

**Bezugpreis**  
 vierteljährlich:  
 bei Abholung in der Druckerei  
 5 *M.*; bei Postbezug u. durch  
 den Buchhandel 6 *M.*;  
 unter Streifband für Deutsch-  
 land, Österreich-Ungarn und  
 Luxemburg 8 *M.*,  
 unter Streifband im Weltpost-  
 verein 9 *M.*

# Glückauf

## Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

**Anzeigenpreis:**  
 für die 4 mal gespaltene Nonp-  
 Zeile oder deren Raum 25 *J.*  
 Näheres über die Inserat-  
 bedingungen bei wiederholter  
 Aufnahme ergibt der  
 auf Wunsch zur Verfügung  
 stehende Tarif.  
 Einzelnummern werden nur in  
 Ausnahmefällen abgegeben.

Nr. 36 u. 37.

7. September 1907

43. Jahrgang

Das vorliegende Heft der Zeitschrift erscheint, entsprechend der Gepflogenheit bei frühern Allgemeinen Deutschen Bergmannstagen, als Doppelnummer in erheblich erweitertem Umfange und wird den Teilnehmern an der X. Tagung als literarische Gabe überreicht.

**Die Redaktion.**

### Inhalt:

Seite		Seite
<p>Der hydraulische Schachtbohrer. Von Oberingenieur Schlüter, Nordhausen. Hierzu Tafel 15 1130</p> <p>Über die Prüfung von Sicherheitsprengstoffen. Von Bergassessor Beyling, Leiter der berggewerkschaftlichen Versuchstrecke in Gelsenkirchen . . . . . 1142</p> <p>Der Bergwerksbetrieb auf dem Braunkohlenvorkommen zwischen Kölzig, Weißwasser, Muskau und Teuplitz in der Niederlausitz unter besonderer Berücksichtigung seines Einflusses auf die Verhütung der Selbstentzündung der Kohle. Von Bergassessor Riegel, Halle a. S. . . . . 1150</p> <p>Bremsbergförderung mit Seil ohne Ende auf „Glückhilfschächte“ bei Hettstedt. Von Bergmeister L. Hoffmann, Eisleben . . . . . 1167</p> <p>Wirtschaftliche und technische Mitteilungen über den Wietzer Erdölbezirk. Von Berginspektor Dobbstein, Hannover. Hierzu Tafel 16 1171</p> <p>Neuerungen auf dem Gebiete des Dampfkesselwesens. Mitteilung des Dampfkesselüberwachungs-Vereins der Zechen im Oberbergamtsbezirk Dortmund zu Essen-Ruhr . . . . . 1176</p> <p>Die elektrische Fördermaschine auf „Hermannschacht“ bei Eisleben. Von Bergmeister L. Hoffmann, Eisleben . . . . . 1195</p> <p>Der Achtstundentag im britischen Steinkohlenbergbau. Von Dr. Ernst Jüngst, Essen-Ruhr . . . . . 1201</p> <p>Die Belegschaft der Bergwerke und Salinen im Oberbergamtsbezirk Halle . . . . . 1212</p> <p>Technik: Baumanscher Wagenwechsler für Förder-schächte. Automatische Aufladevorrichtung . . . 1215</p> <p>Mineralogie und Geologie: Übersicht der neuern geologischen Literatur über das nieder-rheinisch-westfälische Steinkohlenbecken. Geo-logische Landesaufnahme . . . . . 1216</p>	<p>Gesetzgebung und Verwaltung: Bei Teil-schuldverschreibungen schließt die Zahlung des Reichsstempels die Erhebung einer landesgesetz-lichen Stempelabgabe auch für den Antrag auf Eintragung einer Sicherungshypothek wegen der Forderung aus den Teilschuldverschreibungen aus. Berufsinvalidität und Erwerbsunfähigkeit nach dem Invalidenversicherungsgesetze bei Bergleuten 1218</p> <p>Volkswirtschaft und Statistik: Kohlengewinnung Belgiens im 1. Halbjahr 1907. Kohlen-gewinnung in den Vereinigten Staaten im Jahre 1906. Kohlengewinnung Britisch-Indiens im Jahre 1906. Einfuhr englischer Kohlen über deutsche Hafenplätze im Juli 1907. Die Kokserzeugung der Welt im Jahre 1905. Gewinnung von Am-moniak, Teer und Benzol im Oberbergamtsbezirk Dortmund. Bergbau- und Eisenindustrie Luxem-burgs im Jahre 1906. Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im 1. Halbjahr 1907 . . . 1221</p> <p>Verkehrswesen: Kohlen- und Koks-bewegung in den Rheinhäfen zu Ruhrort, Duisburg und Hoch-feld im Juli 1907. Entwicklung des Güter-verkehrs auf den deutschen Eisenbahnen. Amt-liche Tarifveränderungen . . . . . 1224</p> <p>Vereine und Versammlungen: I. Internationaler Kongreß für Rettungswesen . . . . . 1225</p> <p>Marktberichte: Ruhrkohlenmarkt. Essener Börse. Zinkmarkt. Vom amerikanischen Eisen- und Stahlmarkt. Vom amerikanischen Kupfermarkt. Vom amerikanischen Petroleummarkt . . . . . 1225</p> <p>Ausstellungs- und Unterrichtswesen: An-leitung zur ersten Hilfeleistung bei Unfällen im elektrischen Betriebe . . . . . 1230</p> <p>Patentbericht . . . . . 1232</p> <p>Bücherschau . . . . . 1239</p> <p>Zeitschriftenschau . . . . . 1244</p> <p>Personalien . . . . . 1248</p>	

Zu dieser Nummer gehören die Tafeln 15 und 16.

## Der hydraulische Schachtbohrer.

Von Obergeringieur Schlüter, Nordhausen.

Hierzu Tafel 15.

Der hydraulische Schachtbohrer der Deutschen Schachtbau-Gesellschaft m. b. H. in Nordhausen erregte schon im Jahre 1905 auf der Lütticher Weltausstellung berechtigtes Aufsehen. Der damals noch in dem ersten Versuchstadium befindliche Bohrer und die damit erzielten Betriebsergebnisse haben in dieser Zeitschrift<sup>1</sup> bereits eine ausführliche Besprechung erfahren. In der Zwischenzeit sind die Versuche systematisch fortgesetzt worden und haben zu einer großen Zahl von Veränderungen und Verbesserungen geführt, sodaß die Versuche jetzt zu einem gewissen Abschluß gekommen sind. Die demnächst auf dem Kaliwerk Hattorf zu erwartende Anwendung in der Praxis wird zeigen, inwieweit die Hoffnungen berechtigt sind, die man auf dieses Schachtbohrverfahren setzt.

Das Grundprinzip für den hydraulischen Schachtbohrer ist dem Wolskyschen Bohrwidder entlehnt, über den in dieser Zeitschrift eine kurze Beschreibung veröffentlicht worden ist.<sup>2</sup> Da aber zum Verständnis des Schachtbohrers die Wirkungsweise des Wolskyschen Bohrwidders genau bekannt sein muß, soll diese nochmals erläutert werden.

Am untern Ende einer Rohrleitung ist ein durch eine Feder aus Stahldraht offen gehaltenes, also unterlastetes (im Gegensatz zu dem in Pumpen benutzten belasteten) Ventil in einem Ventilkasten eingeschlossen. Es hat einen geringern Durchlaßquerschnitt als der Durchmesser der anschließenden Rohrleitung beträgt. Einige Meter über dem Ventil ist in die Rohrleitung ein Luftwindkessel eingeschaltet. Der ganze Apparat wird an eine Wasserleitung oder eine Pumpe angeschlossen. Der durch die Rohrleitung fließende Wasserstrom findet seinen Weg durch das Ventil verengt, seine Geschwindigkeit erhöht sich also im Mantelquerschnitt des Ventils; der dieser Geschwindigkeitserhöhung entsprechende hydraulische Überdruck wird das Ventil gegen den Federdruck auf seinen Sitz drücken, sofern er größer als der Federdruck ist. Hat erst einmal eine Annäherung des Ventils nach seiner Sitzfläche stattgefunden, so erfolgt der völlige Schluß plötzlich, da der hydraulische Überdruck im Quadrat der proportional zur Abnahme des Durchflußquerschnittes steigenden Durchflußgeschwindigkeit wächst, während die Spannung der Feder nur proportional ihrer Zusammendrückung zunimmt.

Die Kurven der Fig. 1 zeigen das Anwachsen des hydraulischen Überdruckes. Die Abszissen stellen die Abstände der Ventilplatte von ihrem Sitz bei einer Durchflußwassermenge von 30 und 12 l/sek und einer wirklichen Ventilplatten-Oberfläche von 127 qcm dar. Die Spannungskurve der entgegenwirkenden Feder stellt sich als gerade Linie dar, die sowohl tangential zur

Kurve des hydraulischen Überdruckes verlaufen oder diese an zwei Punkten schneiden kann.

Nach erfolgtem Ventilschluß gibt die Wassersäule zwischen Windkessel und Ventil ihre lebendige Kraft an die Rohrwandungen ab (Fig. 2). Nachdem die Massenwirkung der Wassersäule aufgezehrt, ihre ab-

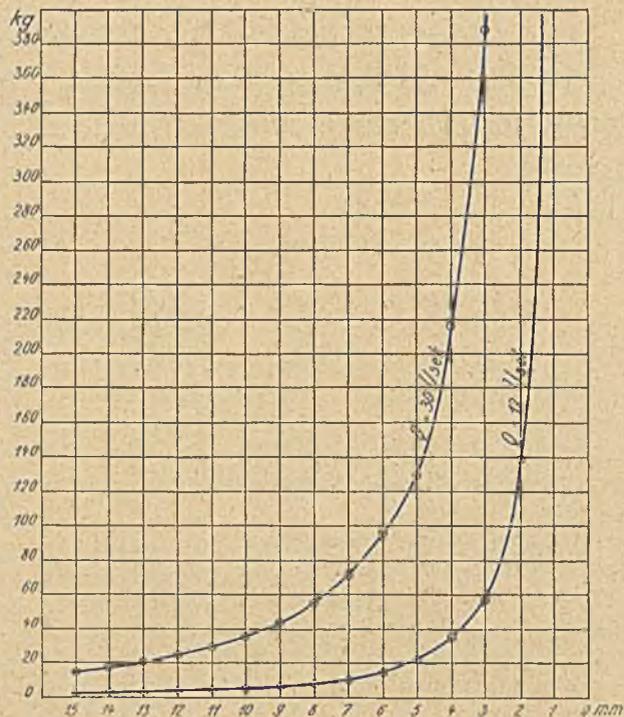


Fig. 1. Diagramm des hydraulischen Überdruckes.

wärts gerichtete Geschwindigkeit gleich Null geworden ist, nimmt sie eine nach oben gerichtete Bewegung an, das Ventil wird entlastet und öffnet sich wieder. Außerdem erfolgt eine elastische Zusammendrückung der Wassersäule. Dieser Vorgang findet schlagartig statt und hat deshalb den Namen Wasserschlag erhalten. Unter dem Einfluß der Luftspannung im Windkessel und des Pumpendruckes tritt die Abwärtsbewegung des Wasserstromes von neuem ein und damit die Erzeugung eines neuen Wasserschlages.

Auf die rechnerische Ermittlung der geschilderten Vorgänge und ihre theoretische Begründung soll hier nicht weiter eingegangen werden. Es sei nur erwähnt, daß mit Pumpendruck bis zu etwa 30 at und Spannungen in der den Wasserschlag erzeugenden Schlagsäule bis zu etwa 300 at gearbeitet wird.

In der Anordnung nach Fig. 2 wird der Wasserschlag ohne nutzbare Wirkung ausgeübt. Bildet man jedoch das untere Ende der Rohrleitung über dem Ventil als Kolben aus, verbindet den Ventilkasten federnd mit der Rohrleitung und schließt an den Ventilkasten einen Meißel an oder vereinigt Ventilkasten und Meißel zu einem Stück (Fig. 3), so wird die lebendige Kraft der Schlagsäule zum größten Teil in der dem Meißel er-

<sup>1</sup> Der Bergbau auf der Lütticher Weltausstellung. Von Bergassessor Herbst. Glückauf 1905, S. 1337 ff.

<sup>2</sup> Kurze Übersicht der Verfahren und Einrichtungen zum Tiefbohren. Von Ingenieur Paul Stein. Glückauf 1905, S. 662.

teilten Bewegung verwertet. Die konstruktive Ausbildung dieser Anordnung ist in Fig. 4 wiedergegeben.

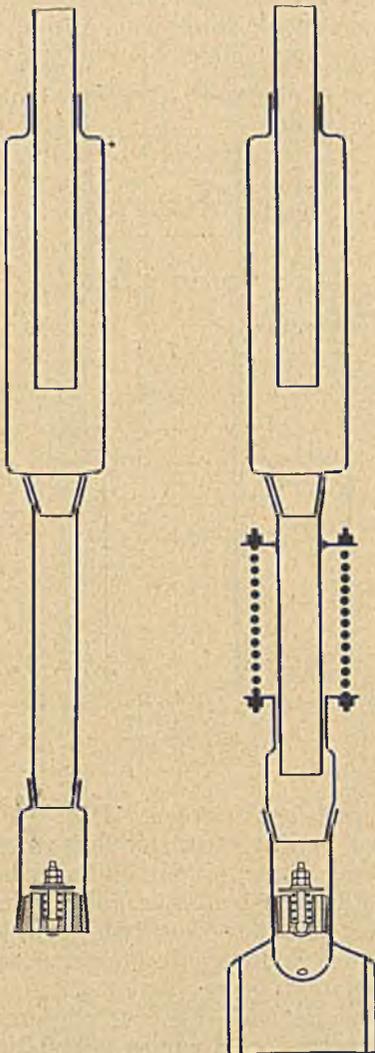


Fig. 2. Hydraulischer Widder ohne Bohrer. Fig. 3. Hydraulischer Bohrwidder.

Sie wird als „Element“ mit Rückzugfeder bezeichnet. Fig. 5 zeigt dieselbe Wirkung mit einer auf Druck beanspruchten Feder, ist also ein Element mit Rückdruckfeder. Fig. 6 zeigt ein Element auf dem Versuchstand, bei dem statt 1 Feder 4 Federn angebracht sind. Die Anordnung wurde gewählt, um in bequemer Weise Federn verschiedener Leistung zum Zwecke der Ermittlung der Abhängigkeit von Schlagzahl, Federspannung, Meißelhub und Verbrauch an Betriebswasser einbauen zu können.

Statt bei der Vereinigung einer ganzen Anzahl von Elementen zu einem Schachtbohrer jedes Element mit einem eigenen Ventil auszustatten, ist die Vereinigung mehrerer Elemente in einem Gehäuse unter Verwendung eines gemeinschaftlichen Schlag-Ventils möglich. Dies erfordert nur, den in der Schlagsäule im Moment des Wasserschlages auftretenden Druck den zu diesem Zwecke mit den einzelnen Kolben verbundenen Meißeln durch besondere Rohrleitungen oder Kanäle zuzuführen.

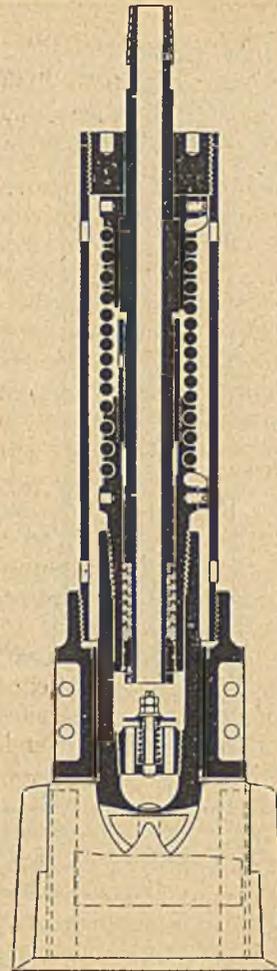


Fig. 4. Bohrwidder mit Rückzugfeder.

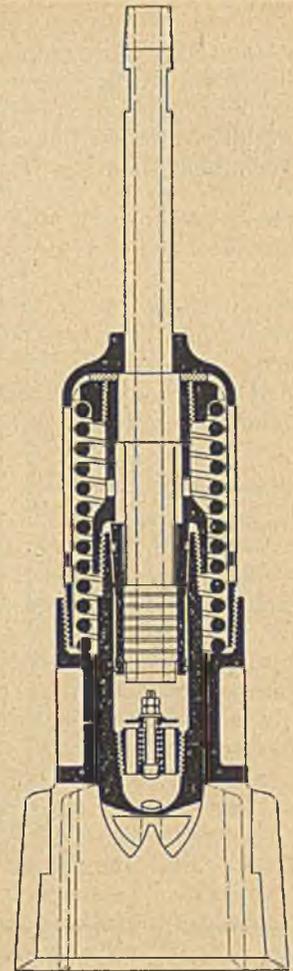


Fig. 5. Bohrwidder mit Rückdruckfeder.

Diese Anordnung liegt der Konstruktion des Versuchbohrers der Deutschen Tiefbohr-Aktiengesellschaft zugrunde.

Er ist für einen Schachtdurchmesser von 1,7 m ausgeführt. Der Verbrauch an Kraftwasser von etwa 30 at Spannung stellt sich auf ca. 2 cbm/min oder 33,3 l/sek.

Auf ein Element bezogen, ergibt das rund 5,5 l/sek. Für die endgültige Ausführung zum Bohren von Schächten von 4 bis 6 m Durchmesser und darüber sollte ein Verbrauch von 9 l/sek zugrunde gelegt werden. Nach dem Verhältnis der Flächeninhalte berechnet, ergibt sich hieraus für einen Bohrschacht von 6,5 m ein Wasserverbrauch von 570 l/sek. (oder rd. 16 l/sek. für 1 qm Bohrsohle) oder in Pferde-

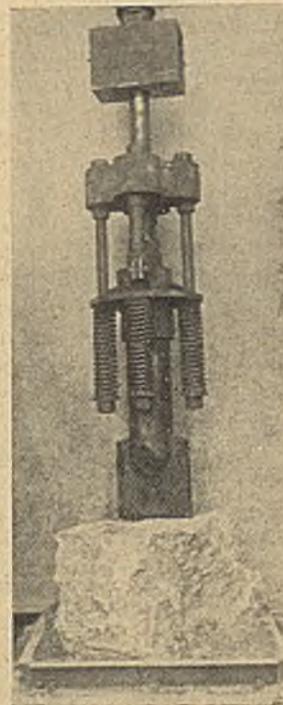


Fig. 6. Versuchbohrelement.

stärken 1280 Pumpenpferde bzw. r. 2500 Pferdestärken, die einem Antriebmotor an den Klemmen zugeführt werden müßten. Derartige Energiemengen dürften auf im Abteufen befindlichen Schachtanlagen nur in Ausnahmefällen zur Verfügung stehen.

Man mußte also mit geringern Energiemengen auskommen; als Lösung ergab sich das absatzweise Abbohren. Unter Zugrundelegung der zylindrischen, geschlossenen Bohrerform war also die Verwendung von ringartig ausgebildeten Bohrern, deren innerer

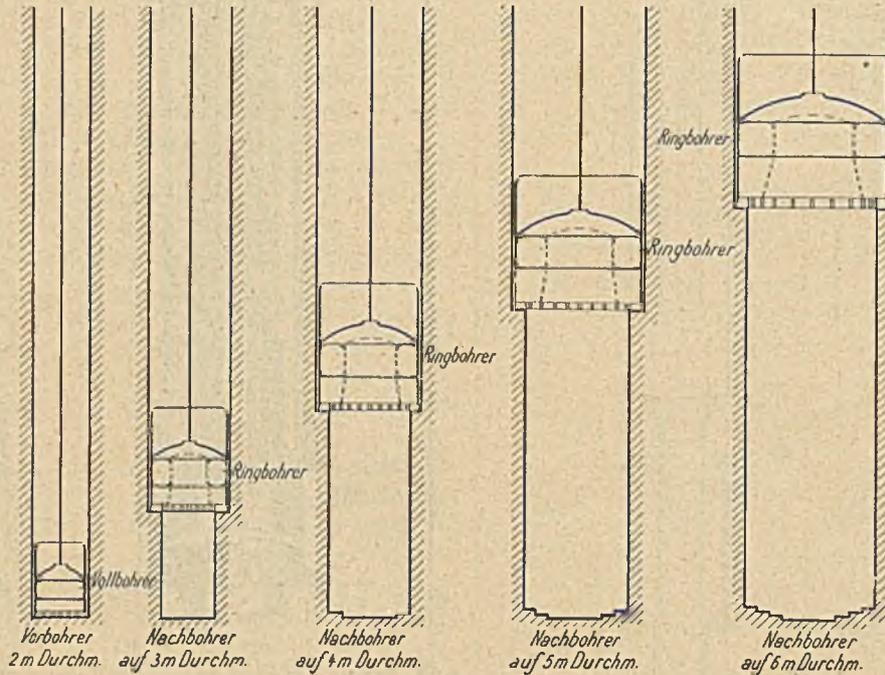


Fig. 7. Schachtabbohren mit Ringbohrern.

Durchmesser jeweils etwas kleiner als der vorgebohrte Schachtdurchmesser sein mußte, zu wählen. Zum Abbohren eines Schachtes von 5 m Durchmesser wären nach dieser Anordnung 4 Bohrer etwa nach der schematischen Darstellung in Fig. 7 erforderlich geworden. Bei der Kalkulation der Konstruktion ergab sich ihre Unausführbarkeit wegen der hohen Kosten; zudem mußte bei diesem Verfahren der Schacht gegen Nachfall von Gebirge durch provisorische

Kuvelagen gesichert werden. Das Weiterbohren mit entsprechend verringertem Durchmesser hätte also die Neuherstellung eines Bohrers mit gleicher Verjüngung des Schachtdurchmessers zur Folge gehabt.

Alle vorgenannten Nachteile wurden durch die Ausbildung des Bohrers mit etagenweise übereinander angeordneten und gegen die Vertikalachse stark geneigten Elementen nach Fig. 8 vermieden. Es sind durch Preßwasser betriebene Pumpen vorgesehen, welche das

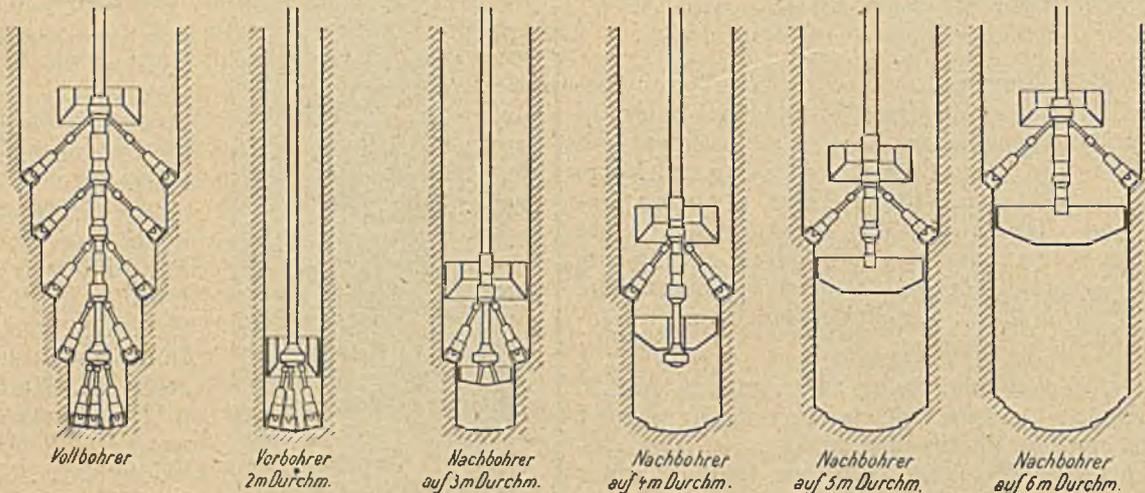


Fig. 8. Schachtabbohren mit Etagenbohrern.

gelöste Gebirge von der Bohrsohle bis zu Tage oder in ein über dem Bohrer auf ihm ruhend angeordnetes Bassin fördern sollen.

Einmal ergibt die Schrägstellung der Einzelmeißel

einen günstigeren Einbruch, ferner kann man den Bohrdurchmesser durch einfaches Kürzen der Verbindungsmuffen der Elemente mit dem Verteilkörper beliebig verkleinern. Wird auch letzterer aus einzelnen

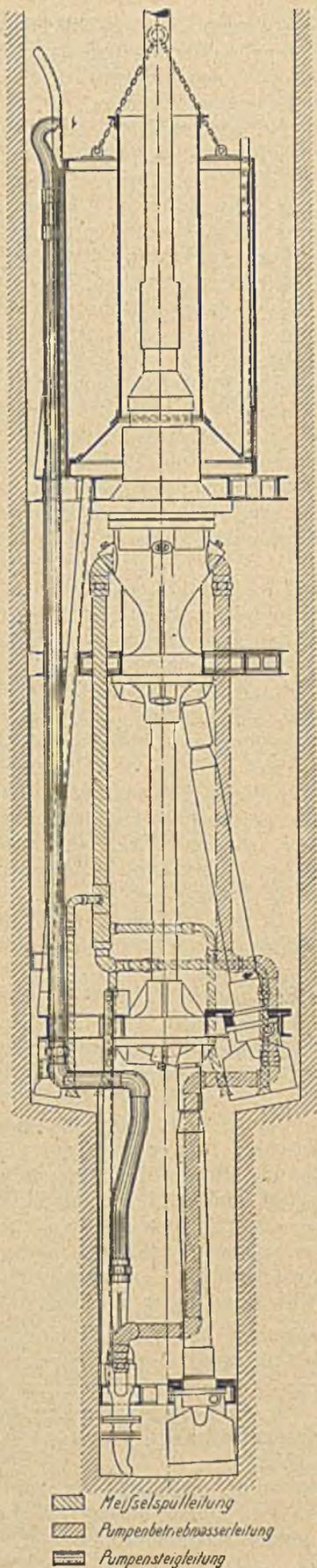


Fig. 9. Neuer Versuchschachtbohrer.

Stücken zusammengesetzt, so ist eine Teilung des ganzen Bohrers in Vorbohrer und Nachbohrer in einfachster Weise möglich. Die Nachbohrer können je aus einer Etage bestehen oder aus mehreren Etagen zusammengesetzt werden, je nach der zur Verfügung stehenden Energie zum Antriebe der Pumpen oder den sonstigen Bedingungen. Fig. 8 zeigt die Reihenfolge der Bohrungen.

Mit einem solchen Bohrer kann demnach jeder Schachtdurchmesser von 2—6,5 m hergestellt werden. Falls nachfallendes Gebirge den Einbau von Schutzkuvlagen erfordert, kann die Verjüngung der lichten Bohrweiten ohne Änderung des Bohrers in beliebigen Maße vorgenommen werden.

In der Beschreibung des zylindrischen Versuchbohrers von 1,7 m Durchmesser<sup>1</sup> war darauf hingewiesen worden, daß die bei diesem Bohrer angewendete Methode der Schmandhebung durch den zwischen dem zylindrischen Gehäuse und dem Schachtstoß aufsteigenden Spülwasserstrom eine sehr weitgehende Zerkleinerung des Gebirges bis zur Körnung von Manersand zur Bedingung macht. Bei der soeben beschriebenen Form soll die Zerkleinerung möglichst nur bis auf eine Korngröße von etwa 40 mm getrieben werden. Die Härte des Gebirges wird allerdings auf die Korngröße von Einfluß sein, derart, daß sehr hartes Gebirge in kleinern, sehr weiches dagegen in wesentlich größern Stücken als 40 mm fällt. Letztere erleiden dann eine weitere Zerkleinerung solange, bis die Saugmundstücke der Pumpen ihre Aufnahme zulassen.

Fig. 9 stellt den jetzigen Versuchbohrer der Deutschen Schachtbau-Gesellschaft dar. Mit Rücksicht auf den von den Versuchen mit dem zylindrischen Versuchbohrer herrührenden Schacht von 1,7 m l. W. war es geboten, den äußern Durchmesser des neuen Versuchbohrers auf 1,6 m bei ruhenden zurückgezogenen Meißeln zu beschränken. Deshalb kommt auch die Schrägstellung der Elemente in der obern Etage nicht voll zur Geltung. Immerhin ist der Zusammenbau des mittlern Verteilkörpers und die Anordnung der Elemente in zwei Etagen deutlich erkennbar.

Einen Vertikalschnitt durch den Verteilkörper und das alle 6 Elemente bedienende Ventil am Kopf des Verteilers zeigt Fig. 10. Nach Entfernung dieses Ventils lassen sich in diesen Bohrer Elemente nach Fig. 4 einbauen.

Die Darstellung der Strahlpumpe nebst Zuleitung des Betriebwassers sowie der einzelnen Leitungen zum Besspülen der Arbeitsflächen jedes Bohrmeißels ist aus Fig. 9 zu ersehen. Diese Spülleitungen fallen bei Benutzung von Elementen mit eigenem Ventil fort; es bleibt nur die von einem besondern Ventil zu bedienende Druckwasserleitung zur Strahlpumpe.

Die Steigleitung der Strahlpumpe ist seitlich hochgeleitet, sie endigt in einem Krümmer oberhalb des Bassins zur vorläufigen Aufnahme des Bohrschmandes. Das Bassin selbst liegt lose auf dem Gerippe des Bohrers und wird durch Führungen in der richtigen zentralen Lage gehalten.

<sup>1</sup> Glückauf 1905, S. 1337.

Sobald das genannte Sammelbassin gefüllt ist, wird es durch eine Winde mit 2 Seiltrommeln zu Tage gefördert. Sie ist an dem Bohrgestänge selbst befestigt, nimmt also mit Bassin und Seilen an der Drehung des Bohrers während des Betriebes teil. Beim Einlassen des Bohrers und der einzelnen Gestänge ruht die

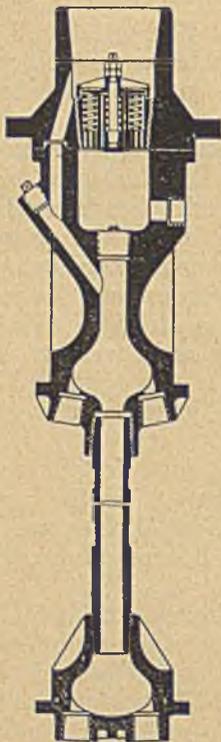


Fig. 10. Verteilkörper.

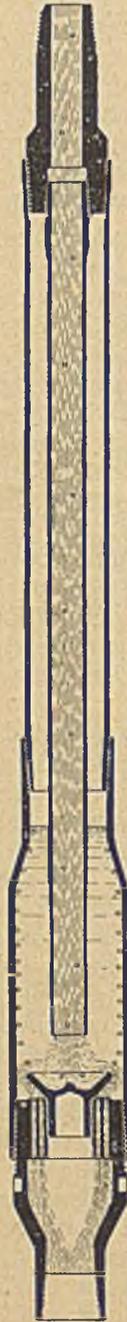


Fig. 11. Neuer Windkessel.

Winde auf den Bühnen des Bohrturmes. Das Bassin hat seitliche Öffnungen, welche das Entleeren bequem gestatten. Um es über Gestänge und Windkessel führen zu können, hat es einen ringförmigen Querschnitt erhalten.

Für kleinere Teufen, bei denen das Einlassen einer besondern Rohrtour weniger störend ist, kann die

Entleerung des Sammelbassins durch Mammuthpumpen erfolgen. Unter Umständen wird es auch möglich sein, die Strahlpumpen des Bohrers den Schmand direkt bis zu Tage heben zu lassen.

Bei der Erläuterung des zylindrischen Versuchbohrers der Deutschen Tiefbohr-Aktiengesellschaft auf der Lütticher Weltausstellung ist auch der Gestängewindkessel mit dem durch eine Gumm wand in Form eines Schlauches vom Wasser getrennten Luftraum beschrieben. Diese Ausführung hat bei Versuchen von geringerer Dauer ihren Zweck erfüllt, sie bewährt sich auch bei den Tiefbohrapparaten mit einem Meißel recht gut. Bei dem Übergang auf große Abmessungen rief jedoch die Herstellung geeigneter Gummischläuche unverhältnismäßig große Kosten hervor. Ferner war es beinahe unmöglich, eine betriebsichere und die dauernde Dichtheit gegen Luftverlust gewährleistende Verbindung von Gummi zu Rohrwandung zu schaffen, sodaß an eine ständige Erneuerung der Luft gedacht werden mußte. Versuche, statt eines Luftpolsters ein anderes pufferartig wirkendes Mittel, z. B. in das Wasser eingelegte Kautschuk kugeln, zu verwenden, verliefen ergebnislos. Die Lösung wurde darin gefunden, daß man den Betriebswasserstrom als Träger von Luftblasen benutzte, und daß diesen Luftblasen an geeigneter Stelle Gelegenheit zur Ausscheidung und Ansammlung an der gewünschten Stelle, im Windkessel, geboten wurde. Figur 11 zeigt sowohl die Konstruktion des bei den Versuchen eingebauten Windkessels als auch den Weg der eingepreßten Luftblasen. Diese Konstruktion ist für den endgültigen Bohrer mit entsprechend vergrößerten Abmessungen beibehalten worden. Auf dem Versuchstande ist der Windkessel mit Wasserstand und Manometer ausgerüstet, um jederzeit die Luftausscheidung beobachten zu können.

In Figur 12 ist die Gesamtdarstellung der Versuchschachtbohranlage in Nordhausen in Grund- und Aufriß wiedergegeben.

Wie das Schachtprofil Fig. 13 zeigt, ist der Schacht in losem Kies und Kies mit Tonablagerungen von Hand mit Sackbohrer bis 25 m niedergebracht und durch leichte schmiedeeiserne Auskleidung gesichert worden.

Da das anstehende Gebirge für das Abbohren mit dem zylindrischen Bohrer nicht genügend standfest war, wurde der untere Teil mit Beton und Ziegelbrocken befestigt und darüber Sandsteine einzementiert. Für die Versuche mit dem neuen Versuchbohrer sind diese Steine erneuert worden. Ferner wurde zum bequemen Ansetzen des Versuchbohrers ein Vorschacht aus Beton mit Hilfe einer Blechschablone hergestellt.

Die Ausrüstung der Versuchanlage besteht neben dem sehr kräftig konstruierten Bohrturm und den mit Dampfheizung versehenen Kauen für die Pump- und Windwerke aus einer liegenden Duplex-Dampfpumpe, einer Hochdruck-Zentrifugalpumpe und einer elektrisch betriebenen Winde.

Die Dampfpumpe hat Zylinder mit 420 und 700 mm Durchmesser, der Plunger besitzt 200 mm Durchmesser der größte gemeinschaftliche Hub beträgt 380 mm. Die Leistung soll bei 30 at Wasserdruck r. 1800 l/min betragen.

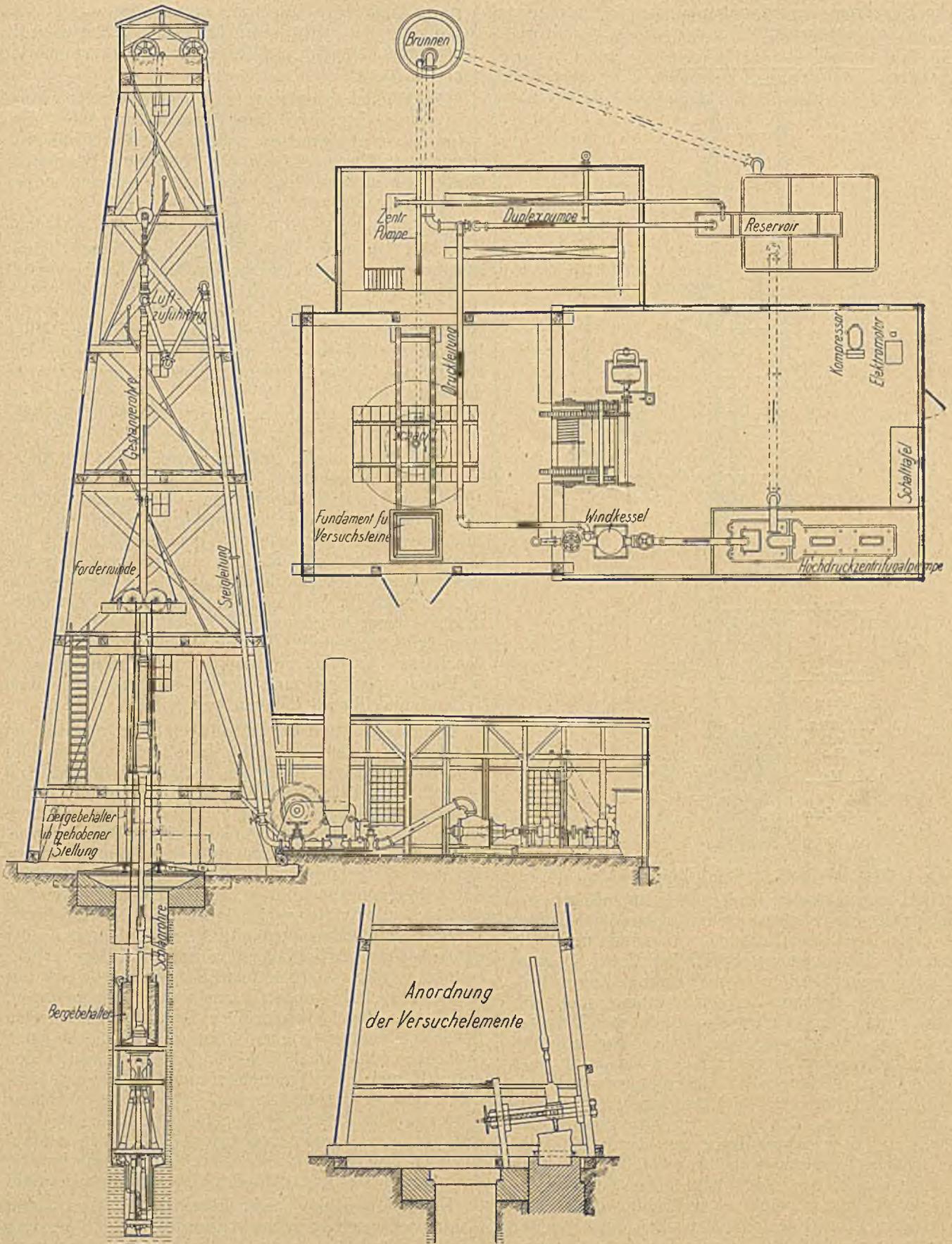


Fig. 12. Versuchschachtbohranlage.

Die Hochdruck-Zentrifugalpumpe hat 5 Druckstufen und eine Leistung von 2000 l/min mit einer Druckhöhe von 300—320 m.

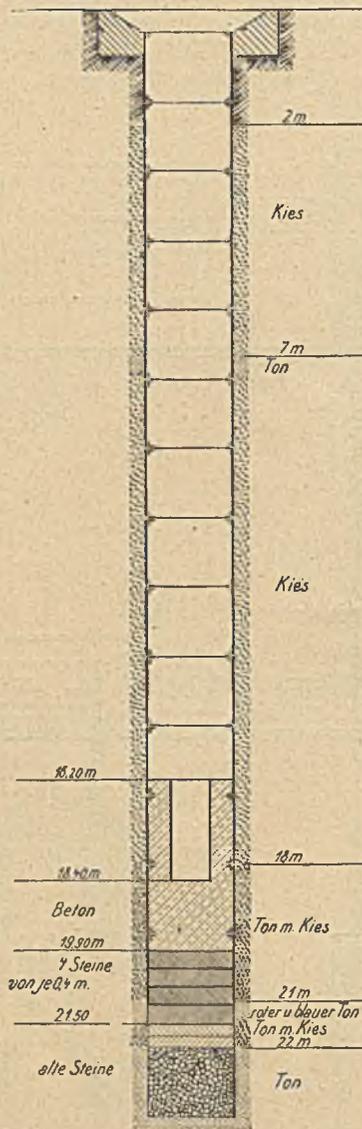


Fig. 13. Profil des Versuchschachtes.

Beide Pumpen können in die im Turm hochgeführte Betriebwasser-Steigeleitung drücken; das Wasser selbst wird einem besondern Brunnen entnommen und beim Betriebe der Duplexpumpe direkt den Versuchbohrern zugeführt. Beim Betriebe der Hochdruck-Zentrifugalpumpe dienen dagegen die Duplexpumpe und eine weitere kleine Zentrifugalpumpe mit direktem elektrischen Antriebe als Zubringerpumpen. Die Druckleitungen beider münden über einem Wassermessapparat nach Professor Frese in Hannover. Dieser Apparat ist über einem Hochbehälter von 22 cbm Inhalt aufgestellt. Aus ihm fließt das Wasser der Hochdruckzentrifugalpumpe mit 2,5 m Wasserdruck zu, damit sie zeitweise größere Wassermengen bis zu 4000 l/min mit geringerer Druckhöhe liefern kann, ohne daß ein Abreißen der Saugwassersäule zu befürchten ist.

Die kleine Zentrifugalpumpe ist mit einer zweiten Saugleitung nach dem Versuchschacht ausgerüstet, um in diesem den Wasserspiegel so niedrig halten zu

können, daß ein Überlaufen vermieden wird. Die Auskleidung ist nicht so durchlässig, daß das gesamte dem Bohrer zugeführte Wasser dem Brunnen wieder zulaufen kann.

Die Winde dient zum Anheben und Senken von Bohrer und Gestänge. Der Antriebmotor ist mit Umkehranlasser ausgestattet; außerdem besitzt die Winde eine zweite Trommel, um für Montagezwecke leichte Lasten mit größerer Geschwindigkeit heben und senken zu können.

Die Versuchsanlage dient im wesentlichen folgenden Zwecken. In erster Linie sollen die wichtigen Detailkonstruktionen der Elemente im Dauerbetriebe geprüft werden; ferner ist die Luftzuführung zum Windkessel, die Abhängigkeit der Bohrfortschritte je nach der Einstellung der Schlagventile und damit der ihnen für die Zeiteinheit bei verschiedenen Pumpendrüken zugeführten Wassermenge zu messen. Zu diesem Zwecke dient ein vollständiges Programm, dessen einzelne Versuchreihen gegebenenfalls bis zum Mißerfolg durchgeführt werden.

Die Zahl der möglichen Kombinationen von Ventileinstellungen, Wassermenge, Pumpendruck, Rückzug- und Druckfedern und die dabei erreichte Schlagzahl, Schlagstärke, Meißelhub und Bohrfortschritt beläuft sich bei Benutzung der vorhandenen Versuchobjekte und der Ausrüstung der Versuchsanlage auf mehrere Hundert. Um von diesen Kombinationen die wirtschaftlich günstigsten zu ermitteln, werden die Versuche mit den Einzelelementen, deren Anordnung Fig. 12 unten rechts getrennt wiedergibt, angestellt. Die Gesteinblöcke aus verschiedenen hartem Material sind auf einem festen Fundament in Beton eingelagert und werden mit dem nach allen Seiten verstellbaren Element bearbeitet.

Die Konstruktion des endgültigen Schachtbohrers ist aus Fig. 14 ersichtlich. Die Einzelheiten jedes Elementes in größern Maßstabe wurden schon in Fig. 5 gezeigt. Der mittlere Verteilkörper ist aus geschmiedetem Stahl hergestellt. Die Führungen der einzelnen Elemente sind in zweiteiligen Rahmen aus zähem Stahlguß verlagert, die sowohl mit ihrem mittleren Ringflansch fest mit dem Verteilkörper verschraubt, als auch unter sich durch geschmiedete kräftige Zuganker derart verbunden sind, daß alle Kräfte und Stoßwirkungen ohne biegende Momente aufgenommen werden. Nötigenfalls kann der ganze Apparat als Vollbohrer bis zu 6,15 m Durchmesser benutzt werden; wie oben erwähnt, wird er jedoch nur in Ausnahmefällen ungeteilt zur Verwendung gelangen, und in der Regel die einzelnen Teile nacheinander in Betrieb genommen werden. So kann z. B. für einen Schacht von 5,25 m l. W. der Vorbohrer aus den beiden untern Etagen, der Nachbohrer aus den beiden folgenden zusammengesetzt werden. Als Stütze des zur Förderung des Bohrgutes dienenden Bassins ist dann oberhalb der jeweilig höchstliegenden Etage ein besonderer Tragring mit dem Verteilkörper verschraubt, der zugleich die Zuganker der obern Etage aufnimmt.

Ehe die Ausbildung jedes Elementes mit besonderm Ventil in Vorschlag gebracht wurde, war ein einziges Ventil wie bei den beiden Versuchbohrern vorgesehen. Fig. 15 gibt eine derartige Projektzeichnung wieder.

Gegen die Ausführung eines einzigen Ventiles zur gleichzeitigen Bedienung sämtlicher Elemente sprach aber nicht allein der Umstand, daß ein solches Ventil ein Vielfaches von Gewicht und Masse der Summe der Einzelventile erhalten würde, sondern besonders die

auf die Tätigkeit aller übrigen außer Wirkung tritt. Es ist sogar wahrscheinlich, daß der betreffende Meißel, wenn auch mit verringerter Leistung, ruhig weiterarbeiten wird, da ja der Druck der Schlagsäule beim Auftreten des Wasserschlages sich dem Zylinder des in

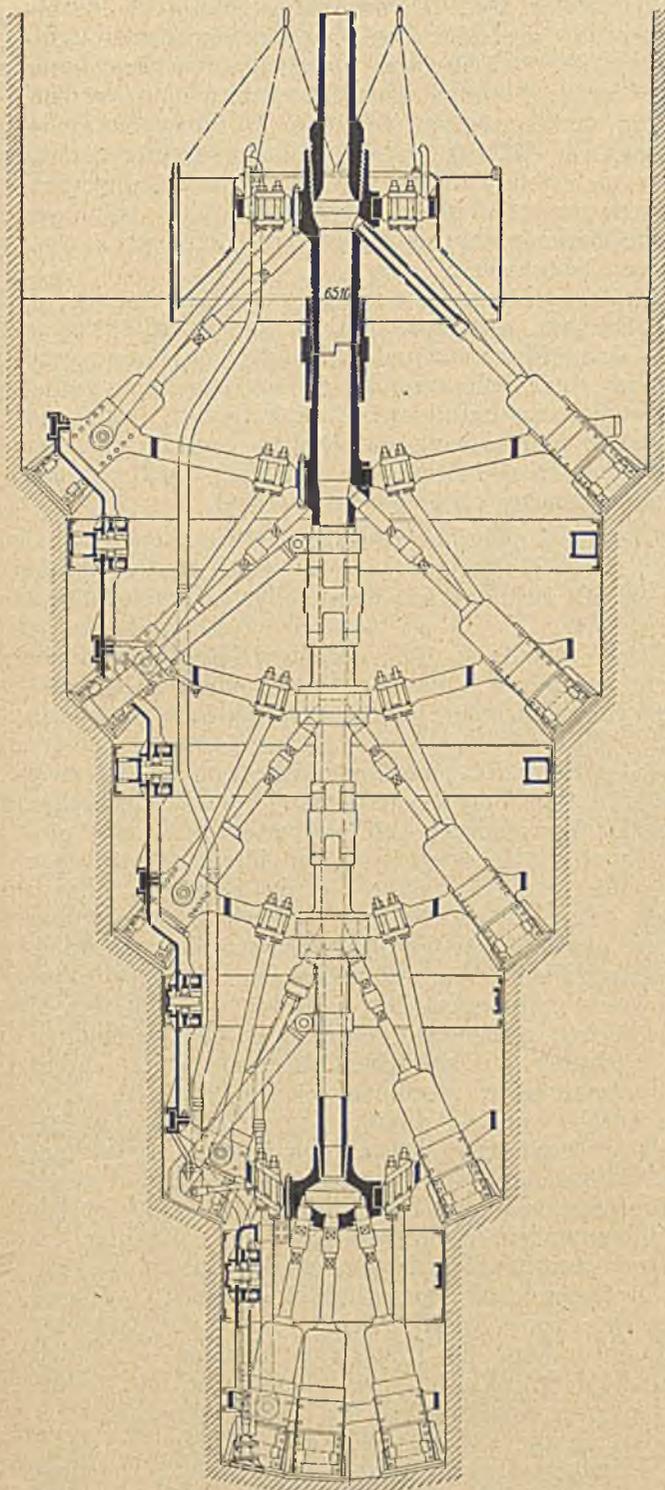


Fig. 14. Endgültige Konstruktion des Schachtbohrers.

Erwägung, daß beim Bruch des gemeinschaftlichen Ventils sofort der ganze Bohrer außer Betrieb kommen mußte, während beim Bruch eines einzelnen Ventiles nur das zugehörige Element ohne wesentlichen Einfluß

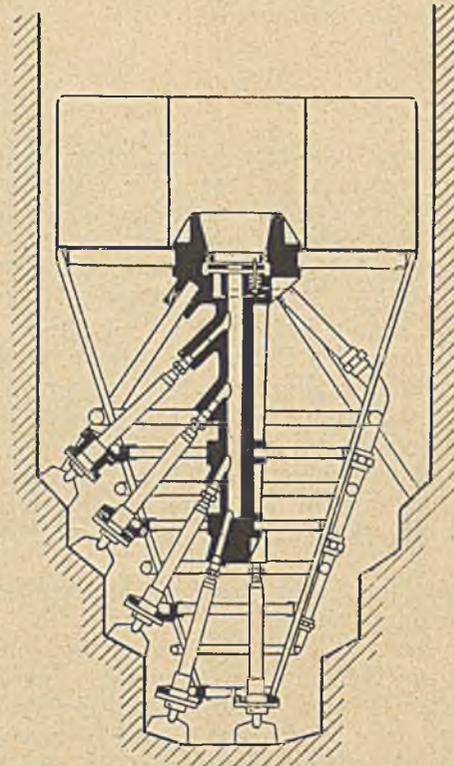


Fig. 15. Schachtbohrer mit 1 Ventil.

Rede stehenden Elementes mitteilt. Allerdings ist infolge des Ventilbruches der Zylinder nicht mehr geschlossen und darum die Wirkung des Wasserschlages abgeschwächt.

Versuche, die den erforderlichen Genauigkeitgrad bei der Einstellung aller Ventile eines Bohrer ermitteln sollten, haben ergeben, daß selbst untereinander sehr ungleich eingestellte Ventile sich ganz gleichzeitig schließen. Das Schließen von zwei ungleich eingestellten Ventilen erfolgte selbst dann noch ganz regelrecht, wenn einem dritten Ventile die Möglichkeit zum Schließen überhaupt genommen war.

Auf der linken Hälfte der Fig. 14 sind die Schutzringe zum Zurückhalten etwa losgeschlagener großer Gesteinstücke dargestellt. Diese Gesteinsbrocken sollen möglichst so lange im Arbeitbereich der Meißel bleiben, bis sie den gewünschten Grad der Körnung erreicht haben. Andererseits dürfen sie auch Klemmungen oder seitliches Verschieben des Bohrer nicht hervorrufen. Die Führungen sind deshalb als Ringe ausgebildet, die sich um das Bohrgestell drehen können, dem Bohrer seine Drehbewegung also auch dann noch gestatten, wenn sie selbst gegen den Gebirgstöß festgedrückt worden sind. Andererseits werden die Führungsringe, deren nachgiebige Widerlager aus federnden Rollen bestehen, durch das Gewicht des ganzen Bohrer und des Gestänges nach unten gedrückt, während die nächstfolgende Bohretage die Zertrümmerung der darauf

lastenden Gebirgstücke und damit wieder ein Freischneiden der Führungen besorgt.

Die Anzahl der in den einzelnen Etagen angeordneten Elemente ist:

untere Etage	4	an Umfang,	1	in der Mitte	zus. 5
3 m-Etage	4	"	"	"	4
4 "	"	6	"	"	6
5 "	"	6	"	"	6
6 "	"	8	"	"	8

zus. 29

Der Druck, mit welchem jeder Bohrer gegen das Gebirge geschleudert wird, beträgt r. 50000 kg, entsprechend r. 800 kg für 1 cm Schneidlänge. Die Schlagzahl in der Sekunde schwankt zwischen 5 und 25 je nach der Gebirgsart. Einer geringen Schlagzahl entspricht ein großer Meißelhub bis zu 70 mm, hoher Schlagzahl ein kleiner Meißelhub bis zu 16 mm herab.

Die Förderung des Bohrgutes erfolgt in gleicher Weise wie bei dem Versuchbohrer. Beim Arbeiten des Nachbohrers wird an Stelle der untern Etage bzw. der beiden untern Etagen ein Sammelbassin angehängt, aus dem die Strahlpumpen das Bohrgut zunächst durch den Bohrer hindurch in das obere Bassin werfen. In diesem wird das Bohrgut dann zu Tage gefördert (s. Fig. 8).

Die Gesamteinrichtung des Schachtbohrturmes ist auf Tafel 15 dargestellt.

Man war bestrebt, nach Möglichkeit das endgültige Fördergerüst als Bohrturm zu benutzen. Damit wird ein wesentlicher Gewinn an Zeit und Materialaufwand erzielt, zumal dann, wenn das Gerüst mit 4 Streben ausgebildet wird, wie es in neuerer Zeit für die Armierung von Schächten mit Haupt- und Nebenförderung üblich ist. An der als Kastenträger ausgebildeten Seilscheibenbühne sind mit Hilfe von Unterzügen zwei schwere Träger aufgehängt, auf denen das eigentliche Gerüst des Windwerkes zum Heben und Senken des ganzen Bohrers nebst Gestänge verlagert wird.

Die Leistungen des Windwerkes sind:

Zugkraft der Unterflasche 200 t, Hubgeschwindigkeit der belasteten Unterflasche 3,85 m/min,

Senkgeschwindigkeit der belasteten Unterflasche 3,85 m/min,

Hub- und Senkgeschwindigkeit der mit 20 t belasteten Unterflasche 42 m/min, Hubhöhe 17 m.

Das Windwerk stellt sich damit als das größte bis jetzt überhaupt vorhandene dar. Zum Antriebe sind zwei Drehstrommotoren von je 140 PS zusammen also 280 PS Leistung, erforderlich. Sie übertragen ihre Kraft auf zwei Trommeln von je 1500 mm mittlern Durchmesser. Die Aufhängung der Unterflasche ist flaschenzugartig, sodaß 8 Seilquerschnitte tragen.

Zum langsamen Senken und Heben des Bohrers beim Bohren selbst besitzt das Windwerk noch einen kleinen Motor mit besonderer Übertragung seiner Drehbewegung durch verschieden große Übersetzungen. Die Hub- und Senkbewegungen können damit folgende geringe Werte, ausgedrückt in mm/min, annehmen: 1,5-3-4,5-15-30-45. Die entsprechenden Bohrfortschritte in 10-stündiger Arbeitszeit sind dann: 0,9-1,8-2,7-9-18-27 m. Etwaige noch erforderlich werdende Zwischen-

stufen werden durch die Schaltung des Motors reguliert. Die Unterflasche selbst trägt die Vorrichtung zum Drehen des Bohrers im Betriebe. Sie dient gleichzeitig zum Lösen und Auseinanderschrauben der Gestängeverbindungen.

Der Motor der Drehvorrichtung ist auf 16 PS bemessen. Er gestattet, den Bohrer in der Minute fünfmal um 360° zu drehen. Durch ein Wechselgetriebe kann der in 1 min durchlaufene Drehwinkel auf 540° ( $1,5 \cdot \pi$ ) verkleinert und damit am Gestänge ein Drehmoment von 4000 kg an 1 m Radius ausgeübt werden, das zum festen Anziehen und Lösen der Gestängeverbindungen erforderlich erschien. Zur Aufnahme dieses Momentes bewegt sich die Unterflasche in vertikalen Führungen.

Das Schachtmundloch ist mit einer sehr starken, in zwei Hälften aufklappbaren Bühne überdeckt. Sie dient beim Einbauen und Aufholen von Bohrer und Gestänge zum Abfangen. Die Abfangvorrichtung selbst ist mit der Abschraubvorrichtung vereinigt, beide sind zweiteilig und können auf Rädern seitlich von der Bühne heruntergefahren oder mit dem Laufkran angehoben und zur Seite gesetzt werden.

Die schon mehrfach erwähnten Gestängerohre sind aus Siemens-Martinstahl von 42—48 kg Festigkeit mit 28—20 pCt Dehnung aus dem Vollen geschmiedet und ausgebohrt.

Die Verbindung der einzelnen Rohre geschieht durch konisches Gewinde ohne weitere Hilfsmittel, wobei das Gewinde mit einem zähen Fett bestrichen wird.

Jedes Rohr hat eine Nutzlänge von 7,5 m; zwei solcher Rohre bilden zusammen eine Einbaulänge. Von der Verwendung von Rohren mit 15 m Nutzlänge wurde abgesehen, weil sich ihr Transport wegen des hohen Stückgewichtes — ein Rohr von 7,5 m Länge wiegt etwa 1500 kg — zu schwierig gestalten würde; auch die Herstellungskosten würden wesentlich höher ausfallen. Man nahm deshalb die doppelte Anzahl von Verbindungsstellen in Kauf, was um so unbedenklicher geschehen konnte, als die Verbindung und Dichtung mit konischem Gewinde, sofern dieses nur sehr sauber geschnitten wird, sich im Tiefbohrbetriebe seit Jahren als unbedingt betriebssicher erwiesen hat. Jedes Rohr hat ein Spitz- und ein Muffenende. Ersteres besitzt ein zylindrisches Einführungstück, um ein schräges Einschrauben zu verhüten und ein verstärktes Stück zur Aufnahme der Werkzeugangriffsflächen beim Festschrauben und Lösen. Das Muffenende ist wesentlich stärker als das übrige Rohr, da es die Angriffsflächen für die Aufsatzvorrichtung und für die Klaue zum Erfassen durch den Greiferkopf des Windwerkes aufzunehmen hat. Ähnlich ist die Konstruktion der Schlagrohre zwischen Windkessel und Bohrer, sowie der überragenden Teile von Windkessel und Bohrer selbst, um auch diese Teile in die Abfang- und Abschraubvorrichtung einbringen zu können.

Die Zuführung des Betriebwassers erfolgt von oben durch das Windwerk hindurch. Auf dem Gerüst ist ein Zylinder aus geschmiedetem Material derart aufgestellt, daß er etwaigen seitlichen Schwan-

kungen der Unterflasche des Windwerkes oder der Gestängerohre nachgeben kann. An diesen Zylinder schließt sich die von den Pumpen kommende Druckleitung mit einem doppelten Federkompensator an. Der genannte Zylinder nimmt das Stopfbüchsenrohr auf, und zwar ist dieses an dem obern und untern Ende in Stopfbüchsen gedichtet hindurchgeführt. Dadurch wird die Belastung der Windwerkunterflasche durch den Druck des Betriebwassers aufgehoben. Das obere Ende des Stopfbüchsenrohres dient zur Aufnahme der Luftzuführung, sein Verschlußdeckel ist deshalb ebenfalls mit einer Stopfbüchse versehen.

Die Unterflasche des Windwerkes trägt das Drehrohr, welches die Drehbewegung für den ganzen Bohrapparat von dem oben genannten 16 PS-Motor erhält. Die gesamte Last von Bohrer, Windkessel und Gestänge ruht in einem Kugelhalslager auf der Unterflasche des Windwerkes. Das Drehrohr kann außerdem bei ruhender Unterflasche noch eine vertikale Bewegung machen; es wird zu dem Zweck von einem Gewindestück umschlossen, dessen Muttergewinde in eine Hülse eingeschnitten ist, die drehbar in einer starken Traverse an der Unterflasche gelagert ist. Wird die Muttergewindehülse, die sogenannte Teleskopmutter, durch eine Reibungskupplung fest mit der Traverse verbunden, so schraubt sich das Gewindestück, welches das Drehrohr umfaßt, in der Teleskopmutter hinauf. Diese Bewegung wird erforderlich, wenn die einzelnen Gestängerohre von dem nächst untern in der Abfangvorrichtung ruhenden Rohr gelöst sind und sich beim weitem Abschrauben in ihrem eignen Gewinde in die Höhe schrauben. Kurz vor dem völligen Lösen würde das r. 3 t betragende Gewicht von 15 m Rohr auf den Gewindespitzen ruhen und diese zu stark beanspruchen, also verletzen. Durch die eben beschriebene Anordnung wird das Gewicht auf die Teleskopmutter übertragen, sodaß nach dem eigentlichen Lösen des konischen Gewindes eine Berührung der einzelnen Gänge unter Druck nicht mehr erfolgen kann.

Der gleiche Vorgang findet in umgekehrter Reihenfolge beim Einbauen der einzelnen Rohre statt. Die Einleitung der Drehbewegung vom Drehrohr in die Gestängerohre usw. beim Ein- oder Ausbau erfolgt durch den das untere Ende des Drehrohres umfassenden Greifer. Seine Greifhaken werden durch Kurvenschub geöffnet und geschlossen; nach dem Umschließen des Muffenendes wird der Greiferkopf mit dem Drehrohr durch einen umklappbaren, oben auf dem Greiferkopf gelagerten Schlüssel fest verbunden.

Aus Tafel 15 ist auch ersichtlich, wie die Gestängerohre von dem Rohrtransportkran zu beiden Seiten des Schachtturmes abgesetzt werden. Der Kran ist für einen Zug von 10 t an seinem Lasthaken bemessen, während die über seinem Windwerk angeordneten Ausleger mit den Gabeln zum Erfassen der Rohre für 4000 kg berechnet sind. Die weiteren Daten des Kranes sind:

Hubhöhe . . . . .	15 m
Spannweite . . . . .	7,7 m
Hub- und Senkgeschwindigkeit am Haken	3,5 m/min

Katzenfahren . . . . .	15 m
Kranfahren . . . . .	25 m
Motorleistung . . . . .	10 PS.

Durch die zweiseitige Anordnung der Greifergabeln ist erreicht worden, daß während des Abfahrens und Absetzens seines Rohres die Unterflasche des Windwerkes schon gesenkt, mit dem Aufholen einer neuen Rohrlänge also schon begonnen werden kann. Bei einseitiger Anordnung der Greifergabel würde der Laufkran seinen Hin- und Rückweg bis über die Schachtnitte hinaus erst zurückgelegt haben müssen, ehe das Senken der Unterflasche des großen Windwerkes beginnen könnte.

Bei der Disposition der ganzen Anlage ist demnach erstrebt worden, möglichst an Zeit und Bedienungsmannschaften zu sparen und dafür lieber ein Mehr an Kapital für die maschinelle Ausrüstung aufzuwenden. Dabei war der Grundsatz maßgebend, mit großen Mitteln in kürzester Zeit möglichst große Leistungen zu erzielen.

Die vorstehend einzeln erwähnten Vorgänge seien nunmehr im Zusammenhange wiederholt:

Eine Bohrschicht sei aus irgend einem Grunde beendet, z. B. seien die Meißel stumpf geworden und müßten ersetzt werden.

Der Motor zum langsamen Nachsenken und der für die Drehbewegung des Apparates auf der Unterflasche werden stillgesetzt. Das Bassin über dem Bohrer wird aufgeholt und zur Seite gefahren, sein Windwerk vom Gestänge gelöst und ebenfalls seitlich abgestellt.

Dann werden die Abfang- und Abschraubvorrichtungen auf die Abfangbühne gebracht, und der Bohrer wird mit dem Hauptwindwerk angehoben, bis das Abfangen unter dem Muffenende eines Gestängerohres vorsichgehen kann.

Daran schließen sich folgende Arbeiten:

Lösen der Verbindung zwischen Drehrohr und anschließendem Gestängerohr mit Hilfe der Drehvorrichtung auf der Unterflasche,

Lösen des Drehrohres vom Stopfbüchsenrohr ebenfalls mit der genannten Vorrichtung, Aufhängung des Stopfbüchsenrohres in seiner höchsten Stellung.

Lösen des freistehenden Gestängerohres vom nächstuntern mit Hilfe der Abschraubvorrichtung,

Umfassen des gelösten Gestängerohres durch den Greiferkopf,

Verbindung des Gestängerohres mit dem Drehrohr,

Ausschrauben des gelösten Gestängerohres mit der Drehvorrichtung auf der Unterflasche, nachdem die Teleskopmutter festgestellt ist.

Ergreifen des im Greiferkopf hängenden Gestängerohres durch den Rohrtransportkran und seitliches Wegfahren in die Rohrkaue,

Senken der Unterflasche mit möglichst großer Geschwindigkeit, Ergreifen des in der Abfangvorrichtung hängenden nächsten Rohres durch den Greiferkopf,

Heben des Bohrers mit Gestänge um 15 m.

Damit ist der Anfangszustand wieder erreicht. In ganz ähnlicher Weise werden Windkessel und Schlagrohre gehoben und abgesetzt, wobei nur noch einige besondere Hilfswerkzeuge wie Hubkappen und Montagewagen zur Verwendung kommen.

Beim Einlassen finden die geschilderten Arbeitsvorgänge in umgekehrter Reihenfolge statt.

Nach dem Arbeitsplan sollen Aufholen und Einlassen bis zu 500 m Teufe in 5—6 Stunden erledigt sein, sodaß ein Arbeitstag von 24 Stunden folgende Einteilung erhält:

Bohrmarsch . . . . .	10 Stunden
Aufholen und Einlassen . . . . .	6 „
Reparaturen und Auswechslungen . . . . .	8 „
	24 Stunden

Je nach der Schulung der Arbeiter und je nach den Gebirgverhältnissen, die besonders auf die Haltbarkeit der Meißelschneiden und damit auf die Dauer eines Bohrmarsches von Einfluß sind, werden in dieser Aufstellung Verschiebungen eintreten.

Vom Tage ausgehend sind die wesentlichen Teile des hydraulischen Schachtbohrapparates:

Pumpanlage zur Lieferung des Betriebwassers,  
Kompressoranlage zur Erzeugung von Preßluft als Ersatz der im Windkessel absorbierten Luft,

Rohrleitung von der Pumpanlage über den Bohrturm durch das Hauptwindwerk hindurch zum Bohrgestänge,

das aus den Gestängerohren gebildete feste Bohrgestänge selbst,

Gestängewindkessel,  
Schlagrohre,  
Bohrer.

Nachdem der Einbau aller Apparate bis zur Schachtsohle vollendet ist, wird die Pumpenanlage allmählich in Betrieb gesetzt, die Luftzuströmung geöffnet und das Gestänge nebst Bohrer in langsame Drehbewegung versetzt. Das Betriebwasser durchströmt die Zuleitung, das Gestänge, den Gestängewindkessel, die Schlagrohre und die jetzt noch offenen Ventile der einzelnen Elemente. Mit zunehmender Umlaufzahl der Pumpen steigt die Wassergeschwindigkeit in den Gestängerohren und damit im Mantelquerschnitt der Elementventile. Diese schließen sich sämtlich im gleichen Augenblick, der Wasserschlag entsteht. Im nächsten Moment werden sämtliche Meißel gegen das Gebirge geschleudert. Die Aufgabe des Windkessels ist nun, die am Wasserschlage teilnehmende Wassersäule zu begrenzen; seine Luftspannung steigt, da der von den Pumpen kommende Betriebwasserstrom nicht unterbrochen wird. Die Spannung sinkt aber sofort auf das normale Maß von etwa 30 at, wenn die Ventile der Elemente sich wieder öffnen und dem gleichzeitig von der erhöhten Windkesselspannung beschleunigten Wasserstrom den Weg frei geben.

Die Gestängerohre haben somit einen konstanten innern Druck von 30 at auszuhalten. Diese Beanspruchung ist aber sehr gering im Verhältnis zu der Beanspruchung auf Zug durch das Gewicht des Bohrers und ihr Eigengewicht, sodaß die Bemessung der Wandstärke mehr eine Preisfrage als eine Frage der Festigkeit war und im Zusammenhang mit der Konstruktion der beschriebenen Hilfsapparate entschieden werden mußte. Mit der Verringerung der lichten Rohrweite z. B. war kaum eine Gewichtverringern wegen des zur Aufnahme der großen Zugbeanspruchung erforderlichen Materialquerschnittes zu erzielen. Gewählt wurde eine

lichte Weite von 290 mm und eine Wandstärke von 22 mm.

Umgekehrt liegen die Verhältnisse bei den durch den Wasserschlag auf 300 at innern Druck beanspruchten Schlagrohren zwischen Windkessel und Bohrer. Hier mußte bei einer lichten Weite von 240 mm die Wandstärke auf 35 mm erhöht werden.

Nachdem im Betriebe des Bohrers der Beharrungszustand eingetreten ist, wird der auf dem Hauptwindwerk angeordnete Motor für langsames Nachsenken eingeschaltet. Der Bohrer erhält damit gleichzeitig eine Dreh- und eine Abwärtsbewegung. Beide Bewegungen können unabhängig voneinander mit verschiedener Geschwindigkeit ausgeführt werden. Der leitende Ingenieur oder Bohrmeister hat nur je nach dem beobachteten Bohrfortschritt, der naturgemäß von der Härte des Gebirges abhängig sein wird, Dreh- und Senkgeschwindigkeit zu bestimmen.

Die für den eigentlichen Bohrbetrieb erforderliche Bedienung des Bohrers besorgt der beobachtende Bohrleiter. Sonst ist im Bohrturm kein Personal notwendig, zumal wenn das zu durchbohrende Gebirge gleichmäßig bleibt. Sobald jedoch der Bohrer soviel Gebirge gelöst hat, daß das Bassin zum Heben des Bohrgutes gefüllt ist, müssen mehrere Bedienungsloute zur Hand sein. Die Pumpen werden stillgesetzt oder ihre Leistung wird so verringert, daß die Elementventile sich nicht mehr schließen und das Betriebwasser nur als Spülstrom durch sie hindurchgeht. Der Bohrer kann, nachdem die Dreh- und Senkbewegung abgestellt ist, in seiner Lage ruhig verbleiben oder auch etwas angehoben werden.

Sodann wird die Abfangbühne aufgeklappt und das am Gestänge hängende Windwerk zum Aufholen des Bassins, das in der Vertikalebene geteilt ist, in Betrieb gesetzt. Sobald es in seiner höchsten Lage angekommen ist, wird zu beiden Seiten ein Transportwagen auf die innern Schienen der aufgeklappten Bühne gefahren, die Bassinhälften werden voneinander getrennt, von den Windenseilen abgeschlagen, mittels der genannten Transportwagen entfernt und entleert. Inzwischen werden auf dem umgekehrten Wege zwei Ersatzhälften eingesenkt. Nachdem die Abfangbühne geschlossen ist, beginnt der Bohrbetrieb von neuem; er wird zweckmäßig eingeleitet durch die Einschaltung der Bohrer-Drehbewegung und einen Spülbetrieb, mit dem gleichzeitig die Strahlpumpen zu arbeiten beginnen. Damit will man erreichen, daß die Elemente solange in Ruhe bleiben, bis die Sohle gereinigt ist.

Die Anwendung von Pumpen zur Beschaffung des Betriebwassers stellt den normalen Fall dar, bei dem der natürliche Wasserspiegel im Bohrschacht in der Nähe der Rasensohle liegt. Befindet er sich aber in wesentlicher Teufe, z. B. bei 250—300 m, so erhält das Betriebwasser den erforderlichen Druck in den Gestängerohren durch das natürliche Gefälle. Dann ist nur einfaches Zubringen einer genügenden Wassermenge von einem benachbarten Wasserlauf erforderlich. Steht gar über Tage Wasser mit natürlichem Gefälle von einiger Bedeutung zur Verfügung, so ist eine Pumpanlage überflüssig. Ist aber über Tage kein

Wasser vorhanden, so muß es aus dem Schacht selbst gehoben und vor der Wiederverwendung einer Klärung unterzogen werden.

Als Pumpen kommen schon mit Rücksicht auf bequemen Transport, schnelle Montage und einfachste Bedienung kaum andere als Hochdruckzentrifugalpumpen in Frage, deren Antrieb je nach der auf den Betriebspunkten zur Verfügung stehenden Energieform durch Elektromotoren, Dampf- oder Wasserturbinen, gegebenenfalls in mehrfacher Kombination erfolgt.

Wie schon erwähnt, erfordert die Bohranlage während des eigentlichen Bohrens sehr wenig Bedienung. Die ganze Belegschaft eines Schachtbohrbetriebes beträgt 22 Mann. Sie setzt sich zusammen aus:

- 1 Ingenieur für die Oberaufsicht,
- 1 Bohrmeister,
- 2 Mann zur Bedienung der elektrischen Winden und Krane,
- 8 Mann als sonstigen Arbeitern,

zusammen außer Ingenieur und Bohrmeister also 10 Mann im Bohrturm selbst.

Mit einem Maschinensteiger, drei Maschinisten für die Betriebspumpen und 6 Mann in der Reparaturwerkstatt (Schlosser, Dreher, Schmiede und Zuschläger) ist die Belegschaft vollzählig und in weitgehendster Weise auch für vorkommende Reparaturen und den Einbau von Ersatzteilen Sorge getragen.

Von Interesse dürften noch einige Angaben über das Gewicht des Bohrparks sein.

Der vollständige Bohrer als Vollbohrer für 6,15 m l. W. . . . .	127	t
Vorbohrer, bestehend aus der 2- und 3 m-Etage für 3,35 m l. W. . . . .	35	t
Nachbohrer, bestehend aus der 4- und 5 m-Etage für 5,25 m l. W. . . . .	62	t
ein Schlagrohr von 5 m Nutzlänge . . . . .	1,8	t
Gestängewindkessel . . . . .	5,25	t
ein Gestängerohr . . . . .	1,5	t
Rohrleitung im Bohrturm . . . . .	10	t
Winde für das Förderbassin . . . . .	15	t
Abfangbühne . . . . .	55	t
Abfang- und Abdrehvorrichtung . . . . .	8	t
Träger unter dem Windwerk . . . . .	16	t
Hauptwindwerk einschließlich des elektrischen Teiles . . . . .	70	t
Laufkran . . . . .	8,5	t
Fördergerüst . . . . .	130	t
Pumpenanlage mit Dampfturbinenantrieb . . . . .	90	t

Der ganze Bohrpark umfaßt somit ohne das Fördergerüst ein Gewicht von etwa 500 t. Am Windwerk hängen beim Bohrbetriebe (Nachbohren) in 500 m Teufe maximal 188 t.

Die erste Schachtanlage, bei welcher der Schachtbohrer in Anwendung kommen soll, ist die des Kaliwerkes Hattorf Akt.-Ges. zu Philippsthal an der Werra. Die Deutsche Schachtbaugesellschaft m. b. H. hat mit diesem Werk einen Vertrag abgeschlossen, nach welchem sie das Durchbohren des für die Werra-

werke typischen Plattendolomites, der auf Hattorf bei 484,5 m Teufe ansteht, übernommen hat, für den Fall, daß sein Durchteufen von Hand unter Benutzung sehr reichlich bemessener Senkumpen und stationär eingebauter Wasserhaltungen nicht gelingen sollte.

Die Tafel 15 stellt schon die Bohreinrichtung für Hattorf dar.

Dort liegen insofern günstige Verhältnisse vor, als Betriebwasser aus einem benachbarten Flußlauf bzw. Unterstrom reichlich entnommen werden kann; ferner passen die vorgenannten zur Zeit als Wasserhaltung dienenden Hochdruckpumpen genau für die Betriebsverhältnisse des Schachtbohrers bis zu dem verlangten Durchmesser von 5,25 m. Die Pumpen sind mit Elektromotoren direkt gekuppelt, für deren Antrieb schon jetzt elektrische Energie aus den Kraftstationen der Gewerkschaft Wintershall benutzt wird.

Der dargestellte Bohrturm ist das endgültige Schachtgerüst, das von vornherein für eine doppelte Förderanlage konstruiert ist, sodaß eine Verstärkung mit Rücksicht auf die im ersten Augenblick sehr hoch erscheinende Belastung durch den hydraulischen Schachtbohrer nicht erforderlich war.

Zur Orientierung über die bisher mit den Versuchbohrern erreichte Leistung und die voraussichtlichen Bohrfortschritte mit dem neuen Schachtbohrer mögen folgende Angaben dienen.

Auf der Lütticher Ausstellung wurde der zylindrische Versuchbohrer der Deutschen Tiefbohr-Aktiengesellschaft in der gleichen Ausrüstung wie die jetzige Versuchanlage im Betriebe vorgeführt. Der Schacht war in Mauerung gesetzt und nur einige Meter tief. Die Sohle war mit harten Sandsteinen von 1,7 m Durchmesser in Zementfassung künstlich hergestellt. Die Bohrfortschritte betragen zwischen 0,7 und 1,3 m auf 10 Stunden Bohrzeit berechnet, im Mittel also 1 m. Die neuern auf dem Versuchstande in Nordhausen erzielten Resultate lassen erkennen, daß in härtestem Stein (Granit, Marmor usw.) bei 5,25 m lichter Weite der Bohrung in 10 Stunden Bohrzeit, die wie erwähnt im 24stündigen Arbeitstag vorgesehen sind, 0,5 m Fortschritt als niedrigste Leistung bestimmt zu erwarten ist. In mildem Gebirge, wie in westfälischem Mergel und dem weichen Buntsandstein der Kalideckgebirge, ist die zehnfache Leistung also 5 m an einem Arbeitstag zu erwarten.

Beim Vergleich dieser Zahl mit den beim Handabteufen erreichten Durchschnittleistungen erscheint es nicht zweifelhaft, daß in solchen Fällen, wo wegen Wasserreichtum der obern Gebirgsschichten das Schachtabteufen mit einem ältern Bohrverfahren begonnen und von Hand erst nach Erzielung des Wasserabschlusses fortgeführt werden konnte, das neue Bohrverfahren mit dem hydraulischen Schachtbohrer berufen sein wird, das Handabteufen zu verdrängen, wenigstens dann, wenn einigermaßen günstige Verhältnisse für die Beschaffung von Betriebwasser vorhanden sind. Das erscheint ohne weiteres einleuchtend, wenn man folgende Vorzüge des Verfahrens bedenkt: Einfache Bedienung, geringe Zahl der Belegschaft

die bei dem heutigen Arbeitermangel besonders ins Gewicht fällt; ferner den Umstand, daß die Fertigstellung der Schächte mit weitgehendster Einschränkung von Unglücksfällen erfolgen kann, da ja kein Mann der Belegschaft im Schachte selbst beschäftigt ist.

Da das geschilderte Verfahren für jeden Schachtdurchmesser und jede Teufe ohne irgendwelche Schwierigkeiten durchzuführen ist, fallen die einer Ausdehnung des Schachtabbohrens bisher wesentlich hinderlichen Beschränkungen fort.

### Über die Prüfung von Sicherheitsprengstoffen.

Von Bergassessor Beyling, Leiter der berggewerkschaftlichen Versuchstrecke in Gelsenkirchen.

Auf den Steinkohlenzechen des Oberbergamtbezirks Dortmund und auch auf den Gruben einiger anderer deutscher Steinkohlenbezirke, die mit Schlagwettern und entzündlichem Kohlenstaub zu kämpfen haben, ist die Schießarbeit in der Kohle und in dem begrenzenden Nebengestein nur unter Verwendung von Sicherheitsprengstoffen gestattet. Diese Sprengstoffe sind nach Namen und Art nicht näher bezeichnet; es wird nur im allgemeinen verlangt, daß Sprengstoffe, die als Sicherheitsprengstoffe gelten sollen, in einer Versuchstrecke erprobt sein müssen. Über die Bedingungen jedoch, unter denen diese Erprobung stattzufinden hat, ferner über das Maß der Sicherheit, das die Sprengstoffe bei der Prüfung zeigen müssen, um als Sicherheitsprengstoffe angesehen zu werden, bestehen bisher keine bergpolizeilichen Vorschriften. Als selbstverständlich darf es gelten, daß die Prüfungsbedingungen in der Versuchstrecke nach Möglichkeit den unter Tage obwaltenden Verhältnissen, insbesondere den daselbst auftretenden Gefahren anzupassen sind. Diese lassen sich zwar in den wesentlichsten Punkten ohne Mühe nachbilden, insoweit nämlich, als die Sprengstoffe in der Versuchstrecke gegen natürliche Schlagwetter und gegen Kohlenstaub, wie er unter Tage vorkommt, geschossen werden können. Im übrigen aber stellen sich dem Bestreben, die Versuchsbedingungen den praktischen Verhältnissen gleichzugestalten, verschiedene Hindernisse entgegen. So können, um einen bestimmten Fall herauszugreifen, die Sprengstoffladungen in der Versuchstrecke nicht aus Kohlen- oder Gesteinbohrlöchern abgetan werden. Denn es würden sich Kohlen- oder Gesteinblöcke, in welche die Bohrlöcher zu setzen wären, nicht in genügender Größe und Zahl beschaffen lassen; außerdem würden damit aber auch keine gleichmäßigen Versuchsbedingungen zu erreichen sein. Man muß sich daher in anderer Weise behelfen. In diesem und in manchen andern Punkten bleibt es denen, die solche Versuche ausführen, überlassen, die Prüfungsbedingungen nach ihrem Ermessen zweckdienlich auszugestalten.

Auf der berggewerkschaftlichen Versuchstrecke, die sich jetzt seit dreizehn Jahren mit der Prüfung von Sicherheitsprengstoffen befaßt, hat sich allmählich ein bestimmtes Prüfungsverfahren herausgebildet. Darüber sind zuletzt im Jahrgang 1903 dieser Zeitschrift, S. 434 ff., nähere Angaben gemacht worden. Seitdem haben die Versuchsbedingungen in einigen Punkten noch eine genauere Ausgestaltung erfahren. Die hauptsächlichsten Merkmale der Sicherheitsprengstoffprüfung, wie sie bislang üblich war, sind demnach folgende:

Die Sprengstoffe werden aus einem Stahlmörser, der in dem starken Mauerabschluß der Versuchstrecke eingebettet ist, ohne Besatz in ein explosives Schlagwetter- und Kohlenstaubgemisch hinein abgeschossen. Sie werden in einem einheitlichen Patronendurchmesser von 35 mm zur Prüfung herangezogen. Das Bohrloch des Mörsers hat eine Weite von 55 mm, seine Tiefe beträgt 500—600 mm. Die Sprengstoffpatronen können bei dieser Bemessung nur noch hintereinander (nicht auch nebeneinander, wie es früher öfters geschah) geladen werden. Die Temperatur der in der Explosionkammer der Strecke eingeschlossenen Wetter wird zwischen 20 und 30° C gehalten.

Wegen der Einzelheiten der Versuchsbedingungen sei auf die frühere Veröffentlichung verwiesen. Bemerkenswert sei dazu noch, daß die berggewerkschaftliche Versuchstrecke das für ihre Zwecke erforderliche Grubengas seit dem Frühjahr 1907 nicht mehr aus der Quelle erhält, aus der sie es bis dahin entnommen hatte. Diese ist allmählich versiegt. Seit dem genannten Zeitpunkte wird für die Versuchszwecke ein Bläser nutzbar gemacht, der auf der IV. Tiefbausohle der Zeche Consolidation III/IV dem Nebengestein entströmt. Das Gas enthält durchschnittlich 90 pCt CH<sub>4</sub>.

Das im vorstehenden kurz geschilderte Prüfungsverfahren hat sich insofern bewährt, als bisher noch keine Fälle bekannt geworden sind, in denen erwiesenermaßen Sprengstoffe, die bei den Versuchen der letzten Jahre eine nennenswerte Sicherheit gezeigt haben, bei der Schießarbeit in der Grube zu Schlagwetter- oder Kohlenstaubexplosionen Veranlassung gegeben hätten. Gleichwohl lassen sich gegen diese Art der Prüfung einige Bedenken geltend machen.

In der Grube muß jeder Schuß mit gutem Besatz versehen werden. Wenn daher, wie angegeben, bei den Versuchen die Sprengstoffladungen unbesetzt aus dem Stahlmörser geschossen werden, so könnte dies als ein Mangel bezeichnet werden. Dieser Vorwurf ist jedoch nicht berechtigt. Da die Versuche die praktischen Verhältnisse nicht in vollem Umfange wiederzugeben vermögen, so sollen sie in erster Linie ein vergleichendes Bild von der Sicherheit der verschiedenen Sprengstoffe liefern. Wie jedoch schon durch frühere Versuche nachgewiesen ist, wächst durch die Anwendung von Besatz die Sicherheit der Sprengstoffe in so hohem Maße, daß man bei bessern Sicherheitsprengstoffen selbst mit den höchsten Ladungen, die in den gebräuchlichen Schießmörsern unterzubringen sind und die praktisch in Frage kommen, keine Zündungen der Schlagwetter mehr erhält. Man ist also beim Schießen mit Besatz nicht in der Lage, die Grenze ihrer Sicherheit festzustellen und damit die

Unterlagen für den gewünschten Vergleich zu geben. Würde man es im übrigen durch Beschaffung sehr großer und widerstandsfähiger Schießmörser ermöglichen, sämtliche Sprengstoffe unter Besatz bis zur Erreichung der Sicherheitgrenze durchzuschießen, so bliebe es immerhin fraglich, ob das nicht zu einer falschen Beurteilung der Sicherheit der Sprengstoffe führen würde. Denn obschon auch diese Versuche nur ein Vergleichsbild geben könnten, so würden doch die hohen Lademengen, die in der Versuchstrecke noch sicher waren, dazu anreizen, solche auch in der Grube zu verwenden. Dort können aber die Vorbedingungen für eine Entzündung von Schlagwettern oder Kohlenstaub unter Umständen günstiger sein, als das in der Versuchstrecke beim Schießen mit Besatz der Fall ist. Aus diesen Gründen erscheint es zweckmäßiger, das bisher geübte Verfahren, die Sprengstoffe ohne Anwendung von Besatz zu prüfen, beizubehalten. Daß die Versuche auf diese Weise unter schärferen Bedingungen stattfinden, als sie unter Tage vorliegen, soll nicht bestritten werden.

Gegen das Prüfungsverfahren kann weiterhin aber der Einwand erhoben werden, daß die Art der Unterbringung des Sprengstoffes im Bohrloch mit den Verhältnissen der Praxis nicht im Einklang steht. Denn in der Grube werden Patronen gebraucht, die in ihrer Dicke der Weite des Bohrlochs entsprechen; sie legen sich also allseitig an die Bohrlochwandungen an. Bei den angeführten Versuchbedingungen ist dies jedoch nicht der Fall; die 35 mm starken Patronen füllen den Querschnitt des 55 mm weiten Mörserbohrloches noch nicht ganz zur Hälfte aus.

Die Gründe für diese Wahl des Verhältnisses zwischen Patronendurchmesser und Bohrlochweite sind einmal darin zu suchen, dass man die Schießmörser nicht übermäßig in Anspruch nehmen und allzusehnell abnutzen wollte. Denn je mehr man den Durchmesser der Patronen der Weite des Bohrlochs anpaßte, je höher also die Ladedichte bemessen wurde, umso mehr mußten die bei den Detonationen entwickelten gewaltigen Kräfte ihre zerstörenden Wirkungen auf die Bohrlochwandungen geltend machen. Ferner aber wurde angenommen, daß man durch eine derartige Maßnahme die Prüfungsbedingungen nur noch erschweren, daß man also nichts weiter erreichen würde, als eine allgemeine Herabsetzung der Sicherheitgrenzen der Sprengstoffe. Hierzu lag keine Veranlassung vor.

Der eine dieser Gründe ist rein äußerer Natur. Der andere beruht auf einer Annahme, die sich allerdings auf gewisse Erfahrungen stützte und deshalb nicht unberechtigt erschien. Solange jedoch die Richtigkeit dieser Annahme nicht näher nachgewiesen war, blieb das Bedenken bestehen, daß die Prüfungsbedingungen in einem wesentlichen Punkte den praktischen Verhältnissen nicht entsprächen. Das hat schließlich den Ausschlag gegeben, die Frage, inwieweit Bohrlochweite und Patronendurchmesser die Versuchsergebnisse beeinflussen, näher zu untersuchen.

Auf der Versuchstrecke standen nur Schießmörser mit 55 mm weitem Bohrloch zur Verfügung. Da so große Bohrlöcher in der Praxis nur ausnahmsweise gebraucht werden, so erschien es richtiger, zu den

Versuchen einen Mörser mit engem Bohrloch zu beschaffen. Man wählte zunächst einen solchen mit 35 mm weitem Bohrloch. An diesem bestätigte sich jedoch die oben geäußerte Befürchtung; er wurde gleich bei den ersten Versuchen zersprengt. Darauf wurde ein Mörser beschafft, dessen Bohrloch 40 mm weit und, um größere Sprengstoffmengen aufnehmen zu können, 700 mm tief war. Unter Verwendung dieses Mörsers wurde eine Reihe von Sprengstoffen auf ihre Sicherheit unter verschiedenen Bedingungen geprüft. Die Ergebnisse dieser Versuche waren sehr merkwürdig: sie widersprachen allen darüber gehegten Vermutungen. Sprengstoffe, die sich bis dahin als sehr sicher gezeigt hatten, ergaben Zündungen, und umgekehrt erreichten solche, die im Mörser mit 55 mm weitem Bohrloch schon mit kleinen Ladungen Explosionen hervorgerufen hatten, und von denen bei der Detonation im engem Bohrloch ein umso ungünstigeres Ergebnis erwartet wurde, eine hohe Sicherheit. Diese auffallenden Erscheinungen bedurften dringend der Aufklärung. Dabei handelte es sich nicht um die Lösung einer theoretischen Frage, die etwa nur für die Versuchstrecke von Interesse gewesen wäre; jetzt kam es vielmehr darauf an, zu ermitteln, ob die bisherigen Anschauungen über den Wert der Sicherheitsprengstoffe aufrecht erhalten werden könnten, und inwieweit in dem Gebrauch einzelner Sprengstoffe in Steinkohlengruben etwa eine Gefahr erblickt werden müßte.

Zu dem Zwecke wurden unter Verwendung von Mörsern mit 55 mm und solchen mit 40 mm weitem Bohrloch und unter Benützung verschiedener Patronendurchmesser Vergleichversuche mit verschiedenen Sprengstoffen ausgeführt. Das Ergebnis dieser Untersuchungen soll hier näher erörtert werden.

Bei den Vorversuchen hatten nicht nur einzelne Sprengstoffe ein abweichendes Verhalten gegenüber früheren Feststellungen gezeigt — in diesem Falle hätte die Schuld noch immer auf irgend eine Unregelmäßigkeit in der Herstellung geschoben werden können — sondern die Beobachtung wurde auch bei ganzen Sprengstoffgruppen gemacht. Da auf diese in den folgenden Ausführungen noch des öftern zurückzukommen sein wird, so erscheint es geboten, hier einen kurzen Überblick über die gegenwärtig hauptsächlich gebrauchten Sicherheitsprengstoffe<sup>1</sup> einzuschalten. Man kann diese in 3 verschiedene Gruppen einteilen:

#### I. Gruppe. Carbonitartige Sprengstoffe.

Sie enthalten 25—30 pCt Nitroglyzerin; im übrigen bestehen sie in der Hauptsache aus Mehl (Getreide-, Holz-, Lohmehl) und aus Kalio- oder Natronsalpeter. Hierzu gehören z. B. Kohlen-carbonit, Wittenberger Wetterdynamit, Carbonit I, II, Phönix I, Cosilit.

#### II. Gruppe. Ammonsalpetersprengstoffe.

Ihr Hauptbestandteil (70—95 pCt, in seltenen Fällen auch nur 50—70 pCt) ist Ammonsalpeter, zuweilen mit andern Salpeterarten vermischt. Diesem ist ein Kohlenstoffträger (wie Mehl, Harz,

<sup>1</sup> Es handelt sich hier nur um schlagwettersichere, nicht um handhabungssichere Sprengstoffe, die auch häufig als „Sicherheitsprengstoffe“ bezeichnet werden.

Naphthalin, Öl) und in der Regel auch ein fester oder flüssiger Nitrokörper (Nitroglycerin in geringen Mengen, Nitrozellulose, Nitrobenzol, Nitrotoluol u. a.) beigemischt. Daneben sind häufig noch kleine Mengen anderer Stoffe vorhanden. Vertreter dieser Gruppe sind: Ammoncarbonit, Ammonfördit, Roburit, Dalmenit, Westfalit, Wetterfubnenit, Glückauf, Chromammonit usw.

III. Gruppe. Wettersichere Gelatinedynamite. Sie bilden gewissermaßen eine Zwischenstufe zwischen den beiden ersten Gruppen, indem sie sowohl Nitroglycerinsprengstoffe mit ähnlichem Sprengölgehalt wie Gruppe I (20—40 pCt Nitroglycerin, jedoch meistens, wie beim Gelatinedynamit mit Schießbaumwolle gelatiniert), als auch Ammonsalpetersprengstoffe (mit 25—50 pCt Ammonsalpeter) sind. Im übrigen befinden sich in diesen Sprengstoffen die verschiedenartigsten flüssigen und festen Bestandteile, teils Kohlenstoffträger, teils Nitrokörper, teils Salze irgend welcher Art, vornehmlich Alkalichloride (Kochsalz). Als Beispiele dieser Gruppe seien genannt: Wettersicheres Gelatinedynamit, Gelatinecarbonit, Nobelit, Fördit, Sicherheits-Gallerte-Dynamit, Tremonit, Opladener Sicherheitsprengstoff.

Außerdem gibt es noch einige besondere Arten von Sicherheitsprengstoffen, von denen hier nur die Chloratsprengstoffe (z. B. Silesia, Pniowit) genannt seien. Diese sind aber auf Steinkohlengruben bisher noch nicht in größerem Umfange zur Verwendung gelangt.

Zu den in Rede stehenden Versuchen wurden Sprengstoffe aller Gruppen herangezogen. Sie wurden gegen Schlagwetter-Kohlenstaubgemische und auch gegen Kohlenstaub allein geschossen. Bei der Prüfung auf Schlagwettersicherheit wurde stets mit einem 8—9prozentigen Gasgemisch gearbeitet, d. h. mit demjenigen, das für Schießversuche als das gefährlichste gilt. Nach dem Einlassen des Grubengases in die Explosionkammer der Strecke wurden in dieser noch 2 l feinen Fettkohlenstaubes aufgewirbelt. Dies entsprach den Versuchsbedingungen, wie sie seit langen Jahren auf der Versuchsstrecke befolgt wurden. Eine besondere Rolle schrieb man dabei allerdings dem aufgewirbelten Staub nicht zu; im Hinblick auf die leichte Entzündlichkeit der Schlagwetter hielt man ihn für nebensächlich. Daß er dies mitunter nicht ist, hat man auf der berggewerkschaftlichen Versuchsstrecke leider erst in allerneuester Zeit festgestellt. Darüber wird später noch einiges zu sagen sein. Von den hier zu besprechenden Versuchen ist die Mehrzahl aber vor dieser neuen Feststellung ausgeführt worden; einige liegen sogar schon zwei Jahre zurück. Daher ist bei den meisten Schlagwetterversuchen auch noch die Kohlenstaubbeimengung erfolgt.

Bei der Prüfung gegen Kohlenstaub allein wurden in der Explosionkammer zunächst 5 l Staub gestreut und dann 2 l aufgewirbelt. In einigen Fällen wurde die Menge des gestreuten Staubes bis auf 10 l erhöht, und zwar auch erst bei Versuchen der neuesten Zeit, nachdem sich gezeigt hatte, daß die Staubmenge von größerem Einfluß ist, als man bisher angenommen hatte. Um überhaupt eine Kohlenstaubzündung in der

Strecke zu erzielen, genügt es, in der Explosionkammer, die einen Inhalt von 10 cbm = 10 000 l hat, 2 l des gebräuchlichen feinen Fettkohlenstaubes aufzuwirbeln, ohne noch auf andere Weise Staub einzuführen, u. z. ergeben 2 l schon eine starke Explosion.

Von der großen Zahl der Versuche, die zur Klärung der genannten Fragen angestellt wurden, — es handelt sich um mehr als 1000 einzelne Schüsse — kam hier nur eine beschränkte Zahl wiedergegeben werden. Deshalb sind aus den drei vorerwähnten Sicherheitsprengstoffgruppen je 2 bzw. 3 Sprengstoffe ausgewählt worden; die wesentlichsten der damit vorgenommenen Versuche werden, in einer Tabelle zusammengestellt, im folgenden mitgeteilt werden. Die betreffenden Sprengstoffe sind:

Von der I. Gruppe: Kohlecarbonit.

Zusammensetzung:

25,0	pCt	Nitroglycerin
34,0	"	Kalisalpeter
38,5	"	Weizenmehl
1,0	"	Lohmehl
1,0	"	Barytsalpeter
0,5	"	Soda

100,0 pCt.

Ungefrierbares Wittenberger Wetterdynamit:

19,00	pCt	Nitroglycerin
11,00	"	Neu-Nitroglycerin
31,74	"	Kalisalpeter
35,93	"	Roggenmehl
0,93	"	Holzmehl
0,93	"	Barytsalpeter
0,47	"	Natronbicarbonat

100,00 pCt.

Von der II. Gruppe: Chromammonit.

63,25	pCt	Ammonsalpeter
17,50	"	Kalisalpeter
9,50	"	Chromammoniakalaun
9,25	"	Kollodiumwolle
0,50	"	Vaseline

100,00 pCt.

Ammoncarbonit.

82	pCt	Ammonsalpeter
10	"	Kalisalpeter
4	"	Mehl
4	"	Gelatiniertes Nitroglycerin

100 pCt.

Roburit II.

71,5	pCt	Ammonsalpeter
5,0	"	Kalisalpeter
6,0	"	Roggenmehl
0,5	"	Kaliumpermanganat
5,0	"	Chlornatrium
12,0	"	Trinitrotoluol

100,0 pCt.

Von der III. Gruppe: Opladener Sicherheitsprengstoff.

28,60	pCt	Gel. Nitroglycerin	} = 44 pCt Gelatine- dynamit
11,55	"	Natronsalpeter	
3,85	"	Holzmehl	
26,00	"	Ammonsalpeter	
18,00	"	Wasser	
9,50	"	Stärke	
2,50	"	Salmiak	

100,00 pCt.

	Verstärktes Nobelit.
30,0	pCt Nitroglycerin
1,0	„ Kollodiumwolle
7,5	„ Kohlehydrate
41,0	„ Ammonsalpeter
20,5	„ Chlornatrium
100,0	pCt.

Einige dieser Sprengstoffe sind Versuchsmischungen, die zwecks Prüfung zur Versuchstrecke eingesandt waren.

In die Tabelle sind im allgemeinen nur die Schüsse mit den Grenzladungen aufgenommen, bei denen die Sprengstoffe unter den jeweiligen Bedingungen noch zündeten, und bei denen sie noch sicher waren.

Bekanntlich besteht für jeden Sicherheitsprengstoff unter bestimmten Versuchsbedingungen eine bestimmte höchste Lademenge, bei der er eben noch sicher ist; sobald diese Menge überschritten wird, zündet der Sprengstoff. Genau genommen gibt es daher nur einen Wert, der das Maß der Sicherheit bzw. der Zündgefährlichkeit zum Ausdruck bringt. Dieser läßt sich aber durch Versuche nicht ermitteln, sondern man kann nur zwei Grenzwerte feststellen, zwischen denen jener genaue Wert liegt. Diese werde hier als Sicherheit- bzw. als Zündgrenze bezeichnet.

In der Tabelle bedeutet:

Z Zündung  
KZ Keine Zündung

ZG Zündgrenze  
SG Sicherheitgrenze  
HL Höchste Lademenge, die bei dem angegebenen Patronendurchmesser im Mörser untergebracht werden konnte. ZG und SG waren in diesen Fällen nicht zu ermitteln.

A Versuche wurden mit der betreffenden Lademenge abgebrochen. Höhere Ladungen wurden nicht geschossen, um den Mörser zu schonen.

Die Patronen wurden in der Regel nur hintereinander in das Bohrloch der Mörser gelegt. Wurden z. B. 4 Patronen in dieser Weise geladen, so ist dies in der betreffenden Spalte der Tabelle durch die Bezeichnung 1+1+1+1 zum Ausdruck gebracht. Falls ausnahmsweise zwecks Erreichung höherer Lademengen Patronen auch nebeneinander gelegt wurden, so ist deren Anzahl durch die entsprechenden Ziffern angegeben, z. B. 2+2+2+2 = 8 Patronen, zu je 2 nebeneinander geladen. Zur Herstellung abgerundeter Lademengen mußten öfter auch Bruchteile von Patronen verwendet werden.

Die Ziffern in der vorletzten Spalte geben die Netto-Ausbauchung von je 10 g der Sprengstoffe im Trauzlschen Bleimörser an. Sie bieten einen gewissen Anhalt für die Beurteilung der Wirksamkeit der Sprengstoffe.

Lf. Nr.	Sprengstoff	Lademenge g	Weite des Mörserbohrlochs mm	Durchmesser der Patronen mm	Lage der Patronen im Mörser	Grubengasbeimengung pCt	Kohlenstaub		Temperatur der Strecke °C	Ergebnis	Netto-Ausbauchung ccm	Bemerkungen
							gestreut l	aufgewirbelt l				
1	Kohlencarbonit	1000	55	30	3+2+2+2	8-9	—	2	25	KZ	196	A
2	"	950	55	30	2+2+2+2	—	5	2	25	KZ	.	A
3	"	650	55	35	1+1+1+1	—	5	2	24	KZ	.	HL
4	"	700	55	55	1+1	8-9	—	—	26	KZ	.	A
5	"	550	55	55	$\frac{2}{3}+1$	—	5	2	23	Z	.	ZG
6	"	500	55	55	$\frac{1}{2}+1$	—	5	2	22	KZ	.	SG
7	"	735	40	30	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	29	KZ	.	HL
8	"	665	40	40	1+1+1+1	8-9	—	—	24	KZ	.	A
9	"	300	40	30	$\frac{1}{2}+1+1$	—	5	2	23	Z	.	ZG
10	"	250	40	30	$\frac{1}{4}+1+1$	—	5	2	27	KZ	.	SG
11	"	200	40	35	$\frac{1}{4}+1$	—	—	2	31	Z	.	—
12	"	130	40	40	1	—	10	2	29	Z	.	ZG
13	"	120	40	40	1	—	10	2	31	KZ	.	SG
14	"	190	40	40	1	—	—	2	23	Z	.	—
15	"	190	40	40	1	8-9	—	2	26	KZ	.	—
16	Ungefrierbares Wittenberger Wetterdynamit	1150	55	35	2+2+2+2	8-9	—	2	27	KZ	233	HL
17	"	1150	55	35	2+2+2+2	—	5	2	27	KZ	.	HL
18	"	900	40	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	26	KZ	.	HL
19	"	200	40	35	$\frac{1}{2}+1$	—	5	2	28	Z	.	ZG
20	"	150	40	35	1	—	5	2	24	KZ	.	SG
21	Chromammonit	420	55	35	1+1+1+1	8-9	—	—	26	KZ	203	HL
22	"	820	55	45	1+1+1+1	8-9	—	—	21	KZ	.	HL
23	"	1000	55	50	1+1+1+1	8-9	—	—	21	Z	.	ZG
24	"	950	55	50	$\frac{3}{4}+1+1+1$	8-9	—	—	25	KZ	.	SG
25	"	420	55	35	1+1+1+1	—	5	2	25	KZ	.	HL
26	"	820	55	45	1+1+1+1	—	10	2	22	KZ	.	HL
27	"	1000	55	50	1+1+1+1	—	10	2	25	KZ	.	HL
28	"	610	40	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	30	KZ	.	HL
29	"	610	40	35	1+1+1+1+1+1	—	5	2	23	KZ	.	HL

Lf. Nr.	Sprengstoff	Lademenge g	Weite des Mörserbohrlochs mm	Durchmesser der Patronen mm	Lage der Patronen im Mörser	Grubengasbeimengung pCt.	Kohlenstaub		Temperatur der Strecke ° C	Ergebnis	Netto-Ausbauung cem	Bemerkungen
							gestreut l	aufgewirbelt l				
30	Ammoncarbonit	500	55	32	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	22	Z	254	ZG
31	"	450	55	32	1/1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	26	KZ		SG
32	"	550	55	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	—	22	Z		ZG
33	"	300	55	32	1/2+1+1+1	—	10	2	27	Z		ZG
34	"	250	55	32	1+1+1	—	10	2	29	KZ		SG
35	"	550	55	35	1+1+1+1+1+1	—	10	2	23	KZ		HL
36	"	700	55	50	1/2+1+1	—	10	2	21	KZ		A
37	"	500	40	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	23	KZ		A
38	"	420	40	35	1+1+1+1+1	—	5	2	18	KZ		A
39	Roburit II	350	55	35	1/2+1+1+1	8-9	—	2	28	Z	361	ZG
40	"	300	55	35	1+1+1	8-9	—	2	29	KZ		SG
41	"	530	40	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	29	KZ		A
42	"	520	40	35	1+1+1+1+1	—	5	2	26	Z		ZG
43	"	420	40	35	1+1+1+1	—	5	2	28	KZ		SG
44	Opladener Sicherheitsprengstoff	100	55	35	1	8-9	—	2	25	Z	343	ZG
45	"	50	55	35	1/2	8-9	—	2	29	KZ		SG
46	"	600	40	35	1+1+1+1	8-9	—	2	23	Z		ZG
47	"	550	40	35	3/4+1+1+1	8-9	—	2	23	KZ		SG
48	"	780	40	35	1+1+1+1+1+1	—	—	2	21	Z		ZG
49	"	770	40	35	1+1+1+1+1	—	—	2	23	KZ		SG
50	Verstärktes Nobelit	100	55	35	1/2	8-9	—	2	30	Z	325	ZG
51	"	50	55	35	1/1	8-9	—	2	29	KZ		SG
52	"	1060	40	35	1+1+1+1+1+1	8-9	—	2	23	Z		ZG
53	"	920	40	35	1+1+1+1+1	8-9	—	2	26	KZ		SG

Die auffallendsten Ergebnisse traten bei den Versuchen mit den carbonitartigen Sprengstoffen zu Tage. Diese galten bisher in jeder Hinsicht als die sichersten von allen Sicherheitsprengstoffen, und unter ihnen war es wieder das Kohlencarbonit, der Hauptvertreter dieser Gruppe, das alle andern an Sicherheit übertraf. Unter den üblichen Bedingungen, d. h. in Patronen von 30 und 35 mm Durchmesser aus dem Mörser mit 55 mm weitem Bohrloch geschossen, hat es sich auch bei den hier zu erörternden Vergleichversuchen sowohl gegen Schlagwetter als auch gegen Kohlenstaub mit allen angewendeten Ladungen als sicher bewährt (vgl. Nr. 1, 2, 3 der Tabelle). Mit einer Lademenge von 1000 g war die Sicherheitgrenze noch nicht erreicht. Nach Versuchen, die vor einer Reihe von Jahren angestellt wurden, liegt die Zündgrenze bei 1100 g. Schlagwettern gegenüber blieb der Sprengstoff auch sicher, als er aus dem Mörser mit dem engen Bohrloch von 40 mm in 30 mm-Patronen mit der Höchstladung (Nr. 7), und ferner, als er in beiden Mörsern mit Patronen von dem größten möglichen Durchmesser mit hohen Ladungen geschossen wurde (Nr. 4 und 8). Kurz, bei jeder, auch der höchsten Ladendichte bewies das Kohlencarbonit seine bekannte Schlagwettersicherheit. Als dagegen die Bedingungen bei der Prüfung nur gegen Kohlenstaub in gleicher Weise geändert wurden, versagte der Sprengstoff in ganz auffallendem Maße. In dem 55 mm-Bohrloch bei dickstem Patronendurchmesser hielt er sich wenigstens noch auf einer Höhe von 500 g als sicher (Nr. 6), d. h. auf einer annehmbaren Sicherheitgrenze, während er mit 550 g zündete (Nr. 5). Die Ergebnisse der Versuche in dem engen Bohrloch (Nr. 9, 11, 12) erscheinen jedoch geeignet, den guten Ruf des Kohlencarbonits als Sicherheitsprengstoff zu erschüttern. Denn ein

Sprengstoff, der mit einer Lademenge von 130 g eine Kohlenstaubexplosion in der Versuchsstrecke verursacht, dürfte kaum noch als Sicherheitsprengstoff anzuerkennen sein. Erwähnt sei noch, daß die Zündung mit dieser Lademenge erst erreicht wurde, als außer den beiden Litern aufgewirbelten Staubes noch 10 l in der Strecke gestreut wurden. Bei nur 5 l Streuung und höchster Ladedichte zündete der Sprengstoff erst mit 150 g (dieser Versuch ist in die Tabelle nicht aufgenommen worden).

So ungünstige Ergebnisse lieferte unter den veränderten Bedingungen aber nicht allein das Kohlencarbonit. Nach den in der Tabelle verzeichneten Versuchen verhält sich das Ungefrierbare Wittenberger Wetterdynamit ganz ebenso. Es zeigte sich Schlagwettern gegenüber unbegrenzt sicher (Nr. 16 und 18) und ebenso auch gegen Kohlenstaub allein, wenn es aus dem Mörser mit weitem Bohrloch geschossen wurde (Nr. 17). Dagegen zündete es Kohlenstaub mit 200 g bei Versuchen mit 35 mm-Patronen im engen Bohrloch geradeso wie Kohlencarbonit unter gleichen Verhältnissen. In 40 mm-Patronen ist das Ungefrierbare Wittenberger Wetterdynamit nicht geschossen worden, eine Zündung mit niedrigerer Ladung liegt also nicht vor. Das hat seinen Grund nur darin, daß es bei der großen Zahl der vorzunehmenden Versuche nicht möglich war, sämtliche Sprengstoffe so eingehend zu behandeln wie das Kohlencarbonit, das als Haupttype der carbonitartigen Sprengstoffe naturgemäß am eingehendsten untersucht werden mußte. Um die Sicherheitgrenze für dieses unter allen Bedingungen festzustellen, waren fast 100 Schüsse erforderlich.

Als bemerkenswert sei noch hervorgehoben, daß das Ungefrierbare Wittenberger Wetterdynamit auch im weiten Bohrloch mit ziemlich hoher Ladedichte

gegen Kohlenstaub geschossen worden ist (Nr. 17), da bei dem Schuß mit 1150 g immer je 2 der 35 mm dicken Patronen nebeneinandergelegt wurden. Die Patronen mußten dabei stark zrsammgedrückt werden. Eine Zündung des Staubes erfolgte aber nicht.

Ähnliche Ergebnisse, wenn auch nicht so auffallend niedrige Zündgrenzen wie mit den genannten, wurden mit andern carbonitartigen Sprengstoffen erhalten, im allgemeinen also sehr hohe Sicherheit gegen Schlagwetter, dagegen bei Verwendung des Mörsers mit engem Bohrloch und bei hoher Ladedichte geringe Sicherheit gegen Kohlenstaub. Auf die Gründe für dieses Verhalten soll später noch eingegangen werden.

Zu den Versuchen mit den Ammonsalpetersprengstoffen sei zunächst bemerkt, daß diese Stoffe in ihrem Wesen von den carbonitartigen Sprengstoffen sehr verschieden sind. Letztere weisen sämtlich auf Grund ihrer Zusammensetzung gewisse sichernde Eigenschaften auf. Allerdings bewähren sich diese, wie die Versuche gezeigt haben, im allgemeinen nur gegen Schlagwetter; dabei sind sie jedoch unverkennbar. Bei den Ammonsalpetersprengstoffen ist dies nicht der Fall. Diese kennzeichnen sich nicht ohne weiteres nach irgend einer Richtung hin als Sicherheitsprengstoffe; es hängt vielmehr von der Zusammensetzung im einzelnen ab, ob und inwieweit sie Schlagwettern und Kohlenstaub gegenüber ungefährlich sind. Deshalb gibt es Ammonsalpetersprengstoffe von hoher Sicherheit, solche von mittlerer und schließlich auch solche von geringerer Sicherheit. In die vorstehende Tabelle ist je ein solcher Sprengstoff mit den Ergebnissen, die bei den Vergleichversuchen erhalten wurden, aufgenommen worden. Es sind dies nach dem Grade ihrer bisherigen Sicherheit geordnet: Chromammonit, Ammoncarbonit und Roburit II. Zu den Ammonsalpetersprengstoffen gehören auch noch solche, die so gut wie gar keine Sicherheit bieten, die früher aber lange als Sicherheitsprengstoffe gegolten haben, z. B. das alte Westfalit. Derartige Sprengstoffe sind zu den Versuchen nicht herangezogen worden.

Der sicherste, nach der Bleimörserprobe allerdings auch der schwächste der 3 genannten Ammonsalpetersprengstoffe, das Chromammonit, hat sich unter den üblichen Bedingungen (Bohrlochweite 55 mm, Patronendurchmesser 35 mm) gegen Schlagwetter und Kohlenstaub mit der Höchstladung von 420 g als sicher bewährt (Nr. 21 und 25 der Tabelle). Diese Ladung ist freilich nicht sehr groß, da der Sprengstoff, wie die meisten Ammonsalpetersprengstoffe, sehr leicht ist, also ein geringes Ladegewicht hat. Bei Anwendung dickerer Patronen konnte die Lademenge entsprechend erhöht werden. Überblickt man weiter die Versuche im Mörser von 55 mm Bohrlochdurchmesser, so ergibt sich, daß das Chromammonit auch in 45 mm-Patronen bis zur höchsten Lademenge sowohl Schlagwettern als auch Kohlenstaub gegenüber sicher blieb (Nr. 22 und 26). Erst in 50 mm-Patronen bei 1000 g Lademenge zündete der Sprengstoff Schlagwetter (Nr. 23), bei 950 g wurde er unter diesen Bedingungen noch als sicher befunden (Nr. 24). Kohlenstaub aber verinachte der Sprengstoff selbst mit der Ladung von 1000 g (Höchstladung) nicht zu zünden (Nr. 27). Im Mörser mit engem Bohrloch hat er sich, in 35 mm-Patronen

erprobt, mit der höchsten anwendbaren Ladung als sicher gegen Schlagwetter und gegen Kohlenstaub erwiesen (Nr. 28 und 29). Patronen von 40 mm Durchmesser wurden nicht angewandt, weil das Verhalten des Sprengstoffes genügend geklärt erschien.

Als Gesamtergebnis dieser Versuche ist hervorzuheben, daß das Chromammonit, das auf Grund der Bleimörserprobe als etwa ebenso leistungsfähig betrachtet werden darf wie das Kohlencarbonit, sich auch als fast ebenso schlagwettersicher bewährt hat, daß es aber im Gegensatz zu diesem auch gegen Kohlenstaub, bei hoher Ladedichte sowohl im weiten wie im engen Bohrloch geschossen, mit den größten Lademengen sicher blieb.

Ammoncarbonit<sup>1</sup> galt bisher als ein Ammonsalpetersprengstoff von mittlerer Sicherheit. Als solcher hat er sich Schlagwettern gegenüber auch bei den neuern Versuchen unter den üblichen Bedingungen wieder gezeigt. In 32 mm-Patronen<sup>2</sup> zündete er das Gasgemisch mit 500 g (Nr. 30), mit 450 g war er sicher (Nr. 31). Bei Verwendung von 35 mm-Patronen wurden die Schlagwetter erst mit einer etwas höhern Ladung zur Entzündung gebracht. Im Mörser mit engem Bohrloch ergaben 500 g keine Zündung (Nr. 37); die Zündgrenze wurde nicht ermittelt. Aus den angegebenen Versuchen ist schon ersichtlich, daß mit wachsender Ladedichte, sei es durch Verstärkung der Patronen, sei es durch Wahl eines engeren Mörserbohrlochs, die Sicherheit Schlagwettern gegenüber größer wird.

Gegen Kohlenstaub geschossen, hat sich das Ammoncarbonit auffallenderweise als wesentlich gefährlicher erwiesen als gegen Schlagwetter, indem es bei Verwendung dünnerer Patronen und des weiten Bohrlochs, also bei der geringsten Ladedichte, bis zu einer Menge von 300 g herunter zündete (Nr. 33). Sobald die Ladedichte nur ein wenig erhöht wurde, indem statt der Patronen von 32 mm solche von 35 mm Durchmesser gebraucht wurden, wuchs die Sicherheit schon derartig, daß mit der größten im Mörser unterzubringenden Lademenge von 550 g keine Zündung des Kohlenstaubes mehr erreicht werden konnte (Nr. 35). Bei weiterer Steigerung der Ladedichte, nämlich bei Verwendung von 50 mm-Patronen war sogar eine Lademenge von 700 g noch sicher (Nr. 36), ohne daß damit die Grenze der Sicherheit erreicht worden wäre; im Mörser mit engem Bohrloch zündete die höchste angewendete Lademenge von 420 g ebenfalls nicht (Nr. 38).

Die Schüsse mit Roburit II, einem sehr kräftigen Ammonsalpetersprengstoff, zeigen, wie auch dieser mit höherer Ladedichte, bedingt durch Verengung des Bohrlochs, an Sicherheit gegenüber Schlagwettern zunimmt. Unter den üblichen Bedingungen mit 350 g zündend (Nr. 39), erwies er sich bei der Erprobung in dem nur 40 mm weiten Bohrloch noch mit 530 g als sicher (Nr. 41). Annähernd dieselbe Menge, unter denselben

<sup>1</sup> Nicht zu verwechseln mit Ammoncarbonit I, einem kräftigen, aber weniger schlagwettersichern Sprengstoff.

<sup>2</sup> In diesem Patronendurchmesser wurde der Sprengstoff angeliefert.

Ladeverhältnissen geschossen, verursachte aber schon eine Kohlenstaubzündung.

Die bislang hergestellten wettersichern Gelatinedynamite, welche die III. Gruppe der Sicherheitsprengstoffe darstellen, zeichnen sich sämtlich durch hohe Leistung aus und sind dementsprechend sehr kräftig. Aus diesem Grunde sind sie wohl im allgemeinen auch wenig sicher. Allerdings haben einige von ihnen bei früheren Versuchen noch verhältnismäßig hohe Sicherheiten ergeben; das dürfte zum Teil jedoch auf besondere, später noch zu erwähnende Gründe zurückzuführen sein. Hier sei nur soviel bemerkt, daß neuerdings die sämtlichen kräftigen Vertreter dieser Gruppe eine wesentlich geringere Schlagwettersicherheit gezeigt haben als früher.

In die Tabelle ist eine Anzahl von Versuchen aufgenommen worden, die mit Opladener Sicherheitsprengstoff und verstärktem Nobelit angestellt wurden. Zu den betreffenden Schüssen wurden Patronen von 35 mm Durchmesser verwendet. Beide Sprengstoffe haben dabei, aus dem 55 mm weiten Bohrloch geschossen, Schlagwetter mit der sehr geringen Lademenge von 100 g gezündet (Nr. 44 und 50). Im Mörser mit 40 mm-Bohrloch erwiesen sie sich dagegen als auffallend sicher. Das verstärkte Nobelit ergab sogar bei der für einen so kräftigen Sprengstoff sehr bemerkenswerten Lademenge von 920 g noch keine Schlagwetterzündung. Eine solche erfolgte erst, nachdem die Lademenge noch um eine weitere Patrone vergrößert und damit auf 1060 g gebracht war (Nr. 52).

Auf Kohlenstaub ist nur der Opladener Sicherheitsprengstoff erprobt worden, und zwar auch nur im Mörser mit dem engen Bohrloch. Er war bei diesen Versuchen noch sicherer als gegen Schlagwetter unter gleichen Ladeverhältnissen.

Da Ergebnisse über die Prüfung der beiden Sprengstoffe gegen Kohlenstaub mit dem Mörser von 55 mm Bohrlochweite nicht vorliegen<sup>1</sup>, so sei hier erwähnt, daß verschiedene andere zu der Gruppe der wettersichern Gelatinedynamite gehörige Sprengstoffe, die unter den üblichen Bedingungen Schlagwetter ebenfalls mit 100 g gezündet haben, in diesem Mörser eingehend auf Kohlenstaub geprüft worden sind, und daß sie dabei sämtlich hohe Sicherheit gezeigt haben. Als Beispiel seien hier zwei Sprengstoffproben erwähnt.

Die eine von diesen hatte eine sehr ähnliche Zusammensetzung wie das bereits erörterte verstärkte Nobelit. Sie zündete Schlagwetter mit 100 g, war gegen Kohlenstaub sicher mit 850 g (Höchstladung) und ergab im Bleimörser 300 cm Netto-Ausbauchung.

Die andere Probe enthielt als Hauptbestandteile 35 pCt Nitroglyzerin und 40 pCt Ammonsalpeter. Sie zündete Schlagwetter ebenfalls mit 100 g, bewährte sich gegen Kohlenstaub als sicher mit 650 g (Höchstladung) und lieferte im Bleimörser die hohe Netto-Ausbauchung von 366 cm.

Die angegebenen Schüsse sind sämtlich mit 35 mm-Patronen aus dem 55 mm weiten Bohrloch abgetan

worden. In die Tabelle sind diese Sprengstoffe nicht aufgenommen worden, weil sie nicht auch im Mörser mit engem Bohrloch geprüft worden sind.

Nach diesen Ergebnissen stehen die wettersichern Gelatinedynamite in einem eigentümlichen Gegensatz zu den Sprengstoffen der I. Gruppe. Die carbonitartigen Sprengstoffe sind unter allen Bedingungen Schlagwettern gegenüber in hohem Maße sicher, dagegen im Mörser mit engem Bohrloch geschossen besonders gefährlich gegen Kohlenstaub. Die wettersichern Gelatinedynamite sind unter allen Bedingungen Kohlenstaub gegenüber sehr sicher, dagegen im Mörser mit weitem Bohrloch geschossen besonders gefährlich gegen Schlagwetter.

Die im vorstehenden näher erörterten Vergleichversuche haben eine Reihe von Ergebnissen gezeitigt, die mit den bisherigen Erfahrungen nicht übereinstimmen. Es ist im allgemeinen bisher noch nicht gelungen, diese Unstimmigkeiten in genügender Weise aufzuklären. Für eine der wichtigsten Fragen soll hier jedoch eine Begründung zu geben versucht werden.

Sehr bemerkenswert ist das Verhalten des Kohlencarbonits und der ähnlichen Sprengstoffe gegen Kohlenstaub. Der Grund dafür kann nach Ansicht des Verfassers nur in der Eigenart der bei der Explosion dieser Stoffe entstehenden Gase, der Nachschwaden, gesucht werden. Kohlencarbonit enthält außer Sprengöl und Kalisalpeter fast 40 pCt Mehl. Bei dieser Menge des Kohlenstoffträgers reicht der vorrätige Sauerstoff nicht aus, um die vorhandenen brennbaren Bestandteile vollständig zu verbrennen. Neben Kohlen säure und Wasserdampf enthalten die Nachschwaden daher erhebliche Mengen von Kohlenoxyd und Wasserstoff, also von brennbaren Gasen. Daß außerdem noch andere solche Gase, z. B. Methan, entstehen können, daß überhaupt die Menge und Beschaffenheit der einzelnen Explosionserzeugnisse je nach den äußern Umständen, insbesondere nach der Ladedichte, schwankt, soll hier unberücksichtigt bleiben. Bemerkenswert sei nur noch, daß mehr als 50 pCt der gasförmigen Nachschwaden des Kohlencarbonits aus Kohlenoxyd und Wasserstoff bestehen, und daß daran jedes der beiden Gase etwa zur Hälfte beteiligt ist. Aus dieser Beschaffenheit der Nachschwaden ist wohl das verschiedenartige Verhalten des Kohlencarbonits und der carbonitartigen Stoffe gegenüber Schlagwettern und Kohlenstaub zu erklären.

Wenn Patronen von Kohlercarbonit von 35 mm Durchmesser im Bohrloch von 55 mm Weite detonieren, so erfahren die entstehenden heißen Gase, ehe sie das Bohrloch verlassen, eine gewisse Ausdehnung. Namentlich werden sie sich auch seitlich ausdehnen. Ist diese Ausdehnung im Vergleich zu der Menge der erzeugten Gase auch nur gering, so hat sie doch schon eine gewisse Abkühlung der Gase zur Folge. Jedenfalls sind diese, wenn sie aus dem weiten Bohrloch herauspuffen, nicht mehr so heiß, daß mit dem Sauerstoff der vor dem Mörser befindlichen Luft eine Entzündung und Verbrennung der Gase erfolgen könnte. Sie vermögen in diesem Zustande auch nicht unmittelbar eine Entzündung von Kohlenstaub zu bewirken;

<sup>1</sup> Die hier erörterten Vergleichversuche mußten oft auf längere Zeit unterbrochen werden, weil andere Arbeiten in der Versuchsstrecke auszuführen waren.

denn dazu ist eine eigentliche Flamme von großer Stärke und Hitze erforderlich. Hier sind aber nur heiße brennbare, doch nicht brennende Gase vorhanden. Ebensovienig genügt bei der kurzen Dauer ihrer Einwirkung die Temperatur der Sprengstoffgase, um eine Schlagwetterzündung einzuleiten. Es kommt noch hinzu, daß die Sprengstoffschwaden keinen Sauerstoff enthalten; sie bilden deshalb mit den Schlagwettern, auf die sie stoßen, ein sauerstoffarmes, nicht mehr zündfähiges Gasgemisch. Nach alledem fehlen beim Schießen von Kohlencarbonit in 35 mm-Patronen im Mörser von 54 mm Bohrlochweite die Vorbedingungen für Schlagwetter- und Kohlenstaubzündungen. Erst bei sehr hoher Lademenge (1100 g) gestalten sich die Verhältnisse ungünstiger, weil die Nachschwaden alsdann infolge der notwendigen höhern Ladedichte in heißem Zustande und infolge ihrer größern Menge mit längerer Dauer auf die Schlagwetter einwirken.

Wird dagegen eine Ladung von Kohlencarbonit, aus Patronen von 40 mm Durchmesser bestehend, im Mörser mit 40 mm-Bohrlochweite zur Detonation gebracht, so können die entstehenden glühendheißen Gase nur nach der Bohrlochmündung hin entweichen. Eine Gelegenheit sich auszudehnen, ehe sie aus dem Mörser herauskommen, ist ihnen dabei nur insoweit gegeben, als das Bohrloch von der Sprengstoffladung nicht ausgefüllt wird. Diese Ausdehnung reicht aber, wenn nur die Lademenge groß genug ist, nicht aus, um die Gase unschädlich zu machen. Sie kommen vielmehr noch mit einer Temperatur aus dem engen Loche heraus, die genügt, um eine Entzündung ihrer brennbaren Bestandteile, des Kohlenoxyds und des Wasserstoffs, mit dem Sauerstoff der Luft zu bewirken.

Auf diese Weise entsteht gewissermaßen eine explosionartige Gasauflammung vor dem Bohrloch. Wenn nun in der Versuchsstrecke Kohlenstaub aufgewirbelt ist, so wird er, wenn die Gasauflammung stark genug ist, was wiederum von der Lademenge abhängt, gezündet. Damit sind also die Vorbedingungen für eine Kohlenstaubexplosion gegeben.

Anders liegen die Verhältnisse, wenn sich in der Strecke ein 8—9prozentiges Schlagwettergemisch befindet. Als dann finden die heißen brennbaren Sprengstoffgase vor dem Bohrloch keine reine Luft, sondern schon ein explosives Gasgemisch vor. Wo die Gase zusammentreffen, entsteht daher ein Gemisch von Luft, Grubengas, Kohlenoxyd und Wasserstoff, das überreich an Gas und zu arm an Sauerstoff und deshalb nicht mehr entzündlich ist. Infolgedessen tritt eine Schlagwetterexplosion nicht ein.

Gegen diese Darlegung könnte eingewendet werden, daß die aus dem Bohrloch austretenden heißen Gase auch dann nicht auf reine Luft stoßen, wenn in der Strecke Kohlenstaub aufgewirbelt ist, und daß deshalb ebenfalls keine Entzündung vor dem Bohrloche eintreten dürfte. Hierzu sei bemerkt, daß die Verhältnisse für das Zustandekommen einer Schlagwetterexplosion und diejenigen für die Entstehung einer Kohlenstaubexplosion vollkommen verschieden sind. Wenn in der 10 cbm = 10 000 l fassenden Explosionskammer der Versuchsstrecke ein 8—9prozentiges Schlagwettergemisch hergestellt ist, so sind von 10 000 l

reiner Luft, die sich vorher in der Kammer befanden, 800—900 l, also eine große Menge verdrängt und durch einen ganz andern Stoff ersetzt worden. Für die Versuche mit Kohlenstaub werden dagegen nur 5, höchstens 10 l Staub auf die Sohle der Explosionskammer gestreut und 2 l aufgewirbelt. Hierdurch wird die in der Kammer befindliche Luft in ihrer Zusammensetzung nicht verändert. Allerdings ist auch jede Kohlenstaubzündung in gewissem Sinne eine Zündung von Gasen. Denn nicht die Staubteilchen als solche werden entflammt, sondern die durch die Einwirkung einer großen, sehr heißen und plötzlichen Flammenwirkung aus den Staubteilchen ausgetriebenen Gase. Die Mitwirkung dieser Gase steht aber der obigen Erklärung für die Zündgefährlichkeit des Kohlencarbonits auch nicht entgegen, denn die Gase entstehen erst durch die starke Entflammung der Sprengstoffschwaden vor dem Bohrloch; sie können also die Entflammung der Schwaden nicht hindern.

Für die Richtigkeit der vorstehenden Erklärung spricht auch folgende Beobachtung: Bei den Versuchen ist vielfach die Erfahrung gemacht worden, daß Sprengstoffladungen von bestimmter Höhe, welche Kohlenstaub allein regelmäßig zündeten, sich stets als sicher erwiesen, sobald außer dem Staube noch Schlagwetter in die Strecke eingelassen wurden. Ein Beispiel dafür bieten die Versuche Nr. 14 und 15 der Tabelle. Bei beiden Schüssen sind 190 g Kohlencarbonit in einer Patrone von 40 mm aus dem engen Mörserbohrloch geschossen worden. In beiden Fällen wurden nur 2 l Kohlenstaub aufgewirbelt; eine Streuung von Staub fand nicht statt. Der einzige Unterschied zwischen beiden Versuchen besteht darin, daß sich bei dem einem nur 2 l aufgewirbelten Staubes, bei dem andern außer diesem Staube noch ein 8—9prozentiges Schlagwettergemisch in der Explosionskammer befand. Der erste Schuß zündete, der zweite nicht. Hieraus geht deutlich hervor, daß das explosive Schlagwettergemisch die Zündung des Staubes verhindert hat. Nur wenn keine Schlagwetter vorhanden waren, konnte der Sprengstoff eine starke Flammenwirkung, wie sie zur Erzielung einer Kohlenstaubexplosion erforderlich ist, verursachen. Diese Flammenwirkung muß deshalb auf eine Entzündung der brennbaren Sprengstoffschwaden außerhalb des Bohrlochs zurückgeführt werden, also auf Vorgänge, wie sie oben näher dargelegt sind.

Wie die Versuche zeigen, ergeben sich die Vorbedingungen für die Kohlenstaubzündung auch schon bei Verwendung von 30 mm-Patronen, aus dem Mörser mit engem Bohrloch geschossen; nur ist dann eine höhere Ladung erforderlich. Umso auffallender ist es deshalb, daß im Mörser mit 55 mm weitem Bohrloch bei der höchsten Ladedichte eine Zündung erst mit der höchsten Lademenge von 550 g zu erreichen war. Eine Erklärung dafür kann hier nicht gegeben werden.

Auch sonst haben sich bei den Versuchen zahlreiche Erscheinungen gezeigt, deren Ursachen zunächst noch in Dunkel gehüllt sind.

Entgegen frühern Erfahrungen haben sich außer den carbonitartigen Sprengstoffen auch noch andere Sprengstoffe unter bestimmten Bedingungen als gefährlicher gegen Kohlenstaub als gegen Schlagwetter

erwiesen, z. B. Roburit II und Ammoncarbonit. Auffallend ist es auch, daß Ammoncarbonit bei höherer Ladedichte und größeren Lademengen gegen Staub sicherer war. Danach spielt die Sprengstoffmenge bei dem Zustandekommen der Zündungen eine viel geringere Rolle als die Ladedichte.

Man wird eine der wesentlichsten Ursachen für das verschiedene Verhalten der Sprengstoffe bei den hier wiedergegebenen Versuchen wohl darin zu suchen haben, daß die Sprengstoffe sich bei verschiedenen Ladedichten in ganz verschiedener Weise umsetzen.

Zu diesem Schlusse kommt man insbesondere auch bei der Betrachtung der erheblichen Unterschiede, die sich bezüglich der Sicherheit der wettersicheren Gelatinedynamite in den beiden Mörserarten ergeben haben.

Bei der Prüfung dieser Sprengstoffe ist übrigens neuerdings noch eine auffallende Erscheinung beobachtet worden, die hier kurz erwähnt sei. Eine ganze Reihe von ihnen ergab unter den üblichen Bedingungen (35 mm-Patronen, 55 mm Bohrlochweite) nur gegen Schlagwetter geschossen teils bei 100 g, teils schon bei 50 g Zündungen. Sobald jedoch in dem Schlagwettergemisch noch Kohlenstaub (2 l) aufgewirbelt wurde, zündeten die bisher so gefährlichen Sprengstoffe nicht mehr bis zu Ladungen von 400 und auch 500 g. Auf diese Weise haben sich bei früheren Versuchen, die stets gegen Schlagwetter-Kohlenstaubgemische vorgenommen wurden, verschiedene wettersichere Gelatinedynamite als verhältnismäßig sicher bewährt, während sie jetzt, gegen Schlagwetter allein erprobt, nur eine geringe Sicherheit aufweisen. Die neuen Prüfungsergebnisse sollen veröffentlicht werden, sobald alle jetzt gebräuchlichen Sicherheitsprengstoffe durchgeschossen sind.

Die besprochenen Versuche lehren, daß die Sicherheitsprengstoffprüfung, trotzdem sie seit langen Jahren betrieben wird, noch recht unvollkommen ist. Aber auch das Wesen der Sicherheitsprengstoffe selbst, die Ursachen ihrer Sicherheit und ihrer Zündgefährlichkeit, sind noch viel zu wenig erkannt. Die damit zusammenhängenden Fragen müssen noch eingehend untersucht werden.

Für die praktische Verwendung der Sicherheitsprengstoffe ist es von besonderem Interesse, welche der hier mitgeteilten Versuchsergebnisse wohl das richtigste Bild von ihrer Sicherheit bieten. Anscheinend entspricht die Verwendung von Schießmörsern mit engem Bohrloch mehr den Verhältnissen, wie sie unter Tage vorliegen. Jedoch findet bei ausblasenden Schüssen — das sind die gefährlichsten — stets eine gewaltsame Erweiterung des Bohrlochs statt. Dabei leisten die Sprengstoffe eine gewisse Arbeit und die Sprengstoffgase können sich auch im Bohrloch schon ausdehnen. Dadurch werden wiederum Verhältnisse geschaffen, die den Bedingungen beim Schießen mit Mörsern von 55 mm Bohrlochweite mehr entsprechen. Es kommt hinzu, daß, wie eingangs erwähnt, die Sprengstoffe, die bei der Prüfung unter den bisher üblichen Bedingungen bis zu höheren Lademengen sicher gewesen sind, beim Gebrauch in Schlagwetter- und Kohlenstaubgruben noch keine Explosion ergeben haben. Aus diesen Gründen erscheint die Prüfung der Sicherheitsprengstoffe mit Mörsern von 55 mm Bohrlochweite und unter Verwendung von 35 mm-Patronen noch immer als die zweckmäßigste. Sie wird daher auch auf der berggewerkschaftlichen Versuchsstrecke noch weiter beibehalten werden.

### Der Bergwerksbetrieb auf dem Braunkohlenvorkommen zwischen Kölzig, Weißwasser, Muskau und Teuplitz in der Niederlausitz unter besonderer Berücksichtigung seines Einflusses auf die Verhütung der Selbstentzündung der Kohle.

Von Bergassessor Riegel, Halle a. S.

#### Ausdehnung und wirtschaftliche Bedeutung des Braunkohlenvorkommens.

In der östlichen Niederlausitz erstreckt sich südlich von Forst zwischen Kölzig, Weißwasser, Muskau und Teuplitz ein ausgedehntes Braunkohlenvorkommen, das bei der geringen Fruchtbarkeit des Bodens dieser Gegend eine große wirtschaftliche Bedeutung erlangt hat.

Das genannte Gebiet (s. Fig. 1) wird im Westen von der Bahnstrecke Forst-Weißwasser, im Osten von der Sommerfeld-Muskauer und Weißwasser-Muskauer und endlich im Süden von der Berlin-Görlitzer Eisenbahnlinie durchschnitten. In bergrechtlicher Beziehung findet in den in Fig. 1 schraffierten Gebietsteilen, dem sogenannten Mandatsbezirke, das Gesetz vom 22. Februar 1869, betreffend die Rechtsverhältnisse des Stein- und Braunkohlen-Bergbaues in denjenigen Landesteilen, in welchen das Kurfürstlich Sächsische Mandat vom 19. August 1743 Gesetzeskraft hat, Anwendung; in den übrigen gelten ausschließlich die Be-

stimmungen des Allgemeinen Berggesetzes vom 24. Juni 1865.

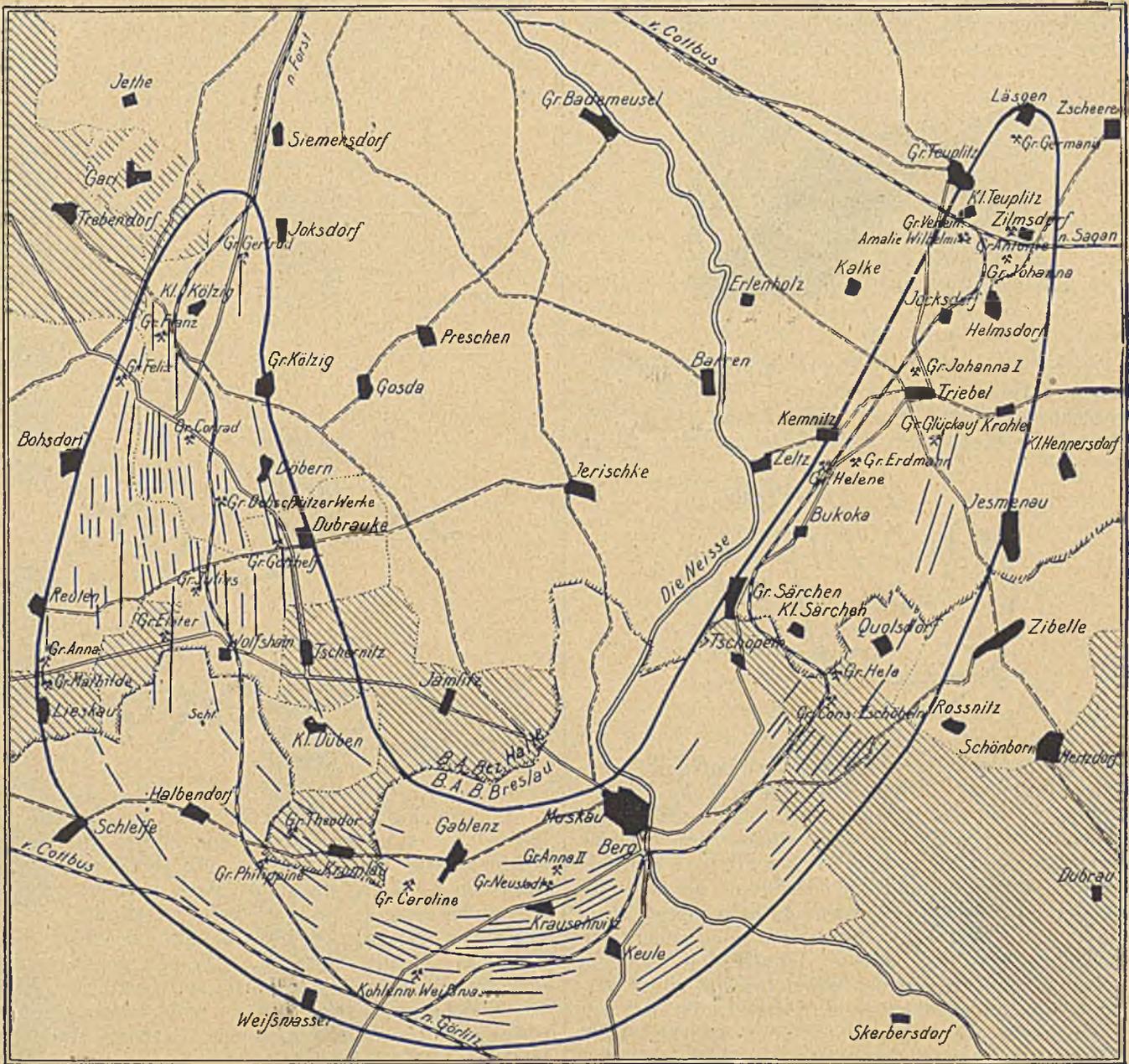
Von dem gesamten nutzbaren Braunkohlenvorkommen des Gebietes ist bisher nur ein sehr geringer Teil ausgebeutet worden.

Die Kohle selbst ist wegen ihrer großen Heizkraft auf dem Markte außerordentlich begehrt. Sie findet als Rohkohle einen bequemen Absatz in den nahe gelegenen umfangreichen Glashütten und Ziegeleibetrieben. Ein nicht unerheblicher Teil wird in Form von Briketts bei den günstigen Eisenbahnverbindungen in die weitere Umgebung verschickt. Diesen Vorteilen stehen indessen erhebliche Nachteile gegenüber, die sowohl in der durch die eigenartigen Lagerungsverhältnisse bedingten Schwierigkeit der Aus- und Vorrichtung und des Abbaues als auch ganz besonders in der Neigung der Kohle zur Selbstentzündung begründet sind.

**Geologischer Aufbau.**

Das Vorkommen stellt geologisch das sogenannte Muskau-Großkölziger Braunkohlenbecken dar, das ungefähr die Gestalt einer nach Norden zu geöffneten Sichel hat. Entsprechend dieser Sichelform ist das

Streichen der Mulde im nördlichen Teile bei Groß-Kölzig nordsüdlich. Weiter im Süden wendet es sich allmählich nach Westen und verläuft zwischen Muskau und Weißwasser nahezu in der Richtung von Westen nach Osten. Bei Quolsdorf und weiterhin bei Teuplitz



Braunkohlevorkommen u. Streichen der Betriebspunkte altpreussisches Gebiet Mandatgebiet  
 Flözflügel

Fig. 1. Übersichtskarte.

nimmt es wieder den ursprünglichen nordsüdlichen Verlauf.

Außersordentlich charakteristisch für dieses Braunkohlevorkommen ist das Auftreten zahlreicher, unter sich parallel gelagerter, jedoch wenig breiter Mulden, die in streichender Richtung weit ausgedehnt sind.

Ein und dasselbe Flöz<sup>1</sup> ist durch Druck<sup>2</sup> zu Sätteln und Mulden zusammengefaltet, deren Zusammenhang

<sup>1</sup> Nach Berendt dem obersten Oligozän zugerechnet.

<sup>2</sup> Nach Wahnschaffe: von mächtigem, vorrückendem Inlandeis auf tertiärem Untergrunde veranlaßt.

meist durch Abrasion verloren gegangen ist, sodaß zwischen den einzelnen Mulden häufig Luftsättel bestehen.

Überall, wo das Flöz zu Tage ausgeht, ist im Gelände eine Rillenbildung zu beobachten, deren Entstehung auf die beim Verkohlungsprozesse stattfindende Volumenverminderung des Flözes einerseits und auf die erodierende Tätigkeit des Wassers andererseits zurückzuführen sein dürfte (s. Fig. 2).



Fig. 2.

Die nach dem Mittelpunkte (A in Fig. 3) der sichelförmigen Ablagerung gerichteten Flözflügel fallen durchschnittlich unter einem Winkel von 30—50° ein, während die zugehörigen Gegenflügel im allgemeinen

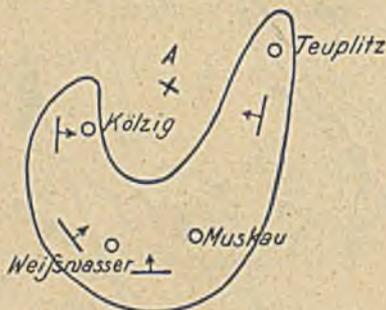


Fig. 3.

eine steiler geneigte, senkrechte oder überkippte Stellung aufweisen. Nicht selten fehlen die Gegenflügel auch völlig. Das Flöz tritt in diesen Fällen, die besonders auf dem Westflügel des Beckens nachgewiesen sind, in der Weise auf, daß einzelne Flözflügel an ihren tiefsten Punkten hakenförmig auskeilen und scheinbar jeden Zusammenhang verloren haben. Die senkrechten und insbesondere die überkippten Flözflügel haben vielfach eine geringere Mächtigkeit als die schwach geneigten Flözteile. Zusammenhängende Mulden und Sättel treten in dem vom Gebirgsdrucke weniger berührten östlichen Teile der Mulde häufiger als im westlichen Teile auf. Die Mulden zeigen hier vielfach eine geschlossene Form, sodaß der Horizontalschnitt eine in sich zurücklaufende Linie bildet. Die Breite der Mulden beträgt 80—100 m und darüber. Vereinzelt heben sich auch die Flözmulden in streichender Richtung kahntartig nach der einen Seite heraus, während sie nach der andern Seite in größere Tiefen setzen. Diese Erscheinung sowie das Auftreten geschlossener Mulden ist als eine Folge der vielseitigen Wirkung des Gebirgsdruckes beim Faltungsprozesse anzusehen und steht in innigem Zusammenhange mit der Tatsache, daß die Flözablagerung stellenweise auch in streichen-

der Richtung von Sattel- und Muldenbildungen durchzogen wird, und daß die einzelnen Flözflügel und -mulden auf weite Strecken hin meist einen krummlinig streichenden Verlauf nehmen.

Eine schematische Darstellung der allgemeinen Lagerungsverhältnisse ist in Fig. 4 wiedergegeben.

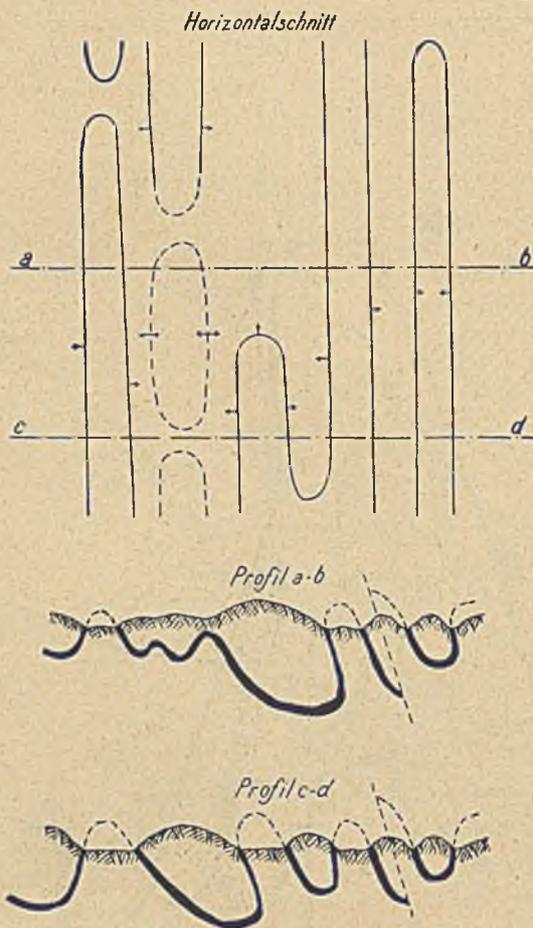


Fig. 4.

In dem durchschnittlich 9—13 m mächtigen Flöz lassen sich zwei wesentlich voneinander verschiedene Kohlenpartien unterscheiden. Die liegende, im allgemeinen 3—4 m mächtige Partie besteht aus einer außerordentlich festen, stückreichen Kohle, der sogenannten liegenden Kohle, die am Liegenden selbst in reinen Lignit übergeht. Die hangende, durchschnittlich 8 m mächtige Partie setzt sich aus Kohlen von weicherer Beschaffenheit und dementsprechend geringerem Stückfalle zusammen. Getrennt sind beide Parteien auf dem gesamten Flözvorkommen durch eine Bank von feiner, kleinknorplicher Braunkohle. Diese Bank, der sogenannte „klare Streifen“, tritt in einer durchschnittlichen Mächtigkeit von 50 cm auf und ist auf den ersten Blick von der übrigen Braunkohle durch die schwarze Farbe zu unterscheiden. An Heizwert übertrifft sie die unter und über ihr liegende Kohle erheblich. Die hangende Partie des Flözes wird wiederum in zwei Horizonte geteilt, von denen der untere eine immerhin noch feste, der obere dagegen eine außerordentlich weiche Kohle von durchaus milder Beschaffenheit enthält. Die beiden hangenden Flözhorizonte sind im Westen und Süden des Vor-

kommens durch eine etwa 50 cm starke Bank von mulmiger Kohle getrennt, die ebenfalls als klarer Streifen bezeichnet wird<sup>1</sup>. An seiner Stelle legt sich jedoch auf dem Ostflügel des Beckens ein Tonmittel an, das nach Norden hin an Mächtigkeit stetig zunimmt. Auf den Gruben dieser Gegend wird der über dem Tonmittel liegende Teil als „erstes“, der darunter befindliche Teil als „zweites Flöz“ bezeichnet. Fig. 5 zeigt die örtlich stets voneinander abweichenden Flözprofile.



Fig. 5. Flözprofile.

Das Flöz enthält im Durchschnitt 30—40 pCt Staubkohle, die fast ausschließlich in der weichen Kohle des obersten Horizontes fällt. Die festere Kohle im untern Teil der hangenden Partie ist nur mit etwa 20 pCt am gesamten Staubkohlenfall beteiligt, während

die liegende feste Kohle überhaupt keine nennenswerten Staubmengen liefert.

Besonders ist hervorzuheben, daß die liegende Kohle von zahlreichen Spalten und Klüften durchzogen ist, welche die Kohle unregelmäßig durchsetzen und in einer Stärke bis zu 10 cm und in einer Ausdehnung bis zu 6 m und darüber angetroffen worden sind. In diesen jedenfalls bei der Faltung des Gebirges entstandenen Klüften und Spalten hat sich, wahrscheinlich infolge einer chemischen Umsetzung des im Gebirge zirkulierenden eisenhaltigen Wassers durch den aus der Braunkohle sich entwickelnden Schwefelwasserstoff, Schwefelkies in äußerst feiner Verteilung abgelagert. Stellenweise sind Schwefelkiesadern, vereinzelt auch Schwefelkiesnester angetroffen worden.

Die Aufschlüsse im Liegenden des Flözes sind spärlich, weil die Bohrungen meist eingestellt wurden, wenn die Kohle durchsunken und der „liegende“ Ton erreicht war. Deshalb soll das Profil eines Bohrloches (von oben nach unten) angegeben werden, das in einem Tagebau der ehemaligen Braunkohlengrube Providentia bei Döbern im Liegenden des Flözes niedergebracht ist und eine große Übereinstimmung mit sämtlichen anderweitig gemachten Aufschlüssen des Liegenden zeigt:

1. plastischer Ton . . . . . 0,50 m
2. grauer Quarzsand . . . . . 4,00 "
3. Braunkohle . . . . . 1,95 "
4. Ton . . . . . 2,20 "
5. feinkörniger Quarzsand . . . . . 6,00 "
6. blauer Ton (Alaunton) . . . . . 1,00 "
7. Kies (angebohrt) . . . . . 2,00 "

Tiefe des Bohrloches = 17,65 m.

Der unter dem Flöz auftretende plastische Ton ist auf sämtlichen Gruben in einer Mächtigkeit von 0,50—1,20 m nachgewiesen worden. Für den Bergwerksbetrieb ist dieser Ton von Bedeutung, weil er stark quillt, jedoch gänzlich wasserundurchlässig ist. Der graue Quarzsand (2) hat wie der feinkörnige Quarzsand (5) schwimmende Beschaffenheit. Das unter dem Hauptflöz liegende und durch Tonmittel stark verunreinigte, durchschnittlich 2 m mächtige Braunkohlenflöz ist zum Abbau nicht geeignet.

Im Hangenden des nutzbaren Flözes liegt eine etwa 2 m mächtige Kohlenlettschicht, der sogenannte Alaunton; er bildet ein inniges Gemenge von Sand, Ton und Kohle, jedoch ist der Tongehalt vorherrschend. Schwefelkies ist in ihm in sehr feiner Verteilung und in einer Menge vorhanden, die einem Schwefelsäuregehalt von 1,9 pCt entspricht. Der Alaunton gleicht einem festen, bituminösen Ton von schieferartiger Struktur. Seine Farbe ist bläulichschwarz bis schwarz. In den oberen Partien finden sich häufig dünne Schmitzen von sehr feinem Sand eingebettet, die ihm ein geschichtetes Ansehen geben. Im allgemeinen ist er wasserundurchlässig. Bei steiler Aufrichtung des Gebirges durchsetzen ihn vielfach Sprünge, die indessen in den hangenden Schichten zusetzenden Wassern keinen vollkommenen Durchgang gestatten. Seiner Festigkeit wegen geht er in der Regel erst längere Zeit nach der Gewinnung der unter ihm liegenden

<sup>1</sup> Nach Berghaus „Landbuch der Mark Brandenburg und des Markgrafentums Niederlausitz.“ Brandenburg 1854 (S. 90) haben verschiedene Pflanzenspezies das Material der verschiedenen Kohlenarten bei der Entstehung des Flözes geliefert.

Kohle zu Bruch. Über dem Alaunton lagert ein feiner, graubrauner, glimmerreicher Schwimmsand, der mit zahlreichen Kohlenschmitzen und teilweise mit mehr oder weniger festen Tonlagen durchsetzt ist. Darüber liegt fast überall noch eine weiße Sandschicht, die, wie zahlreiche Aufschlüsse beweisen, dazu neigt, schroffe Abstürze zu bilden. Weiterhin setzt sich das Deckgebirge des Flözes aus diluvialen Schichten zusammen, welche die bisher genannten tertiären Schichten diskordant überlagern und vorwiegend aus hellen gröbern Quarzsanden bestehen. Auf den diluvialen Gebilden ruht meist noch eine schwache Alluvialdecke.

#### Der Bergwerksbetrieb.

Die Köhlengewinnung findet sowohl im Tiefbau als auch im Tagebau statt, jedoch wird letzterer nur noch dort eingerichtet, wo nicht nur die Flözköpfe der einzelnen Muldenflügel eine geringe diluviale Auflagerung tragen, sondern wo auch eine gleichmäßig flache Lagerung auf eine größere streichende Erstreckung die Lösung eines genügend breiten und langen Flözstreifens ermöglicht. Derartig günstige Voraussetzungen liegen aber bei der fast durchweg steilen Aufrichtung des Flözes und den vielfach in streichender Richtung auftretenden Sattel- und Muldenbildungen nur selten vor, sodaß der Bergwerksbetrieb im allgemeinen von Anfang an durch Tiefbau aufgenommen wird.

**Ausrichtung.** Die häufig in große Tiefen setzenden Mulden und Flözflügel werden beim Tiefbau wegen des im Hangenden und Liegenden befindlichen Schwimmsandes gewöhnlich nicht in einem Zuge bis auf ihren tiefsten Punkt ausgerichtet. Die Lösung des Flözes erfolgt vielmehr im allgemeinen absatzweise in der Art, daß jedesmal eine für einen längeren Zeitraum ausreichende Flügelhöhe gefaßt wird. Erst wenn dieses Feld nahezu abgebaut ist, wird die Ausrichtung nach dem Flöztiefsten weiter fortgesetzt. Die seigere Höhe der einzelnen Flözstreifen wird verschieden gewählt. Auf der Conradgrube bei Groß-Kölzig und der Juliusgrube bei Friedrichshain beträgt sie beispielsweise nur 10 m, auf den übrigen Gruben 20 m und mehr. Auf der consolidierten Tschöpelner Braunkohlengrube zu Tschöpel ist neuerdings sogar eine Mulde von r. 45 m Seigerteufe in einem Zuge ausgerichtet worden. Die Ausrichtung selbst findet sowohl durch flache als auch durch seigere Schächte statt. Das Niederbringen der flachen Schächte richtet sich nach der Flözneigung, bei flacher Neigung werden sie im Einfallen, bei steiler in diagonalen Richtung zum Einfallen abgeteuft. Außerdem werden je nach der Größe des Abbaufeldes und der Ausdehnung des Grubenbetriebes für Fahrweg, Wetterführung und Wasserhaltung noch mehrere flache Schächte niedergebracht. Die üblichen Querschnitte der in den meisten Fällen als Doppelbahn eingerichteten Hauptförderflächen sind in Fig. 6 wiedergegeben. Die flachen Ausrichtungstrecken befinden sich vorwiegend in der weichen Kohle am Hangenden; nur vereinzelt werden sie in der festen liegenden Kohle aufgeföhren. Bei der nicht selten wechselnden Aufrichtung des Flözes durchschneiden aber auch einige, mit Rücksicht auf die mechanischen

Fördereinrichtungen in gleichmäßigem Fallen getriebenen Flächen die verschiedenen Flözhorizonte, sodaß selbst unmittelbar am Hangenden angesetzte Flächen

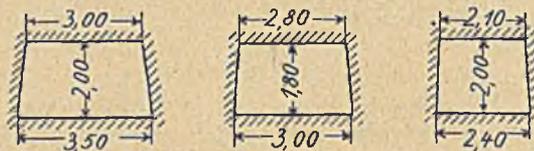


Fig. 6. Querschnitte der Hauptförderflächen.

stellenweise die liegende Kohle durchhörtern (s. Fig. 7). Zum Schutze gegen plötzliche Wasserdurchbrüche wird je nach der Lage der flachen Schächte im Flöz eine Kohlenbank von meist 0,50—2 m am Hangenden oder



Fig. 7.

Liegenden angebaut. In den Fällen, wo der Tiefbau im Anschlusse an einen Tagebau eröffnet wird, findet die Ausrichtung häufig in der Weise statt, daß zunächst bis zur Tagebausohle (durch das entwässerte Gebirge hindurch) ein seigerer Schacht abgeteuft, und erst dann das Flache angesetzt wird.

Die Ausrichtung des Flözes durch seigere Schächte ist im allgemeinen weniger verbreitet und zuerst auf der Conradgrube bei Groß-Kölzig angewandt worden. Beim Angreifen der mit durchschnittlich 45° nach Osten einfallenden, etwa 12 m mächtigen Flügel wird zunächst im Hangenden ein Schacht derart angesetzt, daß man durch ihn das Flöz in einer Seigerteufe von 15 m erreicht und das Schachttiefste noch in der weichen Kohle liegt. Dem Verhau dieses Flözstreifens entsprechend, erfolgt dann das Abteufen neuer, immer mehr ins Hangende vorrückender Schächte, durch die jedesmal eine Seigerteufe des Flözes von 10 m gelöst wird. Um die schwimmenden Schichten mit einem möglichst kleinen Schachtquerschnitte durchhörtern zu können, erfolgt die Ausrichtung eines jeden 10 m hohen Flözstreifens durch zwei Schächte. Der zuerst abgeteuft Schacht dient der Wasserhaltung und wird zu diesem Zwecke etwa 3 m tiefer niedergebracht, als der erst nach der Entwässerung des Deckgebirges und des Flözes abgeteuft Förderschacht, mit dem dann die eigentliche Fördersohle gefaßt wird. Das Durchteufen des Schwimmsandes erfolgt nach dem bekannten Abtreibeverfahren (s. Fig. 8) und hat bei dem angegebenen Einfallen der Schichten von 45° auf etwa 8 m zu erfolgen. Bei

dem Durchsinken bietet sich der Vorteil, die zuzusinkenden Wasser dem nächst höhern Schachte zuführen zu

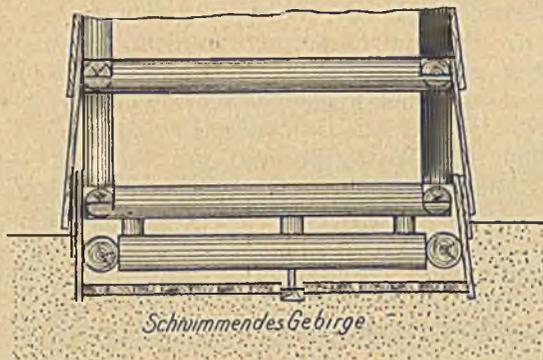


Fig. 8.

können (s. Fig. 9). Hervorzuheben ist noch, das die aufeinander folgenden Schächte um je 50 m im Streichen

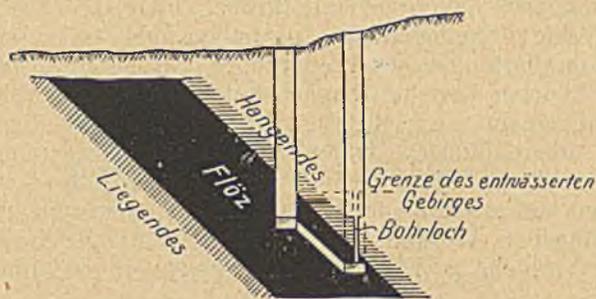


Fig. 9.

des Flöztes versetzt werden, und daß die früher übliche Anordnung der Schachtansatzpunkte in einer zum Streichen des Flöztes rechtwinklig verlaufenden geraden Linie (s. Fig. 10) nicht mehr stattfindet.

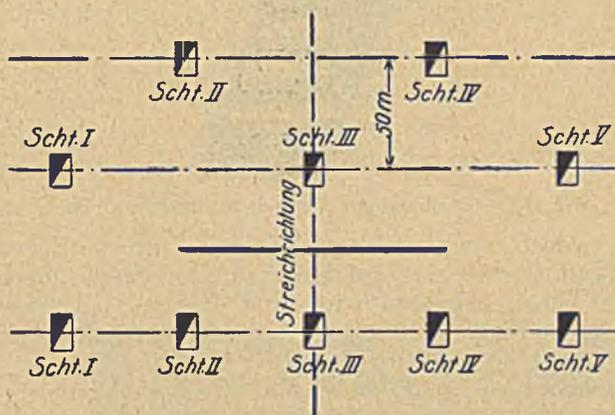


Fig. 10. Schematische Darstellung der Schachtansatzpunkte früher und jetzt.

Seigere Ausrichtungen des Flöztes werden ferner auf den Braunkohlengruben Julius bei Wolfsheim, Franz bei Klein-Kölzig und Elster bei Horlitz in Anwendung gebracht.

An das Abteufen der Schächte schließt sich die Herstellung des Schachtfüllortes und die weitere Ausrichtung des Flöztes durch streichende, bis an die Feldesgrenzen getriebene Strecken, die sogenannten Hauptförderstrecken an. Diese Strecken werden fast durchweg in die weiche Kohle gelegt und nur in ver-

einzelten Fällen in der liegenden Flözpartie aufgefahren; der in ihnen umgehenden maschinellen Seil- und Kettenförderungen wegen werden sie ferner beinahe ausnahmslos geradlinig und als Doppelstrecken getrieben. Bei der mannigfach wechselnden Streichrichtung des Flöztes durchschneiden deshalb auch die Strecken in ähnlicher Weise wie die flachen Schächte nicht selten die verschiedenen Flözhorizonte, sodaß selbst die Strecken, die dicht am Hangenden angesetzt sind, auch die feste, klüftige Kohle der liegenden Flözpartie durchörteren.

Die Vorrichtung der auf die beschriebene Weise ausgerichteten Flözabschnitte findet durch Teilstrecken, sogenannte Bausohlen statt, die im allgemeinen in seigern Abständen von 4,5—5 m übereinander liegen. Bei einem Einfallen des Flöztes von 42° und mehr wird die Verbindung der Bausohlen mit der Hauptförderstrecke in der Regel durch flache Strecken (Rolllöcher), bei geringerem Einfallen durch Querschläge in Verbindung mit seigern und flachen Schächten hergestellt. In der Mehrzahl der Fälle werden die Vorrichtungsarbeiten ausschließlich in die weiche Kohle der hangenden Flözpartie verlegt. Auf denjenigen Gruben jedoch, die auf flachgeneigten Flügeln bauen, werden bei der Vorrichtung nicht selten auch die tiefen Horizonte des Flöztes durchörtert. Auf der Braunkohlengrube der v. Dobschützschen Kohlen- und Elektrizitätswerke in Döbern findet bei dem verhältnismäßig sehr geringen Einfallen des Flöztes von 12° sogar noch eine Durchörterung des hangenden Alauntons statt, um die Kohlen späterhin beim Abbau möglichst bequem von den obersten Abbaupunkten der Hauptförderstrecke zuführen zu können (s. Fig. 11).

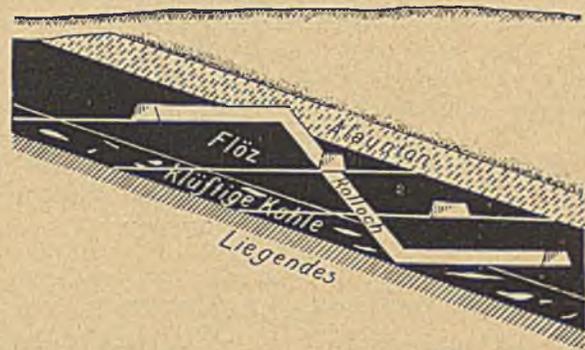


Fig. 11. Durchörterung des Alauntons.

Durch die Rolllöcher und Querschläge sowie durch die blinden Schächte werden die Felder in Bauabteilungen zerlegt. Die Entfernung der Rolllöcher und Querschläge von einander beträgt im allgemeinen 150—250 m in streichender Richtung. Auf den Gruben, die auf dem nordöstlichen Teile des Braunkohlenvorkommens bauen, werden die beiden durch ein etwa 2 m mächtiges Tonmittel voneinander getrennten Kohlenbänke, das sogenannte 1. und 2. Flöz, gesondert für sich vorgerichtet.

Durch eine abweichende Art der Vorrichtung zeichnet sich die Conradgrube bei Groß-Kölzig aus. Von der eingeleisigen, stets unmittelbar am Hangenden entlang aufgefahrenen Hauptausrichtungstrecke  $b_1$  in

Fig. 12 werden in Entfernungen von 200 m vom Schachtsicherheitspfeiler bis zu dem über der klüftigen Kohle liegenden klaren Streifen Querschläge  $c_1$  ge-

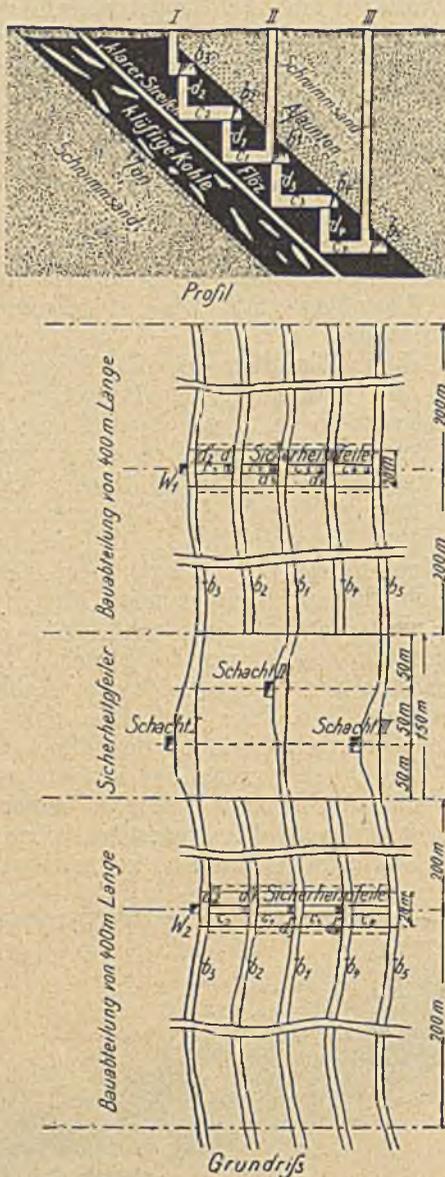


Fig. 12. Vorrichtung auf der Conradgrube.

trieben und von diesen aus 5 m hohe seigere Überbrechen hergestellt. Von den so entstandenen blinden Schächtchen  $d_1$  wird dann querschlägig nach dem Hangenden zu gefahren und an diesem entlang wiederum eine Strecke  $b_2$  bis an die Feldesgrenzen getrieben.

Auf ähnliche Weise wird schließlich von  $b_2$  aus die Strecke  $b_3$ , die sogenannte I. Sohle<sup>1</sup> gefaßt. Unmittelbar neben den blinden Schächtchen werden Bohrlöcher bis zu Tage geführt, und auf diesen schließlich die Wetterschächte  $W_1$  und  $W_2$  abgeteuft. Sobald die Strecke  $b_3$  400 m weit von  $W_1$  bzw.  $W_2$  aufgefahren ist, werden neue Schächte usw. bis zur Feldes-

<sup>1</sup> Das Auffahren dieser Strecke ist nur beim Anhauen eines Flözflügels erforderlich. Bei tiefern Schächten wird die I. Sohle jedesmal durch die vorhergehende Hauptförderstrecke ersetzt.

grenze abgeteuft. Hierdurch wird das Flöz in Bauabteilungen von 400 m Länge abgeteilt, wobei die Wetterschächte in die Mitte der Pfeiler zu liegen kommen. Für die Förderung werden die Bausohlen außerdem zu beiden Seiten der blinden Schächtchen mit den Hauptförderstrecken durch Rolllöcher verbunden, sodaß die Querschläge und blinden Schächtchen ausschließlich zur Wetterführung und Fahrung benutzt werden können. Bei örtlich steilerer Aufrichtung des Flözes werden ferner an Stelle der Querschläge und blinden Schächtchen die Sohlen durch flache Schächtchen verbunden. Dem Verhau des Flözes folgend findet endlich auch das Abteufen immer neuer, dem Teufenunterschiede zweier Hauptförderstrecken entsprechend, 20 m tieferer Wetterschächte unter gleichzeitigem Verhiebe des für den vorhergehenden Wetterschacht stehengelassenen Kohlenstreifens statt.

Der Abbau des Flözes erfolgt mittels des beim Braunkohlenbergbau üblichen Pfeilerbruchbaues. Die eigenartigen Lagerungsverhältnisse, sowie die Neigung der Kohle zur Selbstentzündung haben indessen mannigfache Abarten dieses Pfeilerbaues zur Folge gehabt. Die Abarten bestehen zunächst darin, daß der Abbau im allgemeinen gleichzeitig auf einer größeren Anzahl von übereinanderliegenden Sohlen ungeht. In der Mehrzahl der Fälle kommt die Kohle auf 3—4 vereinzelt auf noch mehr Sohlen (auf den konsolidierten Tschöpelner Werken z. B. sogar auf 9) gleichzeitig zum Verhiebe (s. Fig. 13). Beachtenswert ist ander-

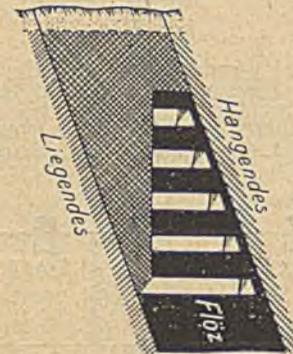


Fig. 13. Gleichzeitiger Verhieb mehrerer Sohlen.

seits jedoch auch, daß auf einigen Gruben (Conrad und Julius) stets nur auf einer einzigen Sohle gleichzeitig Abbau betrieben wird, und daß erst nach vollständigem Verhiebe der Kohle auf der einen Sohle der Abbau auf der nächsttiefern stattfindet.

Abweichend von dieser auf Braunkohlengruben meist üblichen Abbaumethode ist ferner auch, daß hier der Verhieb des Flözes nicht allein von den Feldesgrenzen aus rückwärts nach dem Schachte zu fortschreitet, sondern daß im allgemeinen ein selbständiger Verhieb der Kohle in den einzelnen Bauabteilungen nach deren Mitte zu stattfindet (s. Fig. 14).

Innerhalb der einzelnen Bauabteilungen wird der Abbau ferner ebenfalls verschieden geführt. Das Flöz wird entweder von streichenden Strecken  $a$  aus (s. Fig. 15) oder querbauähnlich von Querschlägen  $b$  aus (s. Fig. 16) abgebaut. In den meisten Fällen findet dabei je nach den Druckverhältnissen zur Vermehrung der Angriffspunkte ein Abbau des Flözes von mehreren

streichenden Strecken bzw. Querschlägen aus statt, (s. die punktierten Linien in den Fig. 15 und 16).

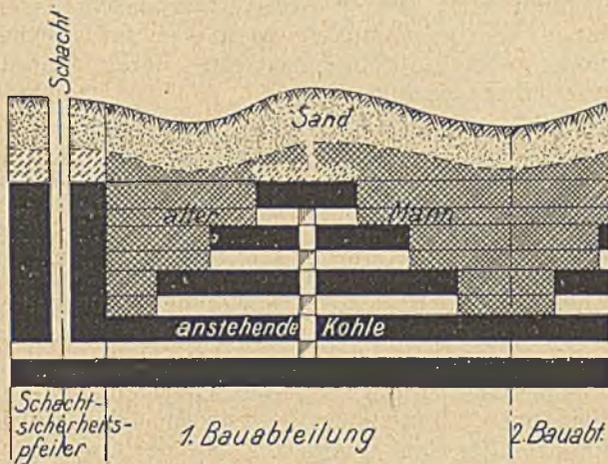


Fig. 14. Verhieb in den einzelnen Bauabteilungen.

Die zu den Brüchen führenden Strecken, die sogenannten Bruchstrecken, werden in der Regel so

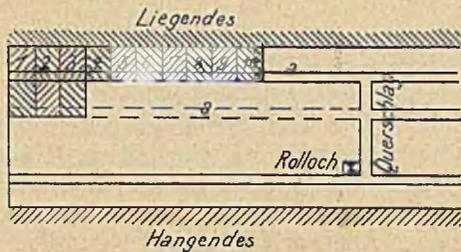


Fig. 15. Verhieb von streichenden Strecken.

angesetzt, daß sie mitten in den Bruch hineinführen, wie dies Fig. 17 veranschaulicht. Vereinzelt findet sich die in Fig. 18 dargestellte Lage der Bruchstrecken zu den Brüchen. Für die Größe, die den Brüchen gegeben wird, ist in erster Linie die Beschaffenheit des Hangenden maßgebend. Die Brüche werden um so kleiner genommen, je druckhafter und je weniger beständig sich das Hangende zeigt,

und je leichter deshalb das Gehen des Bruches zu erwarten ist. Ihre Grundfläche schwankt im all-

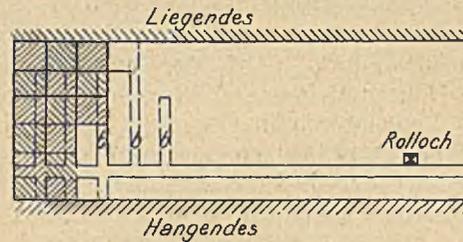


Fig. 16. Querbauähnlicher Verhieb.

gemeinen zwischen 4 und 6 m im Quadrate, die Höhe zwischen 4,5 und 5 m. Zur Sicherung gegen



Fig. 17. Bruchstrecke in der Mitte des Bruches.

Durchbrüche aus dem Hangenden und Liegenden werden häufig Kohlenbänke von 0,30—2 m am Hangenden und Liegenden angebaut. Das Stehenlassen eines 10 bis 30 cm starken Beines am alten Manne, sowie



Fig. 18. Bruchstrecke an der Seite des Bruches.

das Anbauen einer 30 bis 50 cm starken Kohlendecke an der Firste findet zur Erzielung reinen Fördergutes fast durchweg statt. Die Abbauverluste betragen vereinzelt 15 bis 20 pCt, auf einigen Gruben etwa 30, im allgemeinen indessen 40 pCt und mehr. Die Gründe für die großen Unterschiede in den Abbauverlusten werden weiter unten besonders angegeben werden.

Wetterführung. Die fast allgemein verbreitete Art der Wetterführung ist in Fig. 19 dargestellt. Die frischen

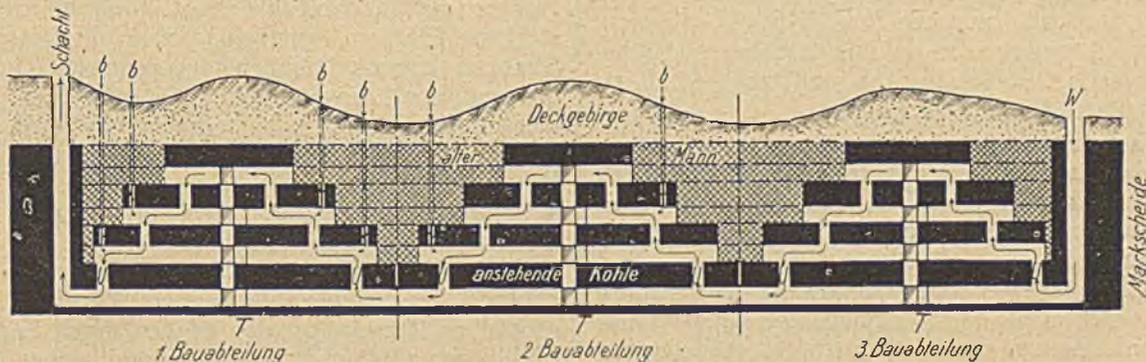


Fig. 19. Schematische Darstellung der Wetterführung.

Wetter fallen im Schachte W bis zur Hauptförderstrecke ein und gelangen von dort durch kleine Überbrechen U bei abwechselnder Auf- und Abwärtsführung zu den auf den einzelnen Bausohlen liegenden Arbeiten der verschiedenen Bauabteilungen. Durch die Wettertüren T wird ein unmittelbares Hinüberströmen der Wetter

von dem einziehenden nach dem ausziehenden Schacht verhindert. Zur Auffrischung und Vermehrung der Wetter werden je nach Bedarf Bohrlöcher b bis zu Tage gestoßen, um schlecht bewetterten Arbeitspunkten unmittelbar frische Wetter zuzuführen. Als ausziehende Wetterschächte werden in der Regel die

Wasserhaltungsschächte benutzt, in denen die Dampfleitungen der unterirdischen Wasserhaltungsmaschinen verlegt sind. Vereinzelt werden die verbrauchten Wetter auch besonders, mit Wetteröfen ausgestatteten Schächten zugeführt. Auf der v. Dobschützchen Grube bei Döbern stehen seit kurzem kleine elektrisch betriebene Ventilatoren in Gebrauch, die schlecht bewetterte Arbeitspunkte aus nahegelegenen gut bewetterten Strecken durch Segeltuchlütten mit frischen Wettern versorgen. Durch eine eigenartige Wetterführung, die besondere Aufmerksamkeit verdient, zeichnet sich abermals die Grube Conrad bei Groß-Kölzig aus. Dort werden, wie bereits erwähnt, für jede Bauabteilung besondere Wetterschächte von  $1,20 \times 1,20$  m abgeteuft. In diese, oben gut abgedeckten Schächte werden mittels einer 300 mm weiten Eisenblechlutte durch seitlich neben den Schächten aufgestellte, elektrisch betriebene Ventilatoren je etwa 75 cbm Luft in der Minute mit einem Überdrucke von 35 mm Wassersäule eingepreßt. Die frischen Wetter gelangen aus den Wetterschächten durch die mit den Abbaustrecken in Verbindung stehenden Querschläge und Schächte unmittelbar vor die Arbeitspunkte (s. Fig. 20). Zum Abzug der verbrauchten

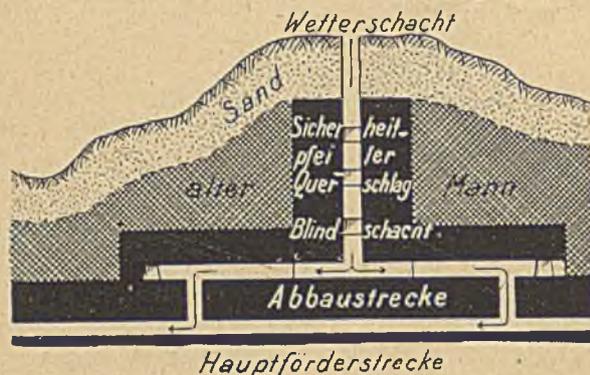


Fig. 20. Sonderbewetterung.

Wetter werden die Abbaustrecken durch 20–30 m voneinander entfernte Bohrlöcher mit den Hauptförderstrecken verbunden, in denen die verbrauchten Wetter nach dem Wasserhaltungsschachte gedrückt werden. Dieser Schacht saugt, der in ihm liegenden Dampfleitungen wegen, die Wetter ab und trägt somit zu einem lebhaften Wetterwechsel bei.

**Wasserhaltung.** Die Menge der den Grubenbauen zusickernden Wasser beträgt durchschnittlich 1,5–2 cbm/min. Nur auf den Gruben, die mit seigern Schächten ausrichten und hierbei die hangenden Schwimmsandschichten allmählich entwässern, sind durchschnittlich 3–4 cbm Wasser in der Minute zu heben. Auf den cons. Tschöpelner Werken beläuft sich die Menge der in der Minute zufließenden Wasser sogar auf 4,5–5 cbm, weil hier eine planmäßige Entwässerung sowohl des Hangenden als auch des Liegenden dadurch stattfindet, daß auf der tiefsten Abbausohle das Hangende und Liegende des Flözes an mehreren Stellen unter großen Vorsichtsmaßregeln zu Bruch gebaut wird. Der Antrieb der fast ausnahmslos unterirdischen Wasserhaltungsmaschinen findet vorwiegend durch Dampf, vereinzelt

auch durch elektrische Kraft (Grube der v. Dobschützchen Kohlen- und Elektrizitätswerke in Döbern) statt. Der Dampf wird den Wasserhaltungsmaschinen entweder in Wasserhaltungsschächten oder in besonders Trümmen der Hauptförderschächte durch umhüllte Leitungsrohre zugeführt.

Die Förderung der Kohle vom Gewinnungsorte bis zu den mit den Hauptförderstrecken in Verbindung stehenden Rollöchern erfolgt auf den durchweg kurzen Förderwegen ausschließlich von Hand. In den Hauptförderstrecken aber, die bei der großen streichenden Ausdehnung der Flözflügel häufig beträchtliche Längen aufweisen, werden fast ausnahmslos maschinelle Fördereinrichtungen von den Rollöchern bis zum Schachte verwendet. Wie bereits erwähnt, bestehen diese Fördereinrichtungen hauptsächlich in Seil- und Kettenbahnen, die das Auffahren doppelgleisiger und geradliniger Strecken erfordern. Auf der Conradgrube bei Groß-Kölzig werden seit dem Jahre 1901 zur Förderung der Kohlen elektrische Lokomotiven verwendet. Die Zweckmäßigkeit dieser Förderung wird weiter unten erörtert werden. Die Schachtförderung findet auf allen Gruben ausschließlich mit Dampf statt.

Die Fahrung erfolgt nur vereinzelt in besonders Fahrschächten und -strecken. Im allgemeinen werden die Förderschächte und -strecken gleichzeitig zur Fahrung mitverwendet, sodaß die Hauptförderstrecken nach Einstellung der in ihnen fast regelmäßig umgehenden maschinellen Förderungen auch zur Fahrung in Anspruch genommen werden. Auf der Conradgrube findet die Fahrung ausschließlich in den mehrfach erwähnten Wetterschächten statt, von denen aus die Arbeitspunkte auf kurzen Wegen und ohne Benutzung der maschinell betriebenen Hauptförderwege zu erreichen sind.

**Grubenausbau.** Der Ausbau der Strecken und Schächte erfolgt nur vereinzelt durch Mauerung. Im allgemeinen wird das heimische Kiefernholz ohne jede Imprägnation zum Grubenausbau verwendet. Die Schächte werden gewöhnlich in Bolzenschrotzimmerung gesetzt und an den Stößen mit durchschnittlich 30 cm starken Pfählen verzogen. Für den Ausbau der Strecken kommt lediglich die deutsche Türstockzimmerung zur Anwendung. Die einzelnen Türstücke werden 1,20–1,50 m voneinander entfernt eingebaut und an den Stößen mit Schwarten verzogen. In den Brüchen finden zur Sicherung der Firste gewöhnlich 4 Stempel Verwendung, die eine Kappe mit 3–6 nebeneinander gelegten Pfählen tragen.

Nur selten werden die Brüche zwecks besserer Auskohlung ausgiebiger verzimmert, noch seltener zu demselben Zwecke an den Stößen durch Spreizen und Pfähle gegen das vorzeitige Hereinbrechen des alten Mannes gesichert.

#### Selbstentzündung der Kohle und Grubenbrand.

Bereits weiter oben (s. S. 1150) ist darauf hingewiesen worden, daß der in Rede stehende Braunkohlenbergbau infolge der Neigung der Kohle zur Selbstentzündung mit Schwierigkeiten verknüpft ist.

Die Ursachen der Erhitzung und schließlichen Selbstentzündung der Braunkohle<sup>1</sup> liegen einerseits in der Fähigkeit der Kohle, aus der atmosphärischen Luft binnen kurzer Zeit große Mengen von Sauerstoff aufzunehmen, anderseits in der teilweisen Oxydation, welche die Kohle durch den Sauerstoff erleidet. Dieser Vorgang ist zunächst rein mechanischer Natur. Die Braunkohle besitzt nämlich, wie sehr viele feste Körper, in hohem Grade die Eigenschaft, Gase, also auch den Sauerstoff der Luft anzuziehen und auf ihrer Oberfläche zu verdichten. Der chemisch in verdichtetem Zustande besonders wirksame Sauerstoff tritt dann zum Teil unmittelbar in die Zusammensetzung der Kohle ein, zum Teil verbindet er sich mit dem Kohlenstoff und Wasserstoff der Kohle zu Kohlensäure und Wasser. Diese Vorgänge finden im einzelnen ihre Erklärung darin, daß die Kohle, die, abgesehen von rein mechanischen Beimengungen, aus Kohlenstoff, Wasserstoff, Sauerstoff, Stickstoff und etwas Schwefel zusammengesetzt ist, nicht aus einer einzigen chemischen Verbindung besteht, wie etwa ein Mineral, das auch in seinen kleinsten Teilen stets die gleiche Elementarzusammensetzung aufweist, sondern daß sie ein Gemenge verschiedener Verbindungen des Kohlenstoffes mit den andern genannten Elementen ist. Die Zusammensetzung der Kohle geht aus den beiden folgenden auf dem Braunkohlenbergwerke Elster bei Horlitz ausgeführten Analysen hervor.

Probe 1      Probe 2

	pCt	pCt
C	27,19	29,94
H	2,09	2,33
S	0,37	0,45
O + N	11,78	12,49
H <sub>2</sub> O	55,51	53,03
Asche	3,06	1,76
Summe:	100,00	100,00

Jenachdem die Bildung der Braunkohle unter größerem oder geringerem Luftabschluß erfolgt ist, enthält sie eine größere oder geringere Menge der verschiedenen Verbindungen des Kohlenstoffes in ungesättigtem Zustande. Naturgemäß haben diese Verbindungen je nach ihrer Wertigkeit das Bestreben, weitere Atome zu binden. Sobald sie daher mit der atmosphärischen Luft in Berührung kommen, absorbieren sie aus dieser Sauerstoff, zu dem sie eine größere Verwandtschaft haben, als zum Stickstoff. Aus einer weiten Reihe der Kohlenstoffverbindungen wird unter der Einwirkung des auf der Oberfläche der Kohle verdichteten Sauerstoffes Kohlensäure und Wasser abgeschieden. Sowohl durch den Vorgang der Sauerstoffverdichtung, als auch durch den Oxydationsprozeß wird Wärme erzeugt; diese aber steigert wiederum die chemische Reaktion des Sauerstoffes,

und somit tritt abermals eine Temperaturerhöhung ein. Weil dadurch die Einwirkung des Sauerstoffes beständig an Intensität zunimmt, erfährt auch die Wärmeentwicklung eine dauernde Steigerung, bis endlich die Entzündungstemperatur der Kohle erreicht wird.

Die Selbstentzündungen beruhen somit auf einem Verwitterungsprozesse, dessen Voraussetzungen hauptsächlich darin bestehen, daß der Kohle stets eine ausreichende Menge Sauerstoff zugeführt, und daß die bei der Oxydation frei werdende Wärme nicht in die kältere Umgebung abgeleitet wird. Diese Voraussetzungen werden bei der schlechten Wärmeleitfähigkeit der Kohle naturgemäß in größern Kohlenhaufen, die von der atmosphärischen Luft nicht abgeschlossen sind, in weitgehendem Maße erfüllt. Wird der Vorgang der allmählichen Erhitzung durch einen zu geringen oder zu starken Luftzutritt unterbrochen, so kann ein eigentlicher Brand nicht zum Ausbruch kommen; die beginnende Verwitterung macht sich dann vielmehr nur durch das Auftreten sauerstoffarmer und kohlen säurehaltiger Wetter, sowie durch Temperaturerhöhungen und Vermehrung des Feuchtigkeitgehaltes der Luft (Schwüle) bemerkbar. Hervorgehoben zu werden verdient endlich, daß Klein- und namentlich Staubkohlen mehr zur Selbstentzündung neigen als Stückkohlen, weil die Wärme auf die vom Sauerstoff gewissermaßen umlagerten kleinen Kohlentelchen weit lebhafter als auf große Kohlenstücke einwirkt; letztere allein dürften zu Grubenbränden überhaupt keine Veranlassung geben.

Die Ursache der Selbstentzündung der Braunkohle ist früher ausschließlich in der Oxydation des ihr beigemengten Schwefelkieses gesucht worden. Diese Annahme ist nicht mehr aufrecht zu erhalten, nachdem Richters nachgewiesen hat, daß selbst unter so günstigen Bedingungen, wie sie in der Grube kaum vorliegen können, durch die Oxydation des Schwefelkieses nur eine Erwärmung der Kohle um 72° C eintritt. Immerhin darf aber dieser Vorgang bei der Selbstentzündung der Kohle nicht unterschätzt werden, da jede Wärmeentwicklung, also auch die durch die Oxydation des Schwefelkieses verursachte, die chemische Wirksamkeit des Sauerstoffes erhöht und dadurch eine schnellere Zersetzung der Kohle herbeiführt. Eine andere Eigenschaft des Schwefelkieses befähigt diesen jedoch, einen bedeutenden Einfluß auf die Selbstentzündung der Kohle auszuüben. Bei Anwesenheit von Luft und der in der Grube nie fehlenden Feuchtigkeit setzt sich nämlich der Schwefelkies in Eisenvitriol um. Durch die hiermit verbundenen Volumenvergrößerung erleidet die Kohle eine weitgehende Auflockerung und Zersprengung, welche die günstigsten Vorbedingungen für die Entstehung von Grubenbränden dadurch schaffen, daß dem Sauerstoff immer neue und sich stetig vergrößernde Angriffsflächen geboten werden. Hierzu kommt, daß auch das Endprodukt der Schwefelkiesverwitterung, das Eisenoxyd, als Sauerstoffüberträger dient, indem es in noch höherm Grade als die Kohle den Sauerstoff auf seiner Oberfläche verdichtet, und, da es einer weitem Oxydation selbst nicht fähig ist, an die Kohle abgibt.

<sup>1</sup> Vergl. Beyling: „Über Oberschlesische Grubenbrände durch Selbstentzündung von Kohle und Maßregeln zu ihrer Bekämpfung“. Z. f. Berg-, Hütten- und Salinen-Wesen, 1902, S. 108 ff.

Die Voraussetzungen für eine Selbstentzündung der Kohle und damit die Entstehung von Grubenbränden sind an gewissen Stellen im Grubengebäude besonders häufig erfüllt. Bei der zum großen Teile geringen Festigkeit der Kohle müssen stets größere oder geringere Kohlenmengen angebaut werden, die infolgedessen im alten Manne zurückbleiben. In steilaufgerichteten Flözflügeln kommt noch hinzu, daß die im alten Mann verbliebenen Kohlenhaufen nicht wie bei flacher Lagerung mit dem fortschreitenden Verbieß des Flözes allmählich aus dem Bereiche der Grubenbaue herausrücken, sondern daß sie dem Bergbau stetig in die Tiefe folgen. Die Menge der aus dem alten Manne nachbrechenden Kohlen wird daher mit dem Fortschreiten des Abbaues nach der Tiefe zu, immer größer.

Bei steiler Lagerung erleiden ferner die Kohlenreste auf dem Wege in die Tiefe eine Zerkleinerung, welche die Selbstentzündung beschleunigt. Von ausschlaggebender Bedeutung für die Brandgefahr ist endlich bei steil aufgerichteten Flözflügeln der Umstand, daß die beim Abbau verloren gegangenen Kohlen zuweilen nicht luftdicht von den nachstürzenden Sandmassen bedeckt werden, und der alte Mann fast nur von den die Flözköpfe ursprünglich überlagernden Gebirgsmassen in einer gegen den Luftzutritt unzulänglichen Höhe abgeschlossen wird (s. Fig. 21).

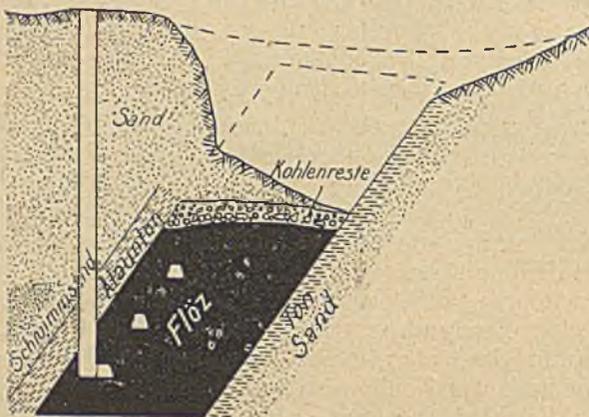


Fig. 21. Unvollständiger Wetterabschluß durch die überlagernden Gebirgsmassen.

Aber auch bei flacher Lagerung sind die Voraussetzungen für die Entstehung von Bränden häufig gegeben. Die hier ebenfalls fast durchweg hohen Abbauverluste haben nämlich auch ohne stetiges Anwachsen infolge der großen Mächtigkeit des Flözes schon an und für sich eine Anhäufung von Kohlenmassen im alten Mann zur Folge, die zur Selbstentzündung der Kohle hinreicht. Aus diesem Grund erscheint es auch erklärlich, daß Brände vielfach im alten Manne entstehen und erst durch diesen hindurch in die Grubenbaue gelangen. Unter den vorstehend erörterten Verhältnissen muß es daher umso notwendiger erscheinen, die Abbauverluste nach Möglichkeit herabzumindern, als die im alten Manne zurückgebliebene Kohlenreste in erster Linie zu Selbstentzündungen Veranlassung geben. Alle Maßnahmen der Betriebsführung, die auf die Entstehung hoher Abbauver-

luste keine Rücksicht nehmen, werden deshalb auch zur Vergrößerung der Gefahr eines Grubenbrandes beizutragen geeignet sein.

Die Bedingungen für eine Selbstentzündung der Kohle sind ferner häufig beim Durchörteren der liegenden Kohle vorhanden. Bei Beschreibung des Braunkohlenflözes ist bereits darauf hingewiesen worden, daß die liegende Flözpartie von zahlreichen Klüften durchzogen ist, die fast regelmäßig mit fein verteiltem Schwefelkies in größerer oder geringerer Menge angefüllt sind. Sobald nun die atmosphärische Luft in diese Klüfte Eingang findet, ruft sie bei der nie fehlenden Feuchtigkeit in der Grube eine Zersetzung des Schwefelkieses hervor. Da hiermit aber eine Zerkleinerung der Kohle verbunden ist, so überziehen sich die Klüfte mit einem außerordentlich feinen Kohlenstaube, der in hohem Maße zur Sauerstoffaufnahme neigt und sich deshalb bei genügendem und hinreichend langem Luftzutritt sehr leicht bis zur Selbstentzündung erhitzt. Dieser Vorgang findet z. B. statt, wenn die Wetter, wie es auf vielen Gruben der Fall ist, Gelegenheit haben, von der Strecke a (s. Fig. 22) durch die klüftige Kohle hindurch nach der Strecke b

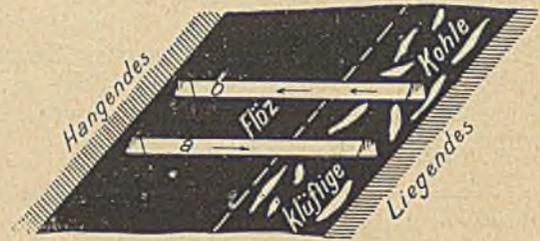


Fig. 22.

zu ziehen und dem Kohlenstaub lange und in ausreichendem Maße Sauerstoff zuzuführen. Selbstentzündungen, die nachweislich in festen Stößen der klüftigen Kohle entstanden sind, haben deshalb auch in zahlreichen Fällen Veranlassung zu Grubenbränden gegeben.

Eine Selbstentzündung der Kohle kann endlich durch Vermittlung des hangenden Alauntones stattfinden. Infolge seines Gehaltes an Schwefelkies und Kohle ist die Verwitterung zwar stets mit einer Wärmeentwicklung verbunden, jedoch reicht der Gehalt an Kohlenbestandteilen nicht aus, um eine eigentliche Selbstentzündung des Alauntones hervorzurufen. Sobald er jedoch mit Kohle in Berührung gebracht wird, kann eine Erhitzung bis zur Selbstentzündung eintreten. Dieser Vorgang dürfte dadurch zu erklären sein, daß ein Teil des im Alauntonen enthaltenen Schwefelkieses zur Auflockerung der fremden Kohle dient, daß diese hierdurch zur Sauerstoffaufnahme befähigter wird und dann infolge der bei der Zersetzung des Alauntonen stattfindenden Wärmeentwicklung umso leichter zur Selbstentzündung gebracht werden kann. In der Grube findet eine innige Berührung des Alauntonen mit der Flözkohle mehrfach statt. Sie läßt sich beim Zubruchegehen der hangenden Schichten im alten Manne nicht vermeiden. Die hier durch die Anhäufung großer Kohlenmassen schon bestehende Brandgefahr wird demgemäß durch den

Alaunton noch erheblich gesteigert, und wiederum nur durch möglichste Verminderung der Abbauverluste vermieden.

Ferner setzt sich der kompakte Alaunton aber auch infolge des Gebirgdruckes nicht selten bis auf die am Hangenden aufgefahrenen Strecken und kommt dadurch in Berührung mit der atmosphärischen Luft. Diese trocknet ihn an den freigelegten Stellen aus, bewirkt eine Abbröcklung und dadurch zuweilen eine Anhäufung von Alaunton hinter der Streckenzimmerung (s. Fig. 23).

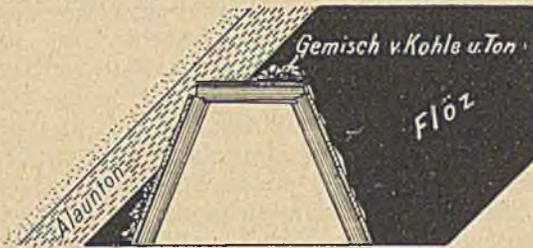


Fig. 23.

Da nun in den Strecken eine Verwitterung von Kohle ebenfalls nicht ausbleiben kann, so wird eine für die Selbstentzündung der Kohle günstige Vorbedingung geschaffen, die bei mäßigem, nicht abkühlendem Luftzutritt leicht zum Grubenbrande führt. Unmittelbar in Strecken entstehende Brände sind aber deswegen von größter Gefahr, weil das Feuer in den bereits verwitterten Kohleteilchen an den Stößen und außerdem in der Zimmerung, namentlich den Schwarten, sofort reichliche Nahrung findet und häufig noch durch eine stete Zufuhr frischer Luft geschürt wird. In dem teilweise nur durch Diffusion von den Strecken aus bewetterten Abbauen ist die Feuergefahr nicht so groß, da eine unmittelbare Zufuhr frischer Wetter nicht stattfindet und die stagnierenden Verbrennungsgase ein offenes Feuer bald nach dem Entstehen wieder dämpfen.

Für Selbstentzündungen geeignete Gemische von Kohle und Alaunton werden ferner häufig der Einwirkung der atmosphärischen Luft nach dem Zubruchgehen der ausgekohlten Räume ausgesetzt. Die Bruchmassen stürzen nämlich wegen der kompakten Beschaffenheit des Alauntones beim Schlagen der Brüche nicht immer in solcher Dichtigkeit nach, daß der Luft jeder Durchzug durch den alten Mann abgeschnitten wird. So ist es nicht ausgeschlossen, daß ein Wetterstrom in der in Fig. 24 skizzierten Weise von der Strecke a aus und durch die klüftige Kohle und den alten Mann hindurch nach der Strecke b seinen Weg findet und so dem im alten Mann liegenden Gemisch von Kohle und Alaunton den zur Selbstentzündung erforderlichen Sauerstoff zuführt. Erklärlich ist es zudem auch, daß die vor dem alten Manne liegenden Bruchmassen in einem zur Selbstentzündung hinreichenden Maße unmittelbar von den Wetterstrecken aus (Strecke c der Fig. 24) beeinflusst werden. Zuverlässige Angaben, innerhalb welcher Zeit Grubenbrände auszubrechen pflegen, können nicht gemacht werden, weil die Erfahrungen darüber noch nicht abgeschlossen sind. Bisher steht nur fest, daß in der klüftigen Kohle bereits drei Wochen nach der Durchörterung

eine Erhitzung und weiterhin nach zwei Wochen eine Selbstentzündung der Kohle eintreten kann. Andererseits ist aber auch erwiesen, daß Strecken und

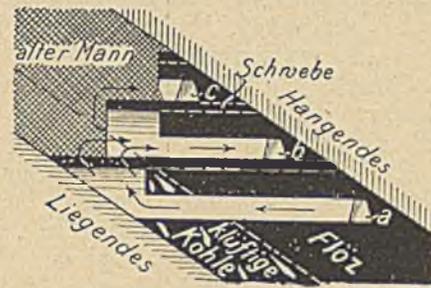


Fig. 24. Wetterstrecke am alten Mann.

Schächte jahrelang ohne Gefahr in der klüftigen Kohle gestanden haben.

Im allgemeinen wird die Erhitzung der Kohle nach  $\frac{1}{2}$  bis  $\frac{3}{4}$  Jahren erwartet, und wenn nach dieser Zeit keine Anzeichen der Brandgefahr bemerkt worden sind, mit Selbstentzündung nicht mehr gerechnet. Die alsdann gehegte Hoffnung, daß ein Grubenbrand überhaupt nicht mehr ausbrechen werde, hat sich aber, wie hervorgehoben werden muß, in zahlreichen Fällen nicht erfüllt und beruht wohl durchweg auf mangelhafter Beobachtung und unzureichender Kenntnis der die Selbstentzündungen hervorrufenden Ursachen.

Die Neigung der Kohle zur Selbstentzündung ist in der liegenden Flözpartie am größten. Die Kohle der hangenden Flözpartie scheint nach den bisherigen Erfahrungen überhaupt nur dann zu Grubenbränden Veranlassung zu geben, wenn sie auf die vorgeschriebenen Arten mit Alaunton in Berührung kommt oder durch Druck ebenfalls rissig und klüftig wird, oder schließlich durch Dampfleitungen eine künstliche Erhitzung erfährt. Schachtbrände und Entzündungen von Kohle in unterirdischen Maschinenkammern haben vielfach nur auf die Erhitzung durch Dampfleitungen zurückgeführt werden können.

Auf die Selbstentzündung hat auch der Feuchtigkeitsgehalt der Kohle, wie nicht unerwähnt bleiben darf, einen großen Einfluß.

Eine weitgehende Entwässerung des Flözes begünstigt die Selbstentzündung, da die Sauerstoffaufnahme umso lebhafter und reichlicher erfolgt, je trockener die Kohle ist. Hierdurch erklärt sich die Beobachtung, daß in den Flözpartien, die erst lange Zeit nach der Ausrichtung verhauen werden, eher Brände ausbrechen als in solchen, die bald nach der Ausrichtung zum Verhieb kommen. Das zur chemischen Zersetzung erforderliche Wasser findet der Schwefelkies selbst bei weitgehensdter Abtrocknung des Flözes stets in der Grube, da selbst „grubentrockne“ Kohle viel Feuchtigkeit (durchschnittlich 40 pCt) enthält, und außerdem die Luft große Mengen von Feuchtigkeit mit sich führt. Eine Herabminderung der Selbstentzündlichkeit durch Abtrocknung des Flözes, welche die Zersetzung des Schwefelkieses und somit die Beschleunigung der Selbstentzündung verhüten soll, wird daher als aussichtslos gelten können. Mit größerer Berechtigung ist vielmehr die Behauptung aufzustellen,

daß ein hoher Feuchtigkeitsgehalt infolge stetiger Ergänzung der Flözwasser die Brandgefahr durch Kühlung und Wärmeabführung verringert.

Diese Annahme kann auch nicht durch die Beobachtung hinfällig werden, daß der Grubenbrand häufig zuerst an tropfenden — also wasserreichen — Stellen ausbricht. Aus dem Auftreten von Wasser am Brandherde darf nämlich keineswegs die Schlußfolgerung gezogen werden, daß die Feuchtigkeit die Selbstentzündung begünstigt. Der Wasseraustritt ist vielmehr lediglich als die Folgeerscheinung eines bereits bestehenden Brandes anzusehen, da die im Brandherde freiwerdenden Wasserdämpfe sich an der kühleren Umgebung wieder verdichten und durch Tropfen in Erscheinung treten.

Von den Maßregeln zur Verhütung einer Verbreitung der Grubenbrände ist in erster Linie die Absperrung der Brandherde von der atmosphärischen Luft durch Wetterdämme zu nennen.

Die übliche Art dieser Dämme besteht aus 2 bis 4 Ziegelsteinmauern, die bei einer Stärke von 1 bis 2 Steinen in Entfernungen von durchschnittlich 1,5 m in den Strecken aufgeführt werden. Bei großer Klüftigkeit der Kohle werden außerdem die Räume zwischen den Mauern durch einen von Hand eingebrachten Sandversatz ausgefüllt (s. Fig. 25).

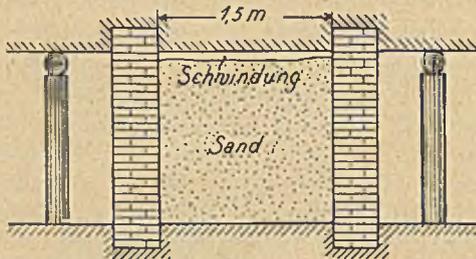


Fig. 25. Doppelmauer mit Sandversatz als Wetterdamm.

Da sich diese Dämme jedoch in zahlreichen Fällen als nicht genügend erwiesen haben, wendet man neuerdings mehr und mehr sogenannte Sanddämme an. Diese werden durch Einführung von getrocknetem Sande mittels Bohrlöchern vom Tage aus hergestellt und durch stetes Nachfüllen dicht gehalten (s. Fig. 26 und 27).

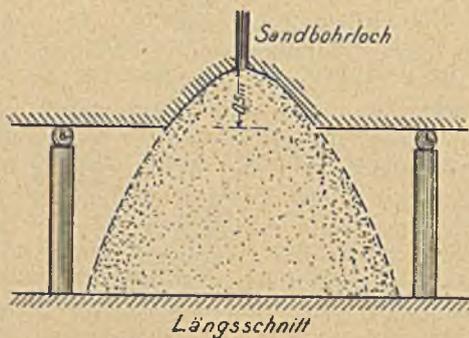


Fig. 26. Sanddamm.

Es muß jedoch hervorgehoben zu werden, daß man einige Brände auch mit diesen Dämmen nicht hat völlig löschen können.

Bei der großen Bedeutung, welche die Neigung der Kohle zur Selbstentzündung für den in Rede

stehenden Bergbau hat, können die Betriebsverhältnisse der Gruben nur dann richtig gewürdigt werden, wenn die Brandgefahr nicht außer Acht gelassen wird.

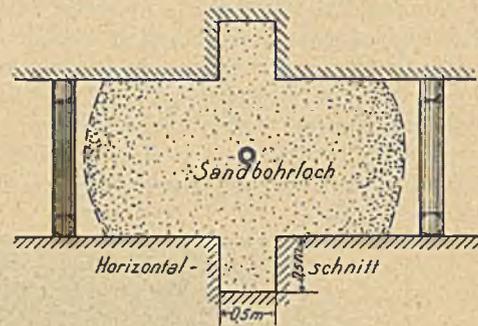


Fig. 27. Sanddamm.

Im folgenden sind die verschiedenartigen Betriebsverhältnisse, wie sie im ersten Teile dieses Aufsatzes dargestellt sind, unter besonderer Berücksichtigung ihres Einflusses auf die Verhütung der Selbstentzündung der Kohle (des Grubenbrandes) verglichen und einer kritischen Beleuchtung unterzogen worden.

Die geschilderten beiden Arten der Ausrichtung mittels flacher und seigerer Schächte unterscheiden sich in der Hauptsache dadurch, daß bei der flachen Ausrichtung lediglich das Flöz selbst, bei der seigern Ausrichtung vorwiegend das Hangende zu durchteufen ist. Der hierdurch zunächst in den Anlagekosten hervorgerufene Unterschied läßt sich zahlenmäßig durch einen Vergleich der zur Ausrichtung eines 30 m hohen und mit 45° einfallenden Flözabschnittes erforderlichen Mittel annähernd festlegen. Das Abteufen eine 2×3 m weiten Schachtes kostet im Durchschnitt für das laufende Meter

1. bei der flachen Ausrichtung: 175 ₰
2. bei der seigern Ausrichtung
  - a. im entwässerten Gebirge 275 ₰
  - b. im schwimmenden Gebirge 950 ₰

Die Ausrichtung des bezeichneten Flözabschnittes kostet demnach:

bei flacher Ausrichtung  $\frac{30}{\sin 45^\circ} \cdot 175 = r. 7425 \text{ ₰}$ ;

bei seigerer Ausrichtung dagegen, unter der Annahme, daß wie auf der Grube Conrad etwa 8 m schwimmendes Gebirge zu durchteufen sind:

$$(30 - 8) \times 275 + 8 \times 950 = 13650 \text{ ₰}.$$

Da die Schwierigkeiten beim Abteufen der seigern Schächte mit der Tiefe stetig zunehmen, können die bei der seigern Ausrichtung entstehenden Kosten auf den doppelten Betrag der bei der flachen Ausrichtung erforderlichen Geldmittel veranschlagt werden. Abgesehen von diesem nicht unerheblichen Kostenunterschiede, der mit dem Abteufen neuer, tieferer Schächte immer größer wird, ist die seigere Ausrichtung aber namentlich noch mit dem Nachteile verknüpft, daß sie das Abteufen mehrerer, stetig ins Hangende vorrückender Schächte erfordert, während die flachen Schächte durch Weiterabteufen immer wieder für die tieferliegenden Flözabschnitte nutzbar gemacht werden können. Hierzu kommt endlich, daß die verhältnismäßig kurze Dauer der seigern Schachtanlagen des öftern ein kostspieliges Verlegen der mit den Schacht-

förderungen im Zusammenhange stehenden Betriebseinrichtungen zur Folge hat.

Den genannten Vorteilen der flachen Schächte stehen indes erhebliche Nachteile gegenüber.

Durch die flache Ausrichtung findet im Gegensatz zur seigern Ausrichtung eine Entwässerung der hangenden Gebirgsschichten nicht statt. Die Folge davon ist, daß das Gebirge bei flacher Ausrichtung infolge der zusitzenden Wasser äußerst druckhaft ist, während sich bei seiger ausgerichteten Flözflügeln wesentliche Druckerscheinungen aus dem Hangenden nicht geltend machen. Ein großer Gebirgsdruck wirkt aber in mehrfacher Hinsicht nachteilig auf den Grubenbetrieb ein. Er hat zunächst eine kostspielige Unterhaltung des gesamten Grubenausbaues zur Folge. Weiterhin zerdrückt und zerklüftet er die Kohle, sodaß der Stückkohlenfall zurückgeht. Endlich gibt er zu hohen Abbauverlusten Anlaß, da sowohl zum Schutze gegen Schwimmsanddurchbrüche als auch gegen plötzliches Zubruchegehen der Arbeitsorte starke Kohlenpfeiler stehen bleiben müssen. Wie bereits weiter oben ausführlich dargetan ist, wirken aber große Kohlenreste sowie Zerdrückungen und Zerklüftungen der Kohle fördernd auf die Entstehung von Grubenbränden ein. Deshalb kann es keinem Zweifel unterliegen, daß die Brandgefahr bei der flachen Ausrichtung, sofern eine planmäßige Entwässerung des Gebirges nicht stattfindet, größer als bei der seigern Ausrichtung ist. Nach einer andern Richtung hin wird ferner bei der flachen Ausrichtung die Selbstentzündung der Kohle begünstigt. Die ausschließlich im Flöze stehenden flachen Schächte bieten, insbesondere, wenn sie diagonal zum Einfallen abgeteuft sind, der atmosphärischen Luft eine weit größere Angriffsfläche auf die Kohle als die seigern Schächte, welche die Kohle nur in einem geringen Umfange anschneiden. Die hierdurch mit den flachen Schächten verbundene größere Brandgefahr wird noch durch das lange Offenstehen dieser Schächte vermehrt und durch den mit dem fortschreitenden Verhieb des Flözes sich entwickelnden Druck erheblich gesteigert. Am bedenklichsten ist endlich, daß auch die liegende klüftige Kohle, die besonders zu Selbstentzündungen neigt, in den flachen Schächten fast stets durchörtert wird.

Aus dem Vorstehenden ergibt sich, daß die seigere Ausrichtungsart den Betrieb der Gruben vielfach und namentlich mit Rücksicht auf die Verhütung der Selbstentzündung der Kohle in einem Grade vorteilhaft zu beeinflussen vermag, welcher die mit der Verwendung seigerer Schächte in Zusammenhang stehenden Mehraufwendungen zum mindesten gerechtfertigt erscheinen lassen muß.

Als zweckmäßig hat sich beim Abteufen der seigern Schächte das auf Grube Conrad geübte Verfahren, die Schächte in streichender Richtung zueinander zu versetzen, erwiesen. Denn hierdurch bietet sich die Möglichkeit, die Erschließung einer neuen Sohle bereits in Angriff zu nehmen, während noch auf der vorhergehenden Sohle gebaut wird. Ferner werden Druckerscheinungen, welche unmittelbar benachbarte Schächte in dem wenig standhaften Gebirge stets hervorrufen, vermieden oder doch wenigstens sehr verringert. End-

lich wird aber auch durch das Versetzen der Schächte verhütet, daß ein durch einen Schacht bereits heiß gewordener Kohlenstreifen sich durch die folgenden Schächte weiter bis zur Selbstentzündung erhitzt.

Die Hauptausrichtungstrecken weisen auf den einzelnen Gruben ebenfalls Unterschiede auf. So werden auf der weitaus größern Mehrzahl der Gruben die Ausrichtungstrecken, die sogenannten Hauptfördersohlen, geradlinig aufgefahren, und hierbei nicht selten die verschiedenen Horizonte des Flözes durchörtert. Auf den Gruben Conrad, Julius und Elster wird jedoch das Anschneiden der liegenden klüftigen Kohle sorgfältig vermieden. Aus diesem Grunde werden hier die Hauptförderstrecken ausschließlich in der hangenden Flözpartie ohne Rücksicht auf den entstehenden krummlinigen Verlauf getrieben. Gleichzeitig werden diese Strecken auf der Grube Conrad nur eingleisig aufgefahren, während sie anderweitig als Doppelstrecken ausgebildet sind. Eines ausführlichen Nachweises bedarf es an dieser Stelle nicht, daß eingleisige Strecken insofern sie den an sie zu stellenden Anforderungen genügen, den zweigleisigen vorzuziehen sind, weil sie sich in der Anlage und Unterhaltung billiger stellen und überdies weniger Druck als breite Doppelstrecken hervorrufen. Die meisten Gruben sind zum Auffahren doppelgleisiger Strecken wegen der Verwendung maschineller Seil- und Kettenbahnen gezwungen. Die Zweckmäßigkeit derartiger Förderungen gegenüber der Förderung von Hand, ergibt sich bei den Förderlängen, die nur vereinzelt weniger als 2 km betragen, im allgemeinen aber größer sind, durch folgende Angaben:

Bei den ortsüblichen Löhnen werden bei der Förderung von Hand etwa 1,10 Pf. für 1 hlkm oder 14,75 Pf. für 1 tkm gezahlt. Demgegenüber stellen sich die Kosten bei den maschinellen Seil- und Kettenförderungen nach dem Durchschnitte der von 5 Gruben gemachten Angaben auf 0,75 Pf. für 1 hlkm oder 10,12 Pf. für 1 tkm. Die Förderung auf den Hauptsohlen ist also bei Verwendung von Seil- und Kettenbahnen um 31,40 pCt billiger als die Förderung von Hand, wird aber noch durch die elektrische Lokomotivförderung, wie sie die Grube Conrad seit einigen Jahren in ihren Hauptförderstrecken benutzt, übertroffen. Die Vorzüge der elektrischen Lokomotivförderung bestehen zunächst in den niedrigen Förderkosten:

Auf dem Nordflügel der genannten Grube schafft eine elektrische Lokomotive von einem 2408 m entfernten Rolloche in der 8 stündigen Schicht 240 Wagen von 5,5 hl Inhalt zum Schachte.

Die Kosten setzen sich folgendermaßen zusammen:

#### I. Anlagekosten:

1. Elektrische Lokomotive für Oberleitung	..	
mit 9 PS Maximalleistung . . . . .		4 000
2. 2400 m Leitungsdraht, Isolierungen usw.		
1 m 2,50 .. . . . .		6 000
3. Arbeitslohn für die Installation der Strecke		
2400 m, 1 m 0,20 .. . . . .		480
		zus. 10 480

Bei der vom Grubenbesitzer angesetzten Amortisation von 20 pCt und 4 pCt Zinsen erfordert diese

Summe jährlich 1467,20  $\mathcal{M}$ . Bei 300 Arbeitstagen entfallen also auf die Schicht . . . . . 4,89  $\mathcal{M}$ .

## II. Betriebskosten:

### 1. Kraftverbrauch:

Die Lokomotive verbraucht bei 220 V durchschnittlich 12 A, also

$$\frac{2640}{736} = r. 3,9 \text{ PS.}$$

Da 1 PSst aus der elektrischen Zentrale der Grube für 8 Pf. abgegeben wird, kostet der in der achtstündigen Schicht verbrauchte Strom . . . . . 2,30  $\mathcal{M}$ .

2. Löhne für den Lokomotivführer und einen Wagenführer betragen für eine Schicht 6,00  $\mathcal{M}$ .  
zus. 13,19  $\mathcal{M}$ .

1 hlkm kostet demnach 0,45, 1 tkm 6,08 Pf. Die elektrische Lokomotivförderung ist somit gegenüber der Förderung von Hand um 58,78, gegenüber der Förderung mit Seil oder Kette um r. 40 pCt billiger.

Jedoch auch in anderer Hinsicht zeichnet sich die elektrische Lokomotivförderung vorteilhaft vor den Seil- und Kettenbahnen aus. Infolge der angegebenen geringen Kosten, die mit der Einrichtung einer Strecke zur Lokomotivförderung verbunden sind, lohnen sich diese Fördereinrichtungen schon für eine sehr kurze Betriebsdauer und ermöglichen deshalb, ein häufiges Verlegen auf tiefere Sohlen. Die geringe Größe der Elektromotoren bei hoher Kraftentwicklung macht ferner eine Vergrößerung des Streckenquerschnittes unnötig. Durch die hohe Fördergeschwindigkeit<sup>1</sup> können bei eingleisigen Strecken und bedeutenden Förderlängen große Fördermengen bewältigt werden. Neben den wirtschaftlichen Vorteilen der Anwendung elektrischer Lokomotiven in eingleisigen Förderstrecken spricht auch ihr Einfluß auf die Verhütung von Grubenbränden für ihre Einführung. Wie bereits dargestellt ist, gibt die liegende klüftige Kohle häufig Veranlassung zur Entstehung von Bränden. Sie auf größere Teile zu entblößen und längere Zeit frei zu halten, muß daher vermieden werden. Bei den geradlinig und doppelgleisig geführten Seil- und Kettenbahnstrecken wird dies nur in seltenen Fällen möglich sein, bei elektrischer Lokomotivförderung können dagegen die Hauptförderstrecken ausschließlich in die hangende Flözpartie gelegt und in einer nur geringen Breite und Höhe aufgefahren werden. Hierdurch wird das Anschneiden der klüftigen Kohle vermieden. Gleichzeitig bleibt man infolge des kleinen Streckenquerschnittes in einer solchen Entfernung vom Hangenden, daß ein Hereindrücken des Alauntons in die Strecke ausgeschlossen ist. Hinzukommt, daß Druckerscheinungen, die in zweigleisigen Strecken bereits nach kurzer Zeit auftreten, sich in eingleisigen Strecken in weit geringerem Maße geltend machen. Wenn die elektrische Lokomotivförderung trotz der geschilderten Vorzüge noch nicht weiter verbreitet ist, so liegt das einerseits in den hohen Anlagekosten für die elektrischen Zentralen, andererseits aber auch darin begründet, daß die in den flachen Schächten eingebauten Seil- und Kettenbahnen häufig nach den Hauptförder-

strecken abgezweigt und zugleich für diese nutzbar gemacht werden.

Bei der Vorrichtung treten ebenfalls auf den verschiedenen Gruben erhebliche Abweichungen auf. Während die Vorrichtungstrecken einzelner Gruben ausschließlich in die hangende Flözpartie gelegt werden, durchschneiden sie auf andern auch die liegende klüftige Kohle und zuweilen noch den am Hangenden befindlichen Alaunton. Die hierdurch hervorgerufenen Gefahren einer Selbstentzündung der Kohle sind bereits ausführlich erörtert worden. Das Anschneiden der klüftigen Kohle und des Alauntons findet namentlich bei flacher Lagerung in den Fällen statt, wo hohe Flözflügel gleichzeitig auf mehreren Sohlen zur Vorrichtung gelangen. Diese Maßnahme erscheint mit Rücksicht auf eine billige Förderung der Kohle von den Bausohlen nach den Hauptförderstrecken gerechtfertigt. Die Rolllöcher erfordern nämlich je nach der Stückigkeit und dem Feuchtigkeitsgehalt der Kohle eine Neigung von wenigstens 42 bis 45°, wenn die Kohlen in ihnen noch selbsttätig rutschen sollen. Wenn daher die Kohlen mittels des in Fig. 28 mit a

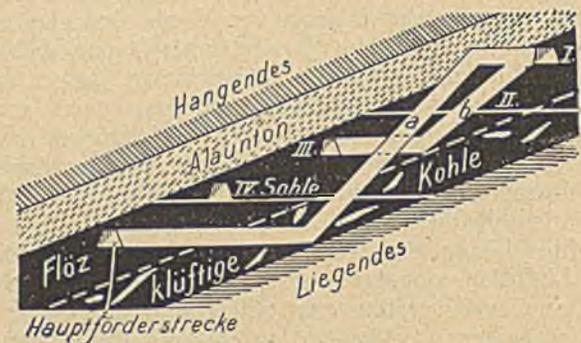


Fig. 28. Anlage von Rollöchern.

bezeichneten Rolloches von der obersten Sohle nach der Hauptförderstrecke ohne Zwischenförderung geschafft werden sollen, so kann dem Rolloche nur dadurch die erforderliche Neigung gegeben werden, daß sowohl der hangende Alaunton als auch die liegende Kohle durchörtert werden. Andernfalls muß die Hauptförderstrecke auf die III. Sohle verlegt und mit der obersten durch das Rolloch b verbunden werden. Hierdurch können aber die Hauptförderstrecken und die in ihnen eingebauten maschinellen Förderanlagen noch weniger ausgenutzt werden. Eine geringe Bemessung der Flügelhöhen erscheint deshalb bei Verwendung von Seil- und Kettenbahnen wegen des kostspieligen Einbaues dieser Bahnen unzuweckmäßig, während andererseits bei elektrischer Lokomotivförderung infolge der leichten und billigen Verlegungsmöglichkeit dieser Förderart eine weitgehende Verkleinerung der Flügelhöhen stattfinden und somit eine Durchörterung sowohl der klüftigen Kohle als auch des Alauntons vermieden werden kann. Die gleichzeitige Vorrichtung mehrerer Sohlen bietet zwar den Vorteil, daß das Flöz an zahlreichen Punkten zugleich in Angriff genommen werden kann, ohne daß es in viele kleine Bauabteilungen zerlegt zu werden braucht; sie hat aber auch große Nachteile zur Folge. Diese bestehen

<sup>1</sup> Auf Grube Conrad durchschnittlich 3,75 m/sek.

zunächst in dem Drucke, der sich bei weitgehender Durchörterung des Flözes geltend macht. Durch den mit der Anzahl der übereinanderliegenden Strecken sich steigenden Druck werden aber nicht nur die Kosten für die Unterhaltung der Strecken, sondern namentlich auch die Abbauverluste erheblich gesteigert. Hohe Flözflügel wirken endlich auf die Wetterführung schädigend ein. Die Wetter sind bei großen Höhenunterschieden nur schwer wiederholt auf- und abwärts zu führen und erleiden überdies auf den langen Wegen erhebliche Verluste, die durch die Wetterbohrlöcher nur unvollkommen ersetzt werden können.

Schon aus diesen Gründen erscheint es daher vorteilhaft, das Flöz nur in Abschnitte von geringerer Höhe gleichzeitig vorzurichten, zumal neue Angriffspunkte für den Abbau leicht durch Verkleinerung der Bauabteilungen geschaffen werden können. Eine auf nur wenigen Sohlen gleichzeitig betriebene Vorrichtung wirkt aber namentlich auch auf die Verhütung der Selbstentzündung der Kohle günstig ein. Dies geht schon aus der Tatsache hervor, daß die aus der klüftigen Kohle und aus dem Alaunton drohenden Brandgefahren bei geringer Bemessung der Flözabschnitte umgangen und Druckerscheinungen sowie damit in Zusammenhang stehende Zerklüftungen der Kohle und hohe Abbauverluste vermieden werden. Weiterhin macht die Vorrichtung in niedrig bemessenen Flözabschnitten eine vorzeitige und umfangreiche Durchörterung der Kohle, wie sie bei großen Flözabschnitten nicht zu umgehen ist, entbehrlich und trägt deshalb zur Verhütung der Selbstentzündung insofern bei, als der atmosphärischen Luft eine geringere Angriffsfläche geboten und eine kürzere Einwirkung auf die Kohle ermöglicht wird. Endlich hat noch die Größe der Bauabteilung insofern einen Einfluß auf die Selbstentzündung der Kohle, als bei reichlicher Bemessung der Bauabteilungen ein langes Offenhalten der Vorrichtungstrecken erforderlich ist. Da hierdurch die Selbstentzündung begünstigt wird, so ergibt sich, daß die Brandgefahr umso größer ist, je reichlicher die Bauabteilungen bemessen und je frühzeitiger sie vorgerichtet werden. Von günstigem Einflusse in dieser Beziehung sind daher Bauabteilungen, die in streichender Richtung wenig ausgedehnt sind und erst unmittelbar vor dem Abbau zur Vorrichtung gelangen.

Der Abbau unterscheidet sich auf den einzelnen Gruben zunächst dadurch, daß er im allgemeinen auf mehreren Sohlen gleichzeitig und nur in seltenen Fällen (Gruben Conrad und Julius) ausschließlich auf einer einzigen Sohle betrieben wird. Die hierdurch bedingten Unterschiede beim Abbau entsprechen denen bei der Vorrichtung und bestehen in der Höhe der Abbauverluste, in der Größe der Druckerscheinungen und in dem Umfange, in dem die Kohle durchörtert wird. Es erübrigt sich, darauf hinzuweisen, daß die Nachteile hoher Flözflügel infolge der beim Abbau stattfindenden Auskohlung in einem höhern Maße als bei der Vorrichtung zur Geltung kommen, und daß demgemäß auch die Brandgefahr mit der Anzahl der gleichzeitig zum Verhiebe gelangenden Sohlen wächst.

Auf einen Vergleich der Abbaumethoden innerhalb der einzelnen Bauabteilungen sei näher eingegangen.

Der „scheibenförmige“ Abbau des Flözes schreitet am Liegenden langsamer als am Hangenden vor, da die Gewinnung der festen und insbesondere der lignitischen Kohle am Liegenden einen bedeutend größeren Aufwand an Arbeitskraft beim Hacken erfordert, als die der weichen Kohle am Hangenden. Die Leistung der Hauer ist dementsprechend in der hangenden Flözpartie bedeutend größer. Durchschnittlich verhalten sich die Hauerleistungen wie 1 : 1,5, vereinzelt sogar wie 1 : 2 und darüber.

Bei dem scheibenförmigen Verhieb des Flözes werden ferner die liegendsten streichenden Abbaustrecken fast durchweg in der festen klüftigen Kohle aufzufahren. Bei dem querbauähnlichen Verhiebe des Flözes findet dagegen eine Durchörterung der klüftigen Kohle nur am Ende der querschlägigen Abbaustrecken statt. Die Abbaustrecken stehen deshalb länger beim scheibenförmigen als beim querbauähnlichen Abbau in der klüftigen Kohle offen. Zahlenmäßig lassen sich diese verschiedenen Zeiträume folgendermaßen berechnen: Legt man eine Bauabteilung von 200 m streichender Länge zugrunde, in der ein 11 m mächtiger Flözflügel mit einem Einfallen von 45° abgebaut wird, so erhalten die streichenden Abbaustrecken a, b, c und d (Fig. 29) von dem in

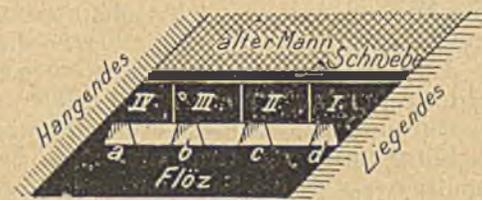


Fig. 29. Streichende Abbaustrecken.

der Mitte der Bauabteilung gelegenen Vorrichtungsquerschläge aus je eine Länge von 100 m. Zum Auffahren der in der festen Kohle liegenden Strecke d sind bei guter Hauerleistung r. 30 Schichten erforderlich. Der Rückbau des mit derselben Strecke abgeschnittenen Kohlenpfeilers (I) dauert günstigstenfalls 120 Schichten. Die streichenden Abbaustrecken bleiben demgemäß beim scheibenförmigen Abbaue mindestens 150 Schichten oder r. 6 Monate in der klüftigen Kohle offenstehen. Bei dem querbauähnlichen Verhiebe beträgt der Zeitraum höchstens eine Woche, weil unter den gleichen Voraussetzungen die klüftige Kohle bereits mit dem zweiten Bruche (II) zurückgebaut ist. Die ermittelten Zeiträume ändern sich sowohl bei steilerem als auch bei flacherem Einfallen des Flözes.

Der querbauähnliche Verhieb ergibt indessen stets kürzere Zeiträume, die bei flacher Lagerung dadurch entstehen, daß der scheibenartige Abbau das Auffahren mehrerer streichender Strecken in der klüftigen Kohle zur Folge hat. Aus diesen Betrachtungen geht schon zur Genüge hervor, daß bei dem scheibenförmigen Abbau des Flözes, und zwar namentlich beim Abbau der liegenden Partie, die Selbstentzündung der Kohle viel eher eintreten kann, als bei dem querbauähnlichen Verhiebe. Hierzu kommt noch, daß die hangende Flözpartie bereits durch

den Abbau der liegenden Kohle in Druck gerät und dementsprechend ebenfalls aus den schon angeführten Gründen Brandgefahr hervorruft.

Auch die Lage der sogenannten Bruchstrecken zu den Brüchen ist nicht ohne jeden Einfluß auf die Selbstentzündung. Um die Fördergefäße in den Brüchen bequem füllen zu können, werden die Bruchstrecken derart aufzufahren, daß sie in der Mitte des Bruches einmünden.

Zur Vermeidung der Erhitzung der Kohle muß es jedoch als zweckmäßig erachtet werden, die Bruchstrecken an die dem alten Manne abgekehrte Seite zu legen, weil dadurch die Kohle weniger durch Druck zerklüftet und somit der Einwirkung des Sauerstoffes in einem geringeren Umfange zugänglich gemacht wird.

Die Bewetterung der Gruben ist zwar im allgemeinen mindestens ebenso reichlich wie auf Braunkohlenwerken anderer Gegenden, jedoch läßt sich nicht leugnen, daß sie den eigenartigen Verhältnissen vielfach nicht genügend Rechnung trägt. Die namentlich bei dem scheibenförmigen Abbau in der liegenden Flözpartie entstehende Erhitzung der Kohle ruft nicht selten Temperaturen hervor, welche die mühsame Gewinnung der festen Kohle am Liegenden nur noch bei reichlicher Zufuhr kühler und unverbrauchter Wetter gestattet. Sobald diese daher fehlen und auch durch Wetterbohrlöcher nicht mehr in ausreichender Menge beschafft werden können, müssen die bereits erhitzten Kohlenpfeiler preisgegeben werden. Da die Abbauverluste hierdurch nicht unwesentlich vermehrt werden, trägt eine unzulängliche Wetterführung mittelbar zur Entstehung von Grubenbränden bei. Aber auch unmittelbar wird die Selbstentzündung der Kohle durch einen schwachen Wetterstrom begünstigt. Die Erfahrung hat nämlich auf der Grube Conrad gelehrt, daß ein starker Wetterzug durch seine kühlende Einwirkung bereits heiß gewordene Kohlenpfeiler vor weiterer Erhitzung zu bewahren und dem Abbau wieder zugänglich zu machen imstande ist.

Des weiteren ist noch auf den Nachteil hinzuweisen, der mit der Zuhilfenahme von Bohrlochern bei der Wetterführung verbunden ist. Wenn nämlich die Bohrlöcher, wie in Fig. 30 angedeutet ist,

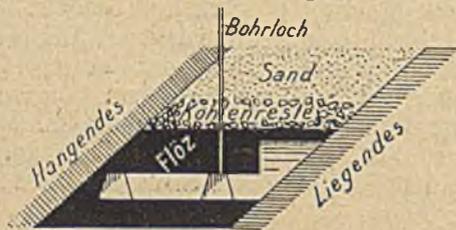


Fig. 30. Bohrloch für die Wetterführung.

die brandgefährlichen Kohlenhaufen im alten Mann durchhörern, so bringen sie diese mit der atmosphärischen Luft in Verbindung und setzen sie dadurch der Feuersgefahr aus. Insbesondere kann auch die übliche Art der Grubenbewetterung aus dem Grunde nicht als zweckmäßig angesehen werden, weil sie beim Ausbruche eines Grubenbrandes nicht gestattet, die Führung der Wetter vollkommen in der Hand zu behalten. Es ist somit keine Gewähr vor-

handen, die erforderlichen Abdämmungsarbeiten ungehindert vornehmen zu können. Ferner kann auch ein Umschlagen des Wetterzuges und ein Eindringen der Brandgase in belegte Baue nicht verhindert werden. Derartigen Anforderungen wird indessen die auf der Grube Conrad bestehende Wetterführung in weitgehendstem Maße gerecht. Gegenüber den nicht unbedeutlichen Anlagekosten dieser Bewetterungsmethode, die bei den weitverzweigten Betrieben überhaupt nur durch die Zuhilfenahme der elektrischen Kraft zum Antriebe der Ventilatoren durchführbar ist, muß hervorgehoben werden, daß sie durch Schaffung frischer und kühlender Wetter an allen Arbeitspunkten in der Grube nicht unwesentlich zur Verringerung der Brandgefahr durch Selbstentzündungen der Kohle beiträgt, die Sicherheit des Lebens und der Gesundheit der in der Grube beschäftigten Leute erhöht und zugleich eine Steigerung der Arbeitsleistungen zur Folge hat. So sind seit Einrichtung der verbesserten Wetterführung auf der Grube Conrad die Gewinnungskosten trotz stetiger Steigerung der Löhne um durchschnittlich 0,325 Pf. für 1 hl Kohle heruntergegangen, sodaß jetzt bei einer jährlichen Förderung von 1 500 000 hl r. 4875  $\mathcal{M}$  in jedem Jahre erspart werden. Rechnet man diese Ersparnis von den jährlichen Ausgaben für die Wetterführung in Höhe von zusammen 6500  $\mathcal{M}$  ab, so ergibt sich für die Zwecke der Wetterführung gegen früher eine jährliche Mehrausgabe von r. 1625  $\mathcal{M}$ . Mit diesem geringen Mehraufwande dürften aber die mit der verbesserten Wetterführung erzielten Vorteile billig erkauft sein.

Endlich mag noch erwähnt werden, daß nach den Erfahrungen der consolidierten Tschöpelner Braunkohlenwerke und der Grube Conrad die Selbstentzündung der Kohle mehr durch saugende als durch blasende Bewetterung begünstigt wird. Der Grund hierfür dürfte nicht darin zu suchen sein, daß, wie vielfach angenommen wird, das Feuer durch eine blasende Ventilation aus den offenen Grubenbauen herauspreßt, bei saugender Bewetterung dagegen in diese hineingezogen wird, denn der Grubenbrand pflanzt sich stets in einer dem Luftzutritt entgegengesetzten Richtung fort. Der Vorteil der blasenden Bewetterung beruht wohl darauf, daß die Selbstentzündung in den offenen Grubenbauen ihren Anfang nimmt, hier alsbald wahrgenommen und noch im Keime bekämpft werden kann. Anzunehmen ist auch, daß die bei der Zersetzung der Kohle sich entwickelnde Kohlensäure durch die blasende Bewetterung stetig in den Feuerherd zurückgepreßt wird, während durch saugende Bewetterung die Kohlensäure abgeführt, und so deren feuerunterdrückende Wirkung verhindert wird.

Aus den vorstehenden Betrachtungen ergeben sich kurz folgende Grundzüge zur Verhütung der Selbstentzündung der Kohle:

Ausrichtung des Flözes mittels seigerer Schächte; Auffahren enger Aus- und Vorrichtungstrecken, welche die liegende Kohle und den hangenden Alaunton nicht berühren; Vermeidung einer vorzeitigen Aus- und Vorrichtung dadurch, daß nur gering bemessene Flügelhöhen abschnittsweise gelöst und nicht zu große, voneinander getrennte Bauabteilungen gebildet werden; querbau-

ähnlicher Verbieg des Flözes nach Entwässerung der hangenden und liegenden Schichten; sorgfältiger Ausbau der Strecken und Brüche; ausgiebige Bewetterung der Grubenbaue durch blasende Ventilatoren; Entfernung der Dampfleitungen aus der Grube.

Da diese Grundsätze sich nach den bisherigen Erfahrungen bewährt haben und bei Zuhilfenahme der elektrischen Kraft leicht durchführbar sind, so ist ihre Befolgung umso mehr zu empfehlen, als sie zugleich

den gesamten Betrieb sowohl in wirtschaftlicher als auch in gesundheitlicher Beziehung vorteilhaft zu beeinflussen vermögen.

Inwieweit das Spülversatzverfahren bei den Betrieben der in Rede stehenden Braunkohlengruben und insbesondere zur Verhütung der Selbstentzündung der Kohle angewendet werden könnte, soll einer besonderen Erörterung vorbehalten bleiben.

## Bremsbergförderung mit Seil ohne Ende auf „Glückhilfschächte“ bei Hettstedt.

Von Bergmeister L. Hoffmann, Eisleben.

Der Abbau des Kupferschieferflözes auf den Gruben der Mansfeldschen Kupferschiefer bauenden Gewerkschaft, zu denen auch die Schachanlage „Glückhilfschächte“ bei Hettstedt gehört, wird als Strebbau mit breitem Blick geführt. Er beginnt an der Grundstrecke und schreitet entweder ein- oder zweiflügelig mit bogenförmiger Verhaulinie feldwärts und in der Richtung auf die obere Sohle zu vor (s. Fig. 1). Die

die einzelnen Bremsberge deren Neigung etwas vergrößern konnte. Wegen der Umständlichkeit und Kostspieligkeit des sich hieraus ergebenden Förderbetriebs geht man jedoch neuerdings dort, wo das Flözeinfallen es erlaubt, mehr und mehr zur Förderung in einem durchgehenden Bremsberg mit Seil ohne Ende über, der mit dem Fortschreiten des Abbaus nach oben verlängert wird.

Seit Ende 1905 ist auf Glückhilfschacht eine solche Bremsbergförderung im Betriebe, die wegen ihrer vorzüglichen Durchbildung und der hierdurch erreichten bedeutenden Förderleistung allgemeines Interesse bietet und unter Umständen auch beim Kohlenbergbau Nachahmung verdient.

Die flache Höhe des Bremsberges beträgt z. Z. 360 m, die Entfernung der söhligigen Strecken voneinander 45 m. Der Abbau erfolgt einflügelig bei einem durchschnittlichen Einfallen des Flözes von etwa  $8^{\circ}$ . Um bei der Verlängerung des Bremsberges eine Verlegung der Bremse zu vermeiden, hat man diese an das untere Ende des Bremsberges gesetzt. Die Bremse (Fig. 2), die wegen der großen Anzahl der gleichzeitig am Seile hängenden Wagen sehr kräftig gebaut werden mußte, besteht aus 2 vertikalen gubeisernen Scheiben  $A_1$  und  $A_2$  von 2 m Durchmesser, die seitlich der Grundstrecke, in die der Bremsberg mündet, auf starken gemauerten Fundamenten hintereinander verlagert sind. Seil- und Bremsscheibe bilden ein Stück. Der Kranz der Seilscheibe hat U-förmigen Querschnitt und ist mit einer Ausfütterung von Weißbuchenholz versehen, in die die Seilnut eingearbeitet ist. Neben den Seilscheibenkränzen sind die Bremsflächen ausgebildet, die von stählernen Bremsbändern umschlossen werden. Diese sind mit Pappelholz unterlegt und durch Zugstangen mit einer kleinen Scheibe  $s$  verbunden, die auf der zwischen den Bremscheiben verlagerten Bremsachse  $a$  sitzt. Der an der Scheibe  $s$  angreifende Bremshebel  $h$  ist 3 m lang und trägt an seinem andern Ende das Belastungsgewicht  $b$ .

Hinter den Bremsscheiben ist die Spannvorrichtung angeordnet. Die Spannscheibe  $m$  besitzt 1 m Durchmesser und ruht auf einer zweirädrigen und auf Schienen rollenden Laufkatze, deren Achse sich in einer Gabel dreht, die durch eine Kette mit dem Spannungsgewicht  $r$  in Verbindung steht.

Das aus dem Bremsberg kommende Vollseil wird über eine hinter einem Stempelwall liegende Umföhrungsscheibe  $u$  geführt, geht dann über die Bremsvorrichtung

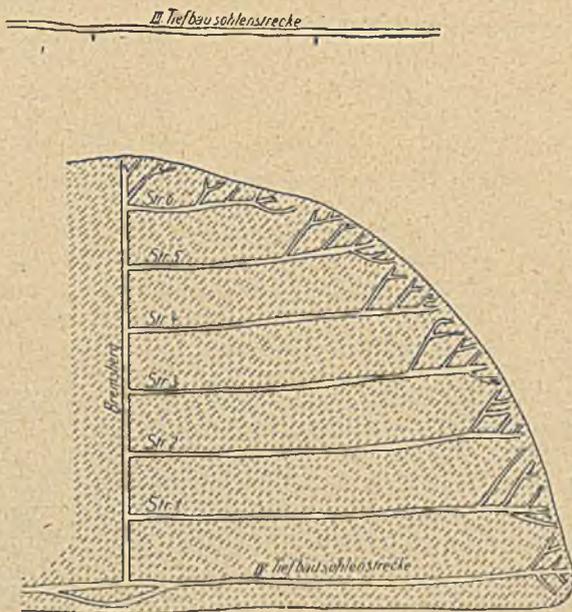


Fig. 1. Abbauskizze.

hierbei fallenden gültigen Schiefer und die Berge, deren Menge infolge der durchschnittlich nur etwa 10 cm betragenden Mächtigkeit der nutzbaren Schichten anderthalb- bis zweimal so groß als die der Schiefer ist, werden in diagonalen niedrigen Strecken, Fahrten genannt, mittels Hand- oder Haspelförderung in kleinen Hundsn nach söhligigen Strecken befördert, dort in Förderwagen umgeladen und sodann der Bremsbergförderung zugeführt. Die Entfernung der söhligigen Strecken voneinander schwankt zwischen etwa 40 und 100 m.

Früher wurde in der Regel jede Strecke, die beim Vorrücken des Abbaus nach der obern Sohle hin neu entstand, mit der nächst untern durch einen mit einer Laufbremse ausgerüsteten besondern Bremsberg verbunden. Dies hatte bei dem geringen Flözeinfallen von durchschnittlich nur etwa  $5^{\circ}$  den Vorteil, daß man durch Einschalten kurzer söhligiger Stücke zwischen

hinweg zur Spansscheibe und von dieser über eine vertikale Führungsscheibe *g* zu den Bremsscheiben, von denen jede auf  $\frac{5}{8}$  ihres Umfanges umspannt wird. Das Leerseil kehrt hierauf über eine zweite

Umführungsscheibe *v* nach dem Bremsberg zurück, an dessen oberm Ende zwischen starken Stempeln die horizontale Umkehrscheibe verlagert ist. Vor und hinter den Umführungsscheiben sind Tragerollen angebracht

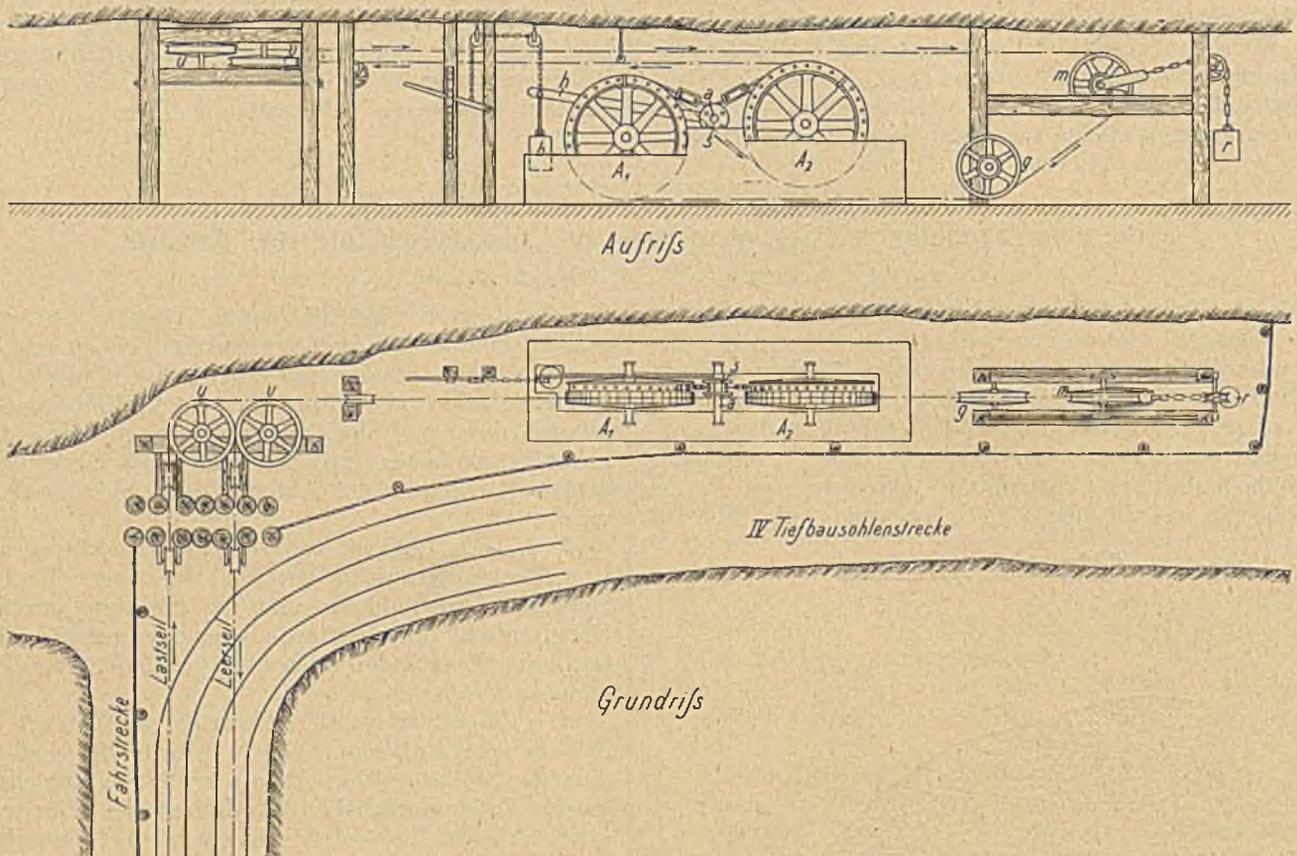


Fig. 2. Bremsen.

Die leeren Wagen laufen in dem einen Bremsberggleis in 23 m Abstand bis zur obersten Anschlagbühne und werden dort in das Vollgleis geschoben, um auf diese Weise zu den tiefer liegenden Anschlagpunkten zu gelangen. Der Abstand der leeren Wagen

balken bestehende Fänger angebracht, die von den aufwärtsgehenden Wagen niedergedrückt werden und sich dann wieder selbsttätig aufrichten. Außerdem befindet sich in dem Vollgleis am oberen Anschlagpunkte eine Vorrichtung (Fig. 3), die ein vorzeitiges Abrollen der abwärtsgehenden leeren Wagen verhindern soll. Der in *o* drehbare und mit einem Gewichte beschwerte Bügel *c* wird während des Anschlages

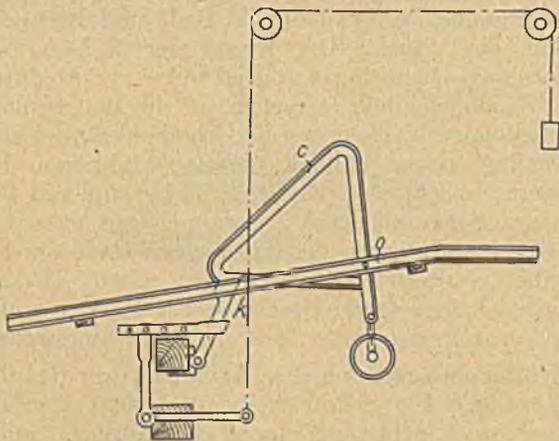


Fig. 3. Fänger.

voneinander wird dadurch geregelt, daß der zuletzt eingeschobene Wagen eine Klingel in Bewegung setzt, sobald er 23 m vom untern Anschlagpunkte entfernt ist. In dem Leergleis sind mehrere aus kurzen Holz-

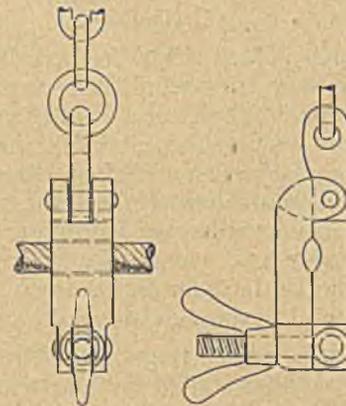


Fig. 4. Seilschloß.

eines Wagens durch die Klaue *k* festgehalten, dann aber durch den Wagen heruntergedrückt, wenn der Anschläger mittels eines Hebelwerks die Klaue unter

ihm wegzieht. Als Seilschlösser dienen Schraubenbündel (Fig. 4), die durch Anschlußketten mit den Wagen verbunden werden.

An jedem der tiefer liegenden Anschlagpunkte (Fig. 5) sind in das Vollgleis 2 Weichen eingebaut, die obere zum

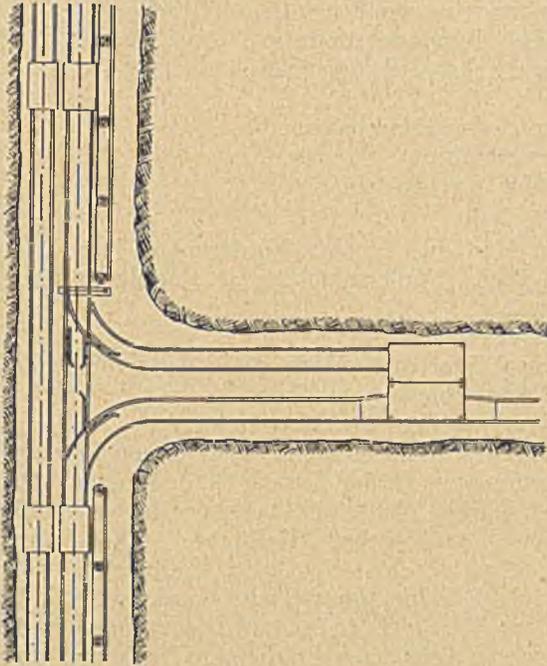


Fig. 5. Anschlagpunkt an einer söhligem Strecke.

Herausnehmen der leeren, die untere zum Einschleiben der vollen Wagen. Die obere Weiche ist als Stellweiche ausgebildet, während die untere von den durchgehenden Wagen aufgeschnitten wird. Soll ein leerer Wagen aus dem Seile herausgenommen werden, so wird die obere Weiche umgestellt und der Wagen während der Fahrt von dem nebenhergehenden Anschläger abgeschlagen und in die Strecke geschoben. Ist sodann die Seilstelle, an der der Wagen angeschlagen war, an der untern Weiche angekommen, so erfolgt das Signal „Halt“, und der inzwischen schon in das Vollgleis eingeschobene volle Wagen wird am Seile befestigt. Zur Verhütung des Ablaufens des Wagens vor dem Anschlagen dient die aus Fig. 6 ersichtliche Feststellvorrichtung. Wird mittels des Handhebels *n* das Gleitstück *p* zurückgezogen, so fällt der vor der Wagenachse liegende drehbare Arm *A* zurück, und der Wagen kann durchfahren.

Es wird immer gleichzeitig von 2 Strecken gefördert, die durch einen größeren Zwischenraum getrennt sind. Hierbei dienen als Abnehmer und Anschläger besondere Leute, von denen an jeder der beiden Strecken 2 Mann beschäftigt sind. Diese verändern ihre Arbeitsstelle, sobald sie nacheinander mehrere Wagen angeschlagen haben. Der Verkehr zwischen den einzelnen Anschlagpunkten wird durch ein im Bremsberg hergestelltes Fahrtrumm vermittelt. Die beiden von dem Vollgleis des Bremsberges abzweigenden Gleise reichen an jedem Anschlagpunkte noch etwa 20 m in die Strecke hinein (s. Fig. 5), damit auf ihnen stets eine Anzahl voller und leerer Wagen angesammelt werden

kann. Sie endigen auf einer Plattenbühne, an der das eigentliche Streckengleis beginnt.

Die Verlängerung des Bremsberges folgt dem Vorrücken des Abbaues nach oben hin unmittelbar nach.

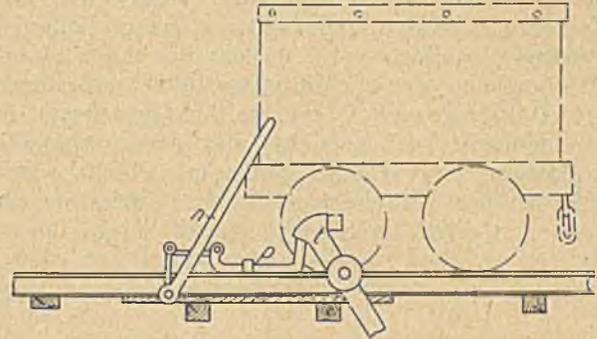


Fig. 6. Feststellvorrichtung.

Zur Förderung von der Verhauinie bis zum jeweilig obersten Anschlagpunkte wird eine kleine fliegende Bremse benutzt. Das Höherlegen der Umkehrscheibe und die Verlängerung des Seiles erfolgte anfangs, sobald eine neue söhliche Strecke angesetzt war. Da dies jedoch zu viel Spleißstellen im Seile ergab, will man die Verlegung künftig nur bei jeder zweiten Strecke vornehmen.

Um Irrtümer bei der Signalgebung zu verhindern, die bei dem gleichzeitigen Anschlagen an mehreren Stellen des Bremsberges leicht verhängnisvoll werden können, ist eine Einrichtung (Fig. 7) getroffen, die den Bremsen erkennen läßt, von welcher Stelle die Signalgebung erfolgt ist. Diese Einrichtung stellt eine Weiterbildung der im Mansfeldschen bei der Bremsbergförderung fast allgemein mit gutem Erfolge angewandten optischen Signalvorrichtungen dar. Nach einer vor dem Bremsen stehenden Tafel, die eine Reihe mit den Numern der Anschlagpunkte versehener senkrechter Schlitze *b* be-

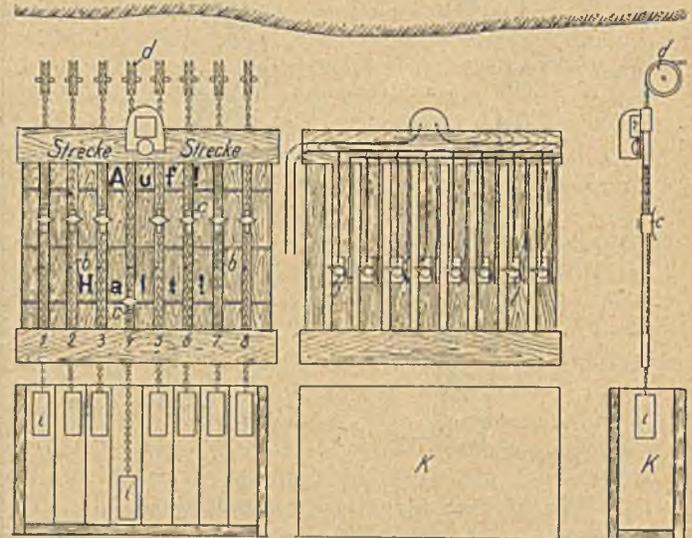


Fig. 7. Signalvorrichtung.

sitzt, führt von jeder Anschlagstelle ein in ein Kettchen endigender Signalzugdraht. Die einzelnen Kettchen sind über der Tafel über Rollen *d* geleitet, hängen in den Schlitzen der Tafel herab und sind an ihrem untern Ende durch Gewichte *i* beschwert, die sich in

einem mit Scheidewänden versehenen Kasten K auf- und abbewegen. In jedes Kettchen ist ein Eisenstück c eingeschaltet, das einen auf der Vorderseite der Tafel schleifenden Zeiger trägt. Die obere Stellung des Zeigers ist mit „Auf“ die untere mit „Halt“ bezeichnet. Wird der Zeiger auf „Halt“ eingestellt, so ertönt außerdem eine elektrische Glocke. Zu diesem Zwecke ist hinter der Tafel neben jedem Schlitz eine kleine exzentrische Scheibe l (Fig. 7 und 8) mit seitlich hervorragender Nase angebracht, auf der eine mit der Stromquelle, einer Batterie, verbundene Feder  $m_1$  schleift. Beim Niedergange des Kettchens stößt das Eisenstück auf die Nase und dreht die Scheibe soweit herum, bis sie

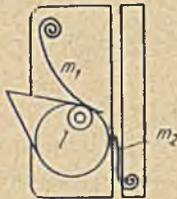


Fig. 8. Vorrichtung zur Betätigung des Glockensignals. eine zweite Feder  $m_2$ , berührt, die mit dem andern Pol der Stromquelle in Verbindung steht. Durch die Berührung dieser Feder wird der Strom geschlossen, und die Glocke ertönt.

Die Bewegung des Signalzugdrahtes von der betreffenden Anschlagstelle aus wird durch Drehung eines Zeigers h (Fig. 9) hervorgerufen, der mit der Scheibe  $g_1$

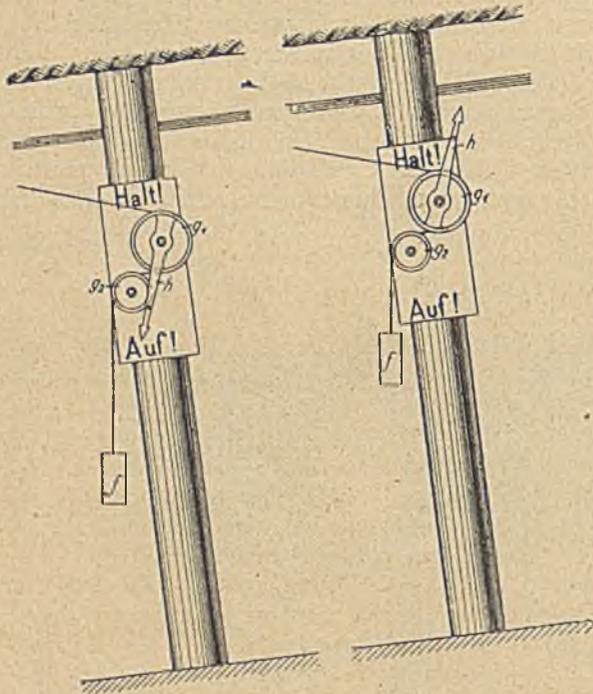


Fig. 9. Vorrichtung für die Signalabgabe. fest verbunden ist. Der Signalzugdraht ist um diese Scheibe und eine kleine Umföhrungscheibe  $g_2$  geföhrt und wird durch ein Gewicht f von der Größe des Gewichtes am andern Ende des Drahtes in Spannung gehalten. Die Einrichtung ist auf eine an einem Stempel befestigte eiserne Tafel aufmontiert, die der Signalabgabe entsprechend für die obere Stellung des

Zeigers die Aufschrift „Halt“ und für die untere die Aufschrift „Auf“ trägt.

Die Anlagekosten der Bremsbergföhderung, ohne die Ausgaben für die rein bergmännischen Arbeiten und die Gleislegung, beliefen sich auf insgesamt 5603  $\mathcal{M}$ , welche sich wie folgt verteilen:

Bremsvorrichtung nebst allem Zubehör, einschließlich Fundamentierung . . . . .	2 366
Weichen nebst Zubehör . . . . .	980
Seil . . . . .	754
Fänger, Seilschlösser usw. . . . .	460
Signalvorrichtung . . . . .	293
Löhne für den Einbau . . . . .	750
	5 603

Zur Bedienung der Föhderanlage sind in jeder der beiden Föhderschichten 8 Mann erforderlich, und zwar:

- 1 Bremsler,
- 1 Anschläger am untern Ende des Bremsberges,
- 2 Wagenschieber am obern Ende,
- 4 Mann an den Anschlagpunkten.

Die Höchstleistung in einer reinen Föhderschicht von 7stündiger Dauer betrug 470 Wagen. Die Anlage ist jedoch nicht voll beansprucht, weshalb beispielweise im ersten Halbjahre 1907 nur eine durchschnittliche tägliche Leistung von 658 Wagen in 2 Schichten erreicht wurde, eine Zahl, die jedoch im Vergleich zu andern Föhderungen in Abbaubremsbergen sehr hoch erscheint. Nach den nunmehr 2 $\frac{1}{2}$  jährigen Erfahrungen unterliegt es keinem Zweifel, daß sich eine Jahresdurchschnittleistung von 800 Wagen im Tage unschwer erzielen läßt.

Die Bedienungskosten stellten sich bei der angegebenen Durchschnittleistung von 658 Wagen auf 7,1 Pf. für 1 Wagen zu 550 kg, was ebenfalls als recht günstig bezeichnet werden darf, besonders wenn man bedenkt, daß das An- und Abschlagen der Wagen an den Strebstrecken im Gegensatze zu der z. B. in den Abbaubremsbergen beim Kohlenbergbau üblichen Föhderweise durch besondere Leute erfolgt.

Die Anlage bietet ferner in bezug auf die Sicherheit der Arbeiter den nicht zu unterschätzenden Vorteil, daß die Anschläger an den söhligcn Strecken viel weniger als bei der gewöhnlichen Bremsbergföhderung mit Seil ohne Ende der Gefahr ausgesetzt sind, durch flüchtig gewordene Wagen verletzt zu werden, weil sie sich beim An- und Abschlagen der Wagen nur wenig im Bremsberge aufzuhalten haben.

Aus allen diesen Gründen hat sich die Werksverwaltung entschlossen, auch andere Bremsberge mit gleichen Föhderanlagen auszurüsten.

Gegenüber den erwähnten Vorteilen darf allerdings nicht unberücksichtigt bleiben, daß die beschriebene Föhderweise nur dann möglich ist, wenn nicht beide Flügel eines Bremsberges gleichzeitig verhausen werden sollen. Da man jedoch meist, und zwar nicht nur beim Kupferschiefer- sondern auch beim Kohlenbergbau, in der Lage sein wird, die beiden Flügel nacheinander in Abbau zu nehmen und trotzdem die Bremsbergföhderung bis zu ihrer höchsten Leistungsfähigkeit zu beanspruchen, so fällt dieser Umstand nicht sehr ins Gewicht.

## Wirtschaftliche und technische Mitteilungen über den Wietzer Erdölbezirk.

Von Berginspektor Doppelstein, Hannover.

Hierzu Tafel 16.

Die Erdölindustrie Deutschlands, insbesondere ihr wichtigstes Gebiet, Wietze, ist in dieser Zeitschrift<sup>1</sup> von Bergassessor Michels auf Grund des damals vorliegenden Materials volkswirtschaftlich eingehend behandelt worden, sodaß in dieser Beziehung nur eine Ergänzung seiner Angaben bis auf den heutigen Stand wünschenswert erscheint. Die technische Gewinnung des Erdöls und die geologischen Verhältnisse der bei Wietze auftretenden Gebirgsformationen sind dagegen, weil die Möglichkeit genauerer Angaben noch nicht vorlag, in dem genannten Aufsätze nur gestreift worden.

In volkswirtschaftlicher Hinsicht ist von der Wietzer Erdölindustrie in erster Linie hervorzuheben, daß der schon lange als wünschenswert empfundene Zusammenschluß der vielen größern und kleinern Gesellschaften eingeleitet worden ist. Vor allem hat die Internationale Bohrgesellschaft zu Erkelenz in Verbindung mit dem Schaaffhausenschen Bankverein in Cöln eine Reihe von Erdölbetrieben, darunter die größten bis jetzt vorhandenen, aufgekauft bzw. sich einen so entscheidenden Einfluß darauf gesichert, daß auch bei dem formellen Fortbestehen dieser Gesellschaften die Betriebleitung ganz in den Händen der Internationalen Bohrgesellschaft liegt. Zu dieser Gruppe, die unter dem Namen „Deutsche Mineralölgesellschaft“ zusammengetreten ist, gehören: das Konsortium Dresdener Bank-Internationale Bohrgesellschaft, die Maatschappij tot Exploitatie van Oliebronnen mit der Raffinerie zu Wilhelmsburg an der Elbe, die Hannover-Westfälischen Erdölwerke mit der Raffinerie zu Linden vor Hannover, die Erdölwerke Wietzerdorf. Die Produktion dieser Werke stellt etwa die Hälfte der Gesamtproduktion von Wietze dar.

In gleicher Weise hat die deutsche Tiefbohrergesellschaft, nachdem sich die Interessengemeinschaft mit der Niederländisch Deutschen Petroleumgesellschaft gelockert hat, die Handorfer Erdölwerke, die Gewerkschaften Stella und Rebekka aufgekauft, sich eine große Anzahl von Terrains in der Gemarkung Steinförde gesichert und mit ihrem alten Besitz in Wietze und den Nachbargemeinden daraus die Aktiengesellschaft „Vereinigte Norddeutsche Mineralölwerke A.-G. in Berlin“ gebildet.

Einen andern Weg zur Vergrößerung ihres Anteils an der Wietzer Erdölproduktion hat die Aktiengesellschaft für Erdölgewinnung Celle-Wietze zu Hannover eingeschlagen, indem sie Teile ihrer Erdölterrains an andere Gesellschaften, so an die Gewerkschaften Alice, Atlas, Glückauf Neustadt unter der Bedingung abgegeben hat, daß eine gewisse Menge der Produktion aus diesem Gelände zu festen Preisen an ihre Raffinerie in Wietze, übrigens die einzige am Orte, abgeliefert werden muß.

Daneben bestehen als selbständige Gesellschaften: mit einer Förderung von über 1000 t, die Erdölbohrergesellschaft Wietze G. m. b. H. in Cöln und die Niederländisch Deutsche Petroleum-Aktien-Gesellschaft zu Amsterdam und Wietze; mit einer Förderung von

unter 1000 t, die Erdölbohrergesellschaft Wietze, G. m. b. H. in Hannover, die Gewerkschaft Hubertus, die Rheinische Ölfabrik Lauterburg vorm. Glückauf-Wietze, die Erdölwerke Bremer Union, die Hannover-Wietzer Olie Maatschappij, die Wietzer Erdölwerke Monopol, vorm. Aschersleben-Wietze, Alleinbesitz von Knippen-Hannover, der Alleinbesitz von Arnswald-Hannover, die Erdölwerke Norddeutschland, die Gewerkschaft Kronprinzessin, die Erdölbohrergesellschaft Wietze-Steinförde und der Alleinbesitz von C. Deilmann-Dortmund.

Die vier letztgenannten Werke liegen in der Gemarkung Steinförde, die andern zum größten Teil in der Gemarkung Wietze, einige in Hornbostel. Hierzu kommen noch einige Erdölbohrergesellschaften, die sich gleichsam als Außenposten weiter von dem Zentrum Wietze entfernt festgesetzt, bis jetzt aber noch keinen Erfolg erzielt haben. Heute sind im ganzen 17 produzierende und 14 im Aufschluß befindliche Werke vorhanden. Die Produktion sämtlicher Erdölbetriebe im Wietzer Bezirk betrug:

1904	1905	1906	I. Halbjahr 1907
66 195 t	56 078 t	57 788 t	34 663 t

Die drei Jahresförderungen stellten einen Wert von 4 311 918, 3 847 923 und 3 767 261  $\mathcal{M}$  dar.

Der Rückgang in der Förderung der beiden letztverflossenen Jahre, der sich bei fast allen Werken bemerkbar gemacht hat, ist auf mehrere Ursachen zurückzuführen. Der Hauptgrund war, daß infolge der damals in Kraft tretenden Handelsverträge der Markt für deutsche Rohöle sehr beunruhigt wurde und die Raffinerien mit Einkäufen sehr zurück hielten, um die Wirkung dieser Verträge auf den Markt abzuwarten. Der Abruf von Wietzer Ölen stockte daher eine Zeitlang fast gänzlich. Die Preise wichen, als die Lager sich mehr und mehr füllten, bis zu den Gesteigungskosten und weiter herunter. Erst das Eingreifen der neugegründeten Vacuum Oil Company zu Hamburg, welche der Standard Oil Company nahe steht, brachte neue Bewegung in den Ölmarkt und bewirkte, daß dem Verschwinden der Riesenvorräte entsprechend die Preise infolge der regern Nachfrage aller in Betracht kommenden Raffinerien wieder anzogen. Der Verkaufspreis für Öl war s. Z. auf 55  $\mathcal{M}$  und darunter gesunken, während jetzt loco Wietze 75 bis 80  $\mathcal{M}$  für die Tonne bezahlt werden.

Eine Reihe von Erdölgesellschaften hat übrigens diese ungünstige Konjunktur benutzt, um die Grundeigentümer durch Einstellung der Förderung auf ihren Terrains zur Nachlassung bzw. Ermäßigung der in der Hauszeit mit ihnen vereinbarten Förderabgabe, der sog. Faßabgabe, zu bewegen. Der Erfolg war, daß die Faßabgabe in den meisten Fällen um  $\frac{1}{3}$ — $\frac{1}{2}$  ermäßigt worden ist. Die Abgabe, die ihren Namen von der früher durchweg benutzten Raumeinheit für Rohöl (Faß = Barrel = 175 kg) führt, schwankt zwischen 1,00 und 0,60  $\mathcal{M}$ , sie beträgt im Mittel 0,75  $\mathcal{M}$  für 100 kg. Auf einigen vor Jahrzehnten

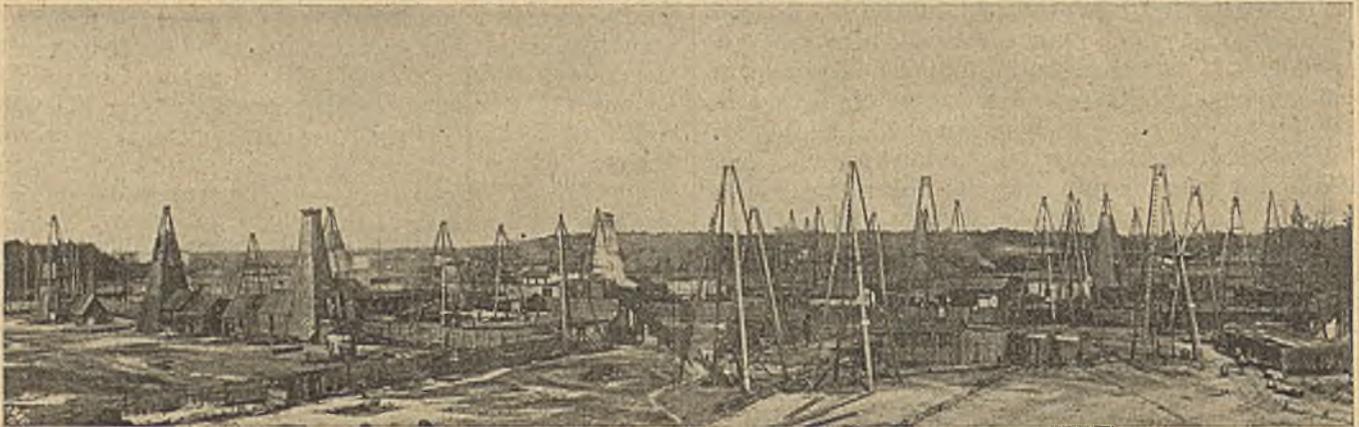
<sup>1</sup> Glückauf 1905 Nr. 14 u. 15.

abgeschlossenen Terrains wird übrigens Öl ohne Faßabgabe nur gegen einen geringen Pachtentgelt gefördert.

Ein weiterer Grund für den Rückgang der Erdölproduktion lag darin, daß die Bohrtürme aus dem Gebiet von Wietze und der Provinz Hannover überhaupt zurückgezogen wurden, um mit ihnen während der kurzen von der lex Gainp gewährten Frist in den andern Bergbaubezirken die Schlagkreise der Steinkohlen- und Kalisalzmutungen abzubohren. Daher fehlte es in diesen Jahren an der genügenden Vermehrung der produzierenden Bohrlöcher, und die Folge davon war ein Stillstand bzw. ein Rückgang der Förderung, der übrigens im Jahre 1907, wie der Ausweis des ersten Halbjahres zeigt, glücklich überwunden ist. In diesem

Jahre ist eine Förderung von r. 70 000 t zu erwarten, wodurch die bis dahin höchste Förderung um r. 4000 t überholt werden dürfte. Die hier und da rege gewordene Besorgnis, daß die rasch entwickelte Wietzer Industrie nach kurzer Blüte welken würde, ist demnach vorerst noch nicht begründet. Vielmehr ist anzunehmen, daß sich diese Industrie auf dem heutigen Entwicklungsstande für eine absehbare Zukunft halten wird.

Das Erdölgebiet von Wietze (s. Tafel 16)<sup>1</sup> ist benannt nach dem darin belegenen Dorfe Wietze und zieht sich in seiner nordwestlichen Längserstreckung von 6 km und einer Breitenausdehnung von 1 bis 1,5 km an dem Flübchen gleichen Namens bis zu



seiner Mündung in die Aller durch die Gemarkungen Steinförde, Wietze, Hornbostel und Bannetze im Landkreis Celle hin. Es wird von der Staatsbahnstrecke Celle-Schwarmstedt, sowie einer Querbahn der Linien Hannover—Lehrte—Hamburg und Hannover—Soltan—Buchholz durchschnitten, die erst infolge des Anwachsens der Erdölförderung erbaut und im Oktober 1903 eröffnet wurde. Eine sichere Begrenzung des Gebietes ist z. Z. noch nicht zugänglich, weil neue Funde die Grenzen stets weiter, insbesondere in der Längsrichtung ausdehnen. Dabei nimmt die Produktion im Herzen des Gebietes auf der sogenannten Teufelsinsel, wie die Stelle in Wietze genannt wird, nicht wesentlich ab. Aus der vorstehenden Abbildung<sup>1</sup> ist die große Anzahl der dort im Betrieb befindlichen Bohrlöcher, jedes durch einen Vierbock bezeichnet, zu ersehen. Außer der Teufelsinsel haben sich am Südostende des Dorfes Steinförde und an der Wietzemündung neue Produktionszentren gebildet, deren auffällige Entwicklung die erwähnte Steigerung der Gesamterdölförderung bereits in diesem Jahre verbürgt.

Die geologischen Verhältnisse des Wietzer Erdölvorkommens sind insofern ungeklärt, als der Ursprung des Erdöls noch unbekannt ist. Die zahlreichen Bohrungen haben zwar die Deckschichten bis auf mehrere 100 m Tiefe erschlossen, sie haben nachgewiesen, daß sich das Erdöl bis zu den erreichten Teufen (das tiefste, übrigens nicht fündige Bohrloch

hat 603 m) nicht in größern oder kleinern Seen oder Hohlräumen findet, sondern in Sandschichten bzw. Sandsteinbänken auftritt. Woher und aus welchen Teufen es aber stammt, ist noch nicht festgestellt. Man muß annehmen, daß es aus großer Tiefe infolge seines eigenen Gasdruckes und der Kapillarwirkung auf einem Spaltensystem hochsteigt, welches die durch dieses Gebiet in nordwestlicher Richtung streichende Allertalverwerfung begleitet. Diese Verwerfung verläuft im sogen. herzynischen Streichen südlich der untern Wietze und unterhalb der Wietzemündung der Aller parallel. In der Mitte des Dorfes Wietze wird dieses Spaltensystem nach Professor Hoyer von einer jüngern Verwerfung rechtwinklig durchkreuzt. Hier liegt der eine Hauptfundpunkt für Erdöl, die schon genannte Teufelsinsel (s. Tafel 16). In diesem Spaltenkreuz tritt als oberstes Schichtenglied eine etwa 50 m mächtige Diluvialdecke auf. Dieser folgen: im östlichen Quadranten des Spaltenkreuzes eine schwache Gipsablagerung und stark gefaltetes Steinsalz mit Kalisalzen; im südlichen Quadranten wenig mächtiges Tertiär und obere Kreide mit schwachem südwestlichen Einfallen; im westlichen Quadranten stark entwickeltes Tertiär mit mehreren Braunkohlenflözen und einer Sandsteinbank von ziemlich steilem Einfallen nach Nordosten, darunter oberer und mittlerer Keuper und unterer Jura, die sämtlich Sandsteinbänke führen; im nördlichen Quadranten Tertiär mit nach Norden

<sup>1</sup> Die Abbildung ist der Kunstanstalt G. Gronemann-Walsrode zu verdanken.

<sup>1</sup> Die Karte wurde von Markscheider Reinhardt in Hannover zur Verfügung gestellt.

zunehmender Mächtigkeit, oberer und mittlerer Keuper, Lias und unterer Dogger mit nordöstlichem Einfallen.

Das aufsteigende Erdöl dringt in die durchlässigen Glieder dieser Formationen, d. h. in die Sand- und Sandsteinbänke, ein aus denen die produzierenden Bohrlöcher schöpfen. Zum Teil steigt es auf den Spalten auch bis zur Tagesoberfläche, wo es, wie schon seit langem bekannt, Teerkuhlen bildet, deren Vorkommen zuerst auf den unterirdischen Schatz in Wietze aufmerksam machte. Ein Normalprofil der Schichten auf der Teufelsinsel, die aber auch in andern Bohrlöchern gefunden werden, stellt sich wie folgt dar:

- 30 m Sand,
- 3 m Kies,
- 40 m sandiger Ton,
- 80 m fetter Ton.
- 10 m Kalkstein (nur im Terrain Wietze).
- 40 m fetter Ton mit Sandsteinbänken und Schwefelkiesschichten (letztere kommen fast stets über der Ölschicht vor),
- 5 m Ölsandstein I. Zone.
- 80 m Schieferthon,
- 5 m Ölsandstein II. Zone.

Es hat sich herausgestellt, daß ebenso wie in den großen Erdölgebieten außerhalb Deutschlands auch in Wietze mehrere Erdölzonen einander folgen, die Öl von verschiedenem spezifischen Gewicht — die untern leichteres als die oberen — liefern. Von diesen Zonen wurden in dem Teil von Wietze, in dem z. Z. allein beide Ölarten gewonnen werden, d. i. auf der Teufelsinsel, bis jetzt nur eine bei 180 bis 200 m und eine bei 280 m Teufe erbohrt. Für die obere Zone, die das Hauptprodukt von Wietze, Öl von über 9,1 spez. Gew. führt, hat die Bohrpraxis in andern Teilen des Gebietes als Fundteufen ergeben:

- in Steinförde 165—190 m,
- in Wietze 180—255 m,
- an der Wietzemündung 175—225 m,
- in Bannetze 235 m.

Das tiefste fündige Bohrloch hat 320 m Teufe.

Das Erdöl tritt stets im Zusammenhang mit Gasen und Salzwasser auf. Gasausbrüche wie in andern Erdölbezirken sind im Wietzergebiet noch nicht vorgekommen. Immerhin traten aus einigen Bohrlöchern auf der Teufelsinsel Gase so reichlich aus, daß man sie monatelang zur Kesselfeuerung benutzen konnte. Auch hat man beim Anschlagen der Öllagerstätte des öfters ein donnerähnliches Geräusch gehört, das durch das Hervorbrechen der Gase verursacht wurde. Ein Herausschleudern von Sand und Öl ist aber niemals beobachtet worden; das Öl tritt vielmehr nach dem Anschlagen der Lagerstätte höchstens 60—80 m hoch in das Bohrloch ein. Nach dem ganzen Charakter des Wietzer-Öles kann man in den bis jetzt erbohrten Zonen einen solchen Gasreichtum, wie ihn die Ölgeysire anderer Länder voraussetzen, auch nicht erwarten, da das Erdöl hier als das Rückstandprodukt einer bereits ziemlich weit fortgeschrittenen natürlichen Destillation anzusehen ist, wobei die leichtern Gase zum größeren Teil verflüchtigt worden sind.

Als Begleiter des Erdöls sind die Schwefelkies-schichten und das Salzwasser bemerkenswert. Ob beide bei der Bildung des Öles beteiligt sind, ist nicht zu entscheiden. Die verschiedenen Theorien hierüber sind bereits in Nr. 14 des Jahrganges 1905 dieser Zeitschrift angeführt worden.

Die Gewinnung des Erdöls erfolgt abgesehen von der geringen Menge von etwa 5 Faß, die noch alljährlich von jedem der drei vorhandenen Teerkuhlen abgeschöpft wird, aus Bohrlöchern. Die Bohrungen wurden im Anfang stets als Trockenbohrungen mit dem Freifallapparat heruntergebracht. Auch heute stehen im Wietzer Revier noch 4 kanadische und 20 Freifallapparate in Anwendung. Dazu kommen 16 Schnellschlagapparate und zwar:

7	nach System	Racky
4	"	" Drauzel
3	"	" Winter
1	"	" Fauck
1	"	" Schäfer.

Ihre Beschreibung erübrigt sich hier, da eine Darstellung der verschiedenen Bohrsysteme bereits in den Nummern 20 und 21 des Jahrganges 1905 dieser Zeitschrift erfolgt ist.

Die Trockenbohrung, bei welcher das Bohrloch jedoch stets mehr oder weniger mit Wasser gefüllt war, ist jetzt durch die Spülbohrung, ohne welche die Anwendung der in jeder Beziehung vorteilhaft arbeitenden Schnellschlagapparate sehr erschwert wird, verdrängt worden. Jedoch werden die letzten Meter über dem zu erwartendem Ölgebirge, soweit es bekannt ist, auf Anordnung der Bergbehörde stets ohne Spülung gebohrt. Zu dieser Anordnung ist der Revierbeamte durch den § 42 der Bergpolizeiverordnung für Erdölbetriebe vom 1. Dezember 1904 befugt, nach dem er die Teufe, bis zu welcher mit Spülung gebohrt werden darf, vorschreiben kann. Gegenüber der noch vor einiger Zeit vorherrschenden Ansicht, daß nur durch Trockenbohrung die Erdöllagerstätte vor dem Verwässern geschützt werden könnte, haben Praxis und angestellte Versuche gezeigt, daß die Spülbohrung als solche die Lagerstätte nicht durch endgültige Verdrängung des Öles zerstört, vorausgesetzt, daß der unter hohem Druck stehende Spülwasserstrom nicht zu lange auf die ölführenden Schichten einwirkt. Die früher beobachteten Schädigungen sind wohl mehr auf schlechte Verrohrung der Bohrlöcher und sonstige Nachlässigkeiten einzelner Bohrunternehmer zurückzuführen. Nach dieser Erkenntnis und zwar schon lange vor den durch Ingenieur Sorge gegebenen Anregungen<sup>1</sup> ist die Bergbehörde Anträgen auf Anwendung der Spülbohrung stets entgegengekommen, fordert aber der größeren Sicherheit wegen nur, daß die Ölschichten selbst trocken an- und abgebohrt werden. Der Anfangsdurchmesser der Erdölbohrlöcher beträgt, nachdem seit Jahresfrist genietete Blechrohre als Verrohrungsmaterial ausgeschaltet sind, in der Regel 360 und 400 mm. In einem einzigen Falle wurde, ohne besondern Erfolg damit zu erzielen, mit 600 mm weiten Rohren begonnen. Zur Verrohrung der Bohrlöcher werden jetzt allgemein außen glatte, patentgeschweißte

<sup>1</sup> Glückauf 1906 Nr. 43.

sogen. hermetische Rohre ohne Muffen oder Verlaschungsringe angewandt. Man versucht, die einzelnen Rohrtouren beim Bohren soweit es möglich ist, mitzunehmen, jedoch müssen in der Regel wenigstens 3, oft auch mehr Touren eingebaut werden. Die Verrohrung hat den doppelten Zweck, das Bohrloch offen zu erhalten und sodann die Erdöllagerstätte gegen die Tagewasser sowie den in den obern Gebirgsschichten fließenden Grundwasserstrom abzuschließen. Man führt deshalb die Rohrtour möglichst dicht an die Öllagerstätte heran und verlängert sie, wenn das Gebirge nicht steht, durch perforierte Rohre bis in die Lagerstätten hinein. Besonderer Wert ist aber auf den Abschluß der Süßwasser zu legen. Ein zusammengegangenes Bohrloch kann leicht wieder aufgebohrt werden; dringen aber die Wasser aus den obern Schichten hinter die Verrohrung der Bohrlöcher in die Erdöllagerstätte ein, so verdrängen sie das Öl und verwässern die Lagerstätte. Ihre Ausbeutung ist damit für immer ausgeschlossen. Auf diese Weise ist der Bezirk von Ölheim und ein Teil von Wietze vernichtet worden.

Der Wasserabschluß wird entweder dadurch bewirkt, daß der in Wietze sehr häufig auftretende plastische Ton sich eng an die Verrohrung des Bohrloches anlegt, oder, falls dieser fehlen sollte, daß man mehrere Meter über der Lagerstätte das Bohrloch mit plastischem Ton ausfüllt, die Rohre in diesen hineinpreßt und dadurch den Wassern den Zugang versperrt.

Ist eine Bohrung fündig geworden, was daran erkannt wird, daß Öltropfen mit der Spülung oder beim Schlämmen zu Tage kommen, so wird zunächst geschlämt, d. h. es wird ein in die engste Bohrlochverrohrung passendes, unten mit einem Klappenventil verschlossenes Rohr von 3—4 m Länge an einem Seil eingeführt und wie eine Saugpumpe mit kurzen Hüben auf- und abbewegt. Hierdurch wird zunächst das Bohrlochtiefe gereinigt, dann wirkt diese Schlammbüchse aber auch saugend auf die Umgebung des Bohrloches, öffnet die durch den Bohrschlamm etwa verschmierten Klüfte des Gebirges und zieht das Öl heran. Die Erfahrung hat gelehrt, daß Bohrlöcher mit geringen Ölspuren durch wochenlang fortgesetztes Schlämmen schließlich gut fündig wurden. Ist dieses Resultat erreicht, so wird der Bohrturm abgebrochen, ein Vierbock über das Bohrloch gesetzt und eine Pumpe eingebaut.

In welcher Entfernung die einzelnen Bohrlöcher auf den Grundstücken voneinander gesetzt werden, hängt von der Form und der Größe der Gerechtsame ab, die häufig nicht einmal einen Morgen umfaßt. Bei ausreichendem Platz werden nur alle 40 m Bohrlöcher gestoßen; freilich rückt man der Nachbargrenze zunächst möglichst nahe, und erst eine Bergpolizeivorschrift hat den geringsten Abstand der Bohrlöcher von den Grenzen festsetzen müssen. Danach sollen die Bohrlöcher von der Grundstücksgrenze 15 m entfernt sein, jedoch hat der Bergrevierbeamte das Recht, diese Entfernung auf die Hälfte zu ermäßigen. Von diesem Rechte macht er bei den eben angedeuteten eigentümlichen Berechtungsverhältnissen auf Antrag stets Gebrauch, sodaß die Entfernung der Bohrlöcher von den Grenzen in der Regel 7,5 m beträgt. In welcher Entfernung sich Bohrlöcher gegenseitig noch zweifellos beeinflussen, ist

unbekannt. Die Praxis hat ergeben, daß auf der Teufelsinsel, wo sich Bohrloch an Bohrloch reiht (s. Fig.), eins das andere nicht merklich beeinträchtigt, während sich an andern Punkten Bohrlöcher bis auf 200 m Entfernung in der unangenehmsten Weise beeinflussen, sodaß nicht nur ganz ausgezeichnete Bohrlöcher von den Nachbarn plötzlich abgezapft wurden, sondern sogar die Spülung eines im Abteufen befindlichen Bohrloches in einen produzierenden Loche zu Tage gepumpt wurde.

Das Öl fließt in der Regel aus den Bohrlöchern nicht oben aus, wenngleich etwa 50 Fälle angegeben werden, in denen ein Ausfluß beobachtet worden ist. Diese Produktion war aber stets sehr gering und betrug nur 1,5—3 Faß von je 175 kg am Tage. Dagegen sammelt sich im Bohrloch, wenn die Lagerstätte angeschlagen oder später das Bohrloch zeitweise stillgelegt wird, Standöl in einer Höhe von 60—80 m.

Zur regelmäßigen Förderung des Erdöles dienen Plungerpumpen, die an einem massiven steifen Gestänge von 16—20 mm Querschnitt hängen und wenig über dem Bohrlochtiefe als Saug- und Druckpumpen wirken. Diese Pumpe besteht aus Phosphorbronze und Stahl. Der Zylinder hat eine Höhe von 1 m und je nach der Leistung 42—73 mm Durchmesser. In dem Zylinder spielen 2 Kugelventile aus Phosphorbronze. Die Hubhöhe der Pumpen beträgt 15—60 cm, die Hubzahl 20—30, je nach der Ergiebigkeit des Bohrloches. Das Pumpengestänge wird mit Hilfe eines Balanziers, eines Holzbalkens von 25×30 cm Querschnitt und etwa 5 m Länge, der auf 2,20 m hohen Stützen ruht, auf- und abbewegt. Der Antrieb einer größeren Anzahl von Balanziers erfolgt in der Regel durch Feldgestänge von einer gemeinschaftlichen Kraftquelle aus. Die Feldgestänge bestehen aus einer Anzahl Rundstangen, die hie und da an kurzen Pendeln aufgehängt sind; sie werden bis zu 300 m lang genommen und sind zu mehreren an den einzelnen Balanziers oder an einem Kehrreife vereinigt, wobei zwecks Kraftersparnis darauf geachtet wird, daß ein Teil der Pumpen sich im entgegengesetzten Sinne zu den andern bewegt. Die Kehrreife, die in geringer Höhe über dem Erdboden montiert sind, haben bei einem Durchmesser von 1,5—2 m bis zu 30 Angriffspunkte für die Gestänge. Der Ausschlag des Rades beträgt bis zu 60 cm.

In dem nordwestlichen Teile des Erdölgebietes kann das Öl nicht mit Pumpen gehoben werden, weil es viel Sand mit sich führt, der die Pumpen in kurzer Zeit zerstören würde. In diesen Betrieben wird das Öl mit der Schlammbüchse gezogen, welche der beim Schlämmen der Bohrlöcher benutzter entspricht. Die Schlammbüchse faßt bis zu 175 kg Öl.

Wenn der Schlammbetrieb rentabel sein soll, ist es notwendig, daß aus mehreren Bohrungen periodisch nacheinander gefördert werden kann. Nach einem mehrstündigen Schlämmen muß das eine Bohrloch verlassen werden und das Ölziehen in dem nächsten beginnen. Man hat deshalb auf den Werken, wo dies eben angängig war, vor einer Reihe von Bohrungen ein Schienengleise angelegt, auf dem eine Schiebepumpe mit Förderhaspel zu jeder Bohrung hinfährt,

um sie zu schlämmen. Zur Vermeidung dieses immerhin umständlichen und kostspieligen Verfahrens, hat man auf einigen Werken elektrische Zentralen eingerichtet, um an jedem einzelnen Bohrloch die Schlammarbeit, in einigen Fällen auch das Pumpen mit einem kleinen Motor vornehmen zu können. Im letztern Falle muß ein stärkerer Motor von etwa 4 PS gewählt werden, weil er auch die Pumpe zur Reparatur aus dem Bohrloch herausziehen muß. Für das Pumpen allein würden bei 180 m Bohrlochteufe 0,8 PS ausreichen, während eine mit Feldgestänge angetriebene Pumpe bei 200 m Teufe 1,8 PS braucht. Neben der Elektrizität, die erst in letzter Zeit in nennenswertem Umfange angewendet wird — es sind nur auf 3 Werken Zentralen vorhanden — dienen als Kraftquellen Lokomobilen von 10—25 PS, die entweder nur ein Bohrloch oder aber auch mehrere versorgen; von ihnen befinden sich etwa 100 in Betrieb.

Z. Z. stehen etwa 260 Bohrlöcher in Förderung, davon wurden 1904/05 80, 1905/06 50 und 1906/07 100 Bohrlöcher niedergebracht. Ihre Durchschnittleistung in 24 Stunden beträgt an schweren Ölen: in Steinförde 0,75 cbm = r. 680 kg, auf der Teufelsinsel 2,0 cbm = r. 1820 kg.

Demgegenüber sind die Anfangproduktionen einzelner Bohrlöcher sehr groß; so lieferte das reichste Bohrloch 125 cbm, 10 andere je 50 cbm, 20 andere je 30 cbm Erdöl in 24 Stunden. Jedoch halten diese großen Leistungen nie lange an; gerade diese Bohrlöcher sind in spätestens 6 bis 8 Wochen erschöpft und liefern dann oft nur noch 0,5 cbm täglich.

Ein Bohrloch mit 0,5 cbm täglicher Leistung ist unter normalen Verhältnissen noch rentabel. Wird eine große Anzahl von Bohrlöchern lange Zeit hindurch von einer zentralen Kraftquelle aus gemeinschaftlich getrieben, so verspricht angeblich eine Produktion von durchschnittlich 0,10 cbm noch Gewinn. Diese Möglichkeit ist nur daraus zu erklären, daß jedes einzelne Bohrloch diese Menge nicht etwa in 24 Stunden, sondern in erheblich weniger Zeit liefert und dann stehen bleibt, während Nachbarbohrlöcher in Betrieb genommen werden. Die Durchschnittdauer der Produktion eines Erdölbohrloches in Wietze auf günstigem Terrain beläuft sich auf 4 bis 5 Jahre, jedoch kommen auch erheblich längere Produktionszeiten bis zu 10 Jahren und darüber vor; die Ergiebigkeit ist dann aber zuletzt stets sehr gering.

Die Kosten eines Bohrloches von 200 m Teufe im Erdölgebiet betragen ohne Verrohrung, die ja meist wieder gewonnen wird, überschläglich gerechnet 10000.// bei eigenen Bohrgeräten, von einem Bohrunternehmer ausgeführt 12000.// Diese Angaben sollen nur einen annähernden Begriff von den Bohrkosten geben.

Das geförderte Rohöl läuft zunächst in kleine eiserne Behälter von 20 bis 40 cbm Inhalt, dort setzt sich bereits ein Teil des im Öl suspendierten Wassers ab. Nur selten wird ganz wasserfreies Öl gefördert. Eine ganze Reihe von Bohrlöchern liefern sogar Öl mit 20, 30, 40 und mehr pCt Wasser. Um das Absetzen des Wassers zu erleichtern, wird das geförderte Öl in den Behältern durch Heizschlangen mit Dampf angewärmt. Sodann wird das so zum Teil gereinigte Öl in große

Lagertanks von 3000 bis 10000 cbm Inhalt gebracht, in denen sich auch wohl Dampfheizungen befinden. Dort wird es weiter von Wasser befreit. Da die Raffinerien bei einem Wassergehalt von mehr als 2 pCt bei der Ablieferung unverhältnismäßig hohe Abzüge machen, so wird das Öl dem Entwässerungsprozeß durch Wasserdampf möglichst lange ausgesetzt und stets nur die oberste Ölschicht zum Versand abgeschöpft. Die Abfüllung erfolgt aus den großen Tanks in der Weise, daß an den Abzaphahn im Innern des Tanks ein in einem Kniegelenk bewegliches Rohr angeschlossen wird. Beim Abzapfen des Öles wird dieses sog. Schwenkrohr allmählich heruntergelassen, so daß stets nur die oberste Schicht, in der sich das reinste Öl befindet, durch das Rohr ablaufen kann.

Die Überführung des Öles von den Gewinnungsplätzen in die Tanks erfolgte früher in Fässern von 0,175 cbm Inhalt, dann in von Pferden gezogenen Tankwagen von etwa 2,6 cbm Fassungsvermögen. Von diesen laufen heute noch etwa 50 Stück in Wietze. Schließlich legten einzelne größere Gesellschaften, nachdem sie unendliche Schwierigkeiten, die ihnen von den Grundbesitzern bereitet wurden, überwunden hatten, Feldbahnen bis zu 3 km Länge an, um auf ihnen die Tankwagen zu befördern; andere, denen ihre besseren Beziehungen zu den Grundbesitzern zustatten kamen, verbanden mit deren Erlaubnis ihre verschiedenen Ölgewinnungsbetriebe mit den Tanks durch Rohrleitungen. Die Förderkosten sind dadurch naturgemäß erheblich verbilligt worden.

Die Umladung des Erdöls in die Wagen und die Eisenbahntankwagen wird von Flügelpumpen mit einem innern Durchmesser von 250 mm und einer lichten Breite von 120 mm besorgt. Ihre Leistung beträgt für 1 Mann in der Stunde 1 cbm bei 1,5 m Hub. Durch zweckmäßige Anordnung der Tanks auf den Werkplätzen und an den Verladestellen würden hier zahlreiche Arbeitskräfte gespart werden können.

Die großen Lagertanks, die auf Tafel 15 durch größere Kreise hervorgehoben sind, im ganzen 38 Stück, fassen insgesamt 1550 000 cbm, der größte allein 11 200 cbm. Diese großen Tanks sind von Erdwällen umgeben, um bei etwaigem Leckwerden das Öl aufzufangen zu können. Bei den größern Gesellschaften werden deshalb die Lagertanks, um an Erdarbeiten zu sparen, an einem Punkte zusammengelegt (s. Tafel 16).

Unmittelbare Bahnanschlüsse haben 6 Werke, die übrigen verladen an der Staatsbahnhofraupe. Im letzten Jahre wurden auf der Station Wietze-Steinförde etwa 41 000 t verfrachtet. Einen weiteren Absatzweg bietet die Aller. Auf ihr beschäftigt die Celler Schlepsschiffahrt-Gesellschaft A. G. zu Celle mit der Ölverfrachtung 2 Schleppdampfer und 6 Tankschiffe, von denen 4 je 280 cbm und 2 je 180 cbm Erdöl fassen. Außerdem widmen sich aber auch kleinere Schiffbesitzer dem Transport von Erdöl in Tankkänen und Fässern. Auf dem Wasserwege verläßt eine beinahe ebenso große Menge Erdöl das Wietzer Gebiet wie auf der Eisenbahn. Der Umfang der Verschiffung ist insbesondere dadurch gewachsen, daß die Vacuum-Oil-Company zu Hamburg eine Verladestelle an der Aller unterhalb der Wietzemündung eingerichtet hat (s. Tafel

16). Dort befinden sich 2 Tanks von je 4000 cbm Rauminhalt, aus denen das Öl durch Rohrleitungen selbsttätig in die Schiffe fließt. Den Tanks wird das Öl durch Rohrleitungen zugeführt, die sich bis weit in die Gemarkung Wietze hinein erstrecken. Auch der Tank dieser Gesellschaft am Staatsbahnhof Wietze-Steinförde ist mit den Tanks an der Aller durch eine Rohrleitung verbunden.

Die Belegschaft des Erdölreviers beläuft sich z. Z. auf r. 1150 Mann. Sie besteht nur zum kleinern Teile aus gelernten Arbeitern. Bei dem fast ständigen Arbeitermangel müssen alle Arbeitskräfte, die sich aus der Umgegend oder auf der Durchreise bieten, angenommen werden. Dabei sind die Löhne, insbesondere wenn man die Vorbildung der Arbeiter für ihre Beschäftigung in Betracht zieht, ziemlich hoch, wobei freilich berücksichtigt werden muß, daß sie zu-

meist nur gegen hohes Kostgeld Unterkunft finden können. In Wietze z. B. finden Arbeiter kaum Unterkunft; sie müssen in die weiter abgelegenen Ortschaften nach Winsen, Hambühren, ja bis nach Celle fahren, um dort zu wohnen. Die Löhne betragen durchschnittlich:

	Jahr 1906	1907
für Bohrarbeiter . . .	4,15 M	4,20 M
für Handwerker . . .	4,30 „	4,40 „
für Tagesarbeiter . . .	3,60 „	3,75 „
für jugendliche Arbeiter	2,55 „	2,55 „

Um sich Arbeitskräfte für ihre wachsenden Betriebe zu sichern, haben einzelne Gesellschaften angefangen, Kantinen zu errichten, in denen die Arbeiter gegen geringes Entgelt Wohnung und Unterhalt finden. Neuerdings geht man auch mit dem Gedanken um, Arbeiterfamilienhäuser zu bauen.

### Neuerungen auf dem Gebiete des Dampfkesselwesens.

Mitteilung des Dampfkessel-Überwachungs-Vereins der Zechen im Oberbergamtsbezirk Dortmund zu Esson-Ruhr.

Die bedeutsamen Umwälzungen auf dem Gebiete des Maschinenwesens im Laufe der letzten Jahre haben naturgemäß auch auf den Bau der Dampfkessel ihren Einfluß ausgeübt, zumal hier die Einführung der Dampfüberhitzung den Konstrukteur vor die Lösung neuer Aufgaben stellte. Die nachstehenden Ausführungen wollen deshalb über einige neuere Erscheinungen auf dem Gebiete des Dampfkesselwesens berichten, die in erster Linie für den Steinkohlenbergