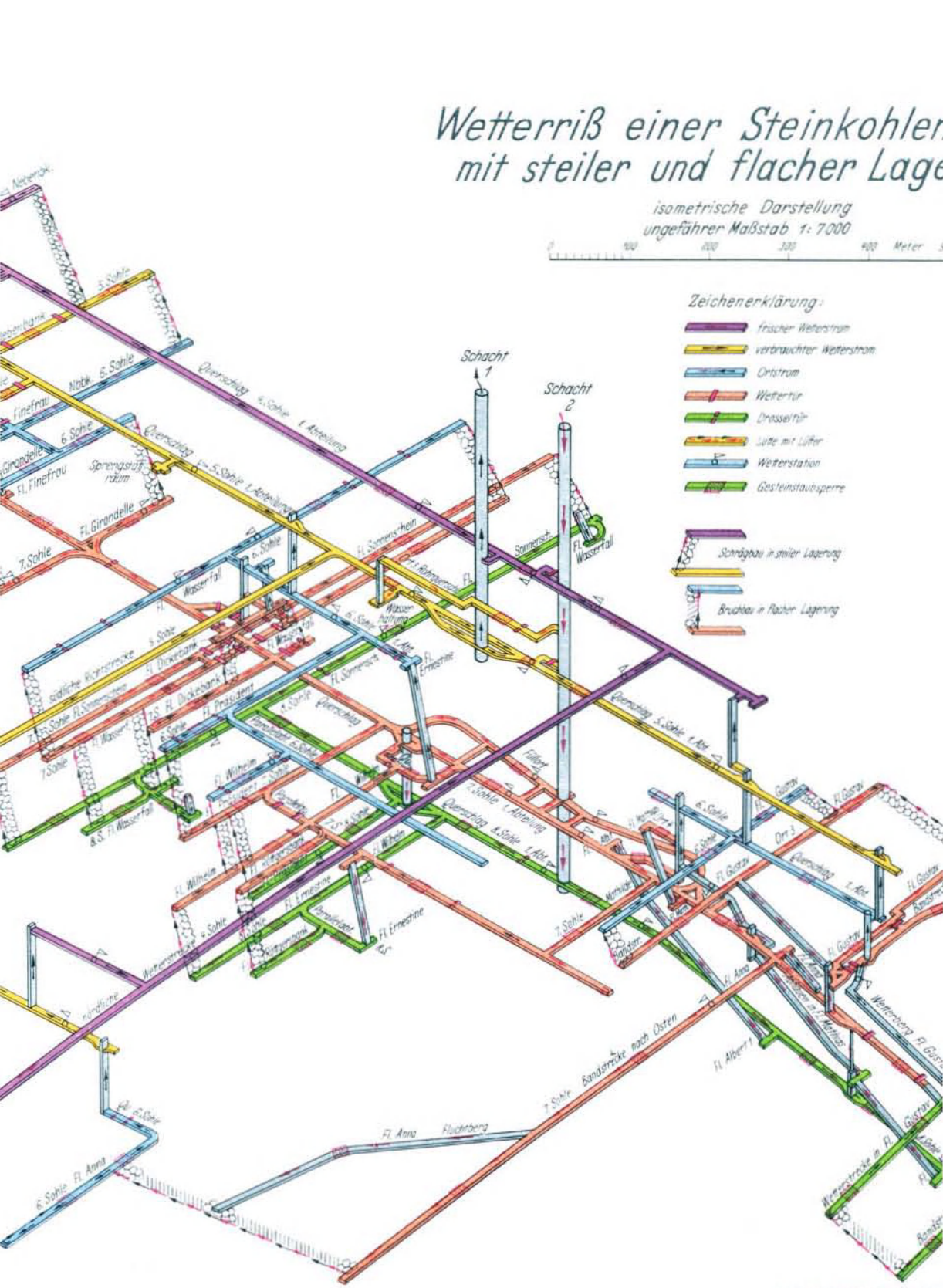
Westfalia-Lünen 110, 111, 223, 237, 275, 280, 286, 287.
Wetter-Astralit A 160.
—-bedarf 527.
—-bewegung, Arbeitsleistung 657, 623.
— — durch warme Rohrleitungen 646.
— —, natürliche 641 ff.
— —, künstliche 646.
— —, rechnerische Erfassung 615.
Wetter-Bikarbit A 160.
—-brücken 679, 680.
—-Carbonit A 160.
—-dämme 678.
—-düse 693.
—-führung 526 ff.
— —, abfallende 550.
— —, aufsteigende 550.
— —, mittelläufige 669.
— —, rückläufige 669, 676.
— —, Wirkungsgrad 596, 615, 660.
—-gardinen 678.
—-geschwindigkeit 555, 658.
—-höchstgeschwindigkeit 447.
—-kanäle, Ausführung 671 ff.
—-kreislauf 683, 694.
—-kreuze 679, 680.
—-kühlanlagen, Beispiele 592.
—-kühlung durch Wasseraufnahme 577, 586, 587.
— —, durch Kühlmaschinen über Tage 588.
— —, durch Kühlmaschinen unter Tage 589.
—-kurzschlüsse 598, 626, 629.
—-kurzschlußverluste 663, 665, 667, 672.
-lampe 568, 569.
—-leinen 695.
—-maschine, Wirkungsgrad 625.
—-menge, Abhängigkeit von der Lüfterdrehzahl 657.
— — und Grubenweite 656.
—-mengenänderungen 551.
Wetter-mengen-erhöhung durch Abteufen eines zweiten Schachtes 630.
— —-messung 609.
—-meßstellen 610.
—-modelle 628, 635 ff., 638.
—-netze, Berechnung 608, 624.
— —, Vorausbestimmung 627.
— —, Überwachung 627, 628.
—-richter 682.
—-riß 679, 680.
—-röschen 681, 695.
—-scheider 681, 695.
— — in Schächten 668.
—-schleusen 662, 665 ff.
—-Securit A 160.
—-sohle 593.
—-sprengstoffe, Klasse I 157 ff., 159.
— —, Klasse II 159.
— —, Klasse III 160.
—-stammbaum 679 ff.
—-strom, Aufteilung 658.
— —, Überwachung 593 ff.
— —-verteilung 622.
—-technische Planung 627, 636.
—-temperaturbildung 576, 596.
— —, Einfluß der Energiearten 581.
— —, Einfluß der Wettermenge 583.
—-trocknung 588.
—-türen 675 ff., 679.
—, faltbare 677.
—-türöffner 677.
—-umkehr 627, 634, 642, 646, 653, 662, 664.
—-umstellvorrichtungen 663 ff.
—-verluste 629.
— — in Lutten 687, 694.
—-verteilung 673 ff.
—-wirtschaft 526 ff.
— —, Gesamtwirkungsgrad 625.
—-zug 593.
— —, natürlicher 589, 623, 642 ff.
Weuthen, P. 582, 584.
Wever-Otto 488.
Wheatstonesche Brücke 572.
Widabloc 134.
Widerstands-druckhöhe 651.
—-gesetz für Wetterströme 621.
—-kombinationen 636.
—-messung, Beispiel 186.
—-regelung 659 ff.
—-wert 608.
— — eines Wetterweges 620.
— — und Grubenweite 624.
-zelle 638.
Widia-Schlagbohrer 133, 134.
Wiemann, Firma 318, 414, 415, 498.
Wijffels, F. C. M. 596.
Wilke, R. 393.
Wimmelmann, A. 394.
Windwerk 94 ff., 101, 104.
Winkel, Frei- 95.
—, Schneid- 95.
—, Keil- 95.
—, Verschleiß- 95.
—-rinne 286.
Winkhaus, G. P. 304, 426, 586, 587.
Winter, K. 545, 546, 549, 551, 573, 574, 725.
Winterstrom 642.
Wipper 467, 469, 470.
Wirkungsgrad der Wetterwirtschaft 625.
— von Lüftern 648, 650, 652.
Wirkungsgrade bei Luttenlüftern 689 ff.
Wirkungsgradkurven von Lüftern 654, 655.
Wirth & Co. 33, 34, 45, 51, 52.
Wirtz, Firma 683, 684.
Witt, H. P. 500.
w-Messer 585, 608 ff.
Wolff-Schrapplader 234.
Wolfsche Lampe 723.
Wörmann, A. 276.
w-Schreiber 613.
Wünnenberg, E. 225.
Wurfschaufellader 223 ff.
Wurftrichter 192.
Wurmkrankheit 532.
Wussow, D. 160, 288.

X-Schneide 130.

ZB-Fernsprechbetrieb 391.

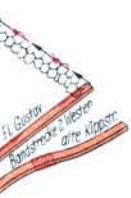
Zeigertelegraf 510.
Zeiß, Firma 572.
Zeit-Geschwindigkeits-diagramm von Förderzügen 441.
Zeit-stufen 176, 178.
—-zünder 175ff.
Zellulosenitrat 156.
Zementieren 65.
Zementierrohr 558.
Zementspritzverfahren 695, 696.
Zimmermann, H. 429, 465.
Zix 161.
Z-Schneide 130.
Zublinrollenmeißel 44.
Zubringer-lokomotiven 344.
—-lüfter 662ff., 674.
Zug-hackenlader 236.
—-keilverbindung 249.
—-kraft von Grubenlokomotiven 344, 345.
Zündanlage 171, 183.
Zünder 173ff.
—-drähte 172.
—-hülse 172.
Zünderwerke Ernst Brün 180, 181, 182, 187.
Zünd-folge 202.
—-gang 202.
—-impuls 174.
—-licht 169.
—-maschinen 178ff.
— —-prüfgeräte 186, 187.
—-paste 169.
—-pille 172, 173.
—-satz 172, 173, 174.
—-schema 203.
—-schnur 167.
— —-zeitzünder 173, 177.
— —-zündung 167.
—-spannung 174.
—-stromdauer 179.
— —-stärke 174.
—-temperatur 152.
Zündung, elektr. 170ff.
— der Sprengschüsse 167.
— von Schlagwettern 567.
Zündungsgrenzwert für Schlagwetter 387.
Zünd-widerstand 175.
—-zeit 174.
Zurichtungs-maschinen 101.
—-verfahren 104.
Zusatz-ausgasung 544, 546, 551, 554.
—-druck 544, 553.
—-kompressor 376.
—-lüfter 627, 633, 636.
Zuteilschleuse 460.
Zweiflügelschneiden 120, 125.
Zweikettenbremsförderer 287, 290.
Zweiseitenkipper 311.
Zweitrommelantrieb 261, 262, 263, 264.
Zweizylinder-Verbundmaschine 473.
Zwergpanzerförderer 282.
Zwillings-dampffördermaschine 473.
—-tandemmaschine 473.
Zwischenantrieb 268, 274.
Zwischenfördermittel 223.
Zwischengeschirr 491, 492.
Zwischensohlenförderung 397ff., 405ff.
Zwischenumkehre beim Hobel 113.

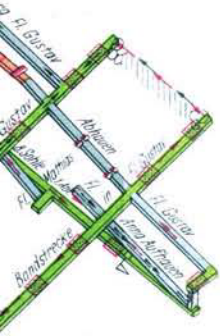

Schacht 3
Damm
Fl. Finefrau
Wetterstrecke
Fl. Finefrau 4. Sohle
Querschlag 4. Sohle 3. Abteilung
Fl. Präsident 4. Sohle
Querschlag
südliche Richtstrecke 5. Sohle
4. Sohle 4. Abteilung
Querschlag 5. Sohle 4. Abteilung
Schacht 4


Wetterriß einer Steinkohlen
mit steiler und flacher Lage
isometrische Darstellung
ungefährer Maßstab 1:7000
0 100 200 300 400 Meter
Zeichenerklärung:
frischer Wetterstrom
verbrauchter Wetterstrom
Ortstrom
Wettertür
Drosselklappe
Lutte mit Lüfter
Wetterstation
Gesteinstaubsperre
Schrägbau in steiler Lagerung
Bruchbau in flacher Lagerung
Schacht 1
Schacht 2
Querschlag 6. Sohle 1. Abteilung
Querschlag 5. Sohle 1. Abt.
Querschlag 4. Sohle 1. Abt.
Querschlag 3. Sohle 1. Abt.
Querschlag 7. Sohle 1. Abteilung
Querschlag 7. Sohle 1. Abt.
Querschlag 6. Sohle 1. Abteilung
Querschlag 6. Sohle 1. Abt.
Querschlag 7. Sohle
Querschlag 6. Sohle
Querschlag 5. Sohle
Querschlag 4. Sohle
Querschlag 3. Sohle
Querschlag 2. Sohle
Querschlag 1. Sohle
Querschlag 7. Sohle 1. Abteilung
Querschlag 6. Sohle 1. Abteilung
Querschlag 6. Sohle 1. Abt.
Querschlag 7

lenzeche
gerung

ter 500





in/Göttingen/Heidelberg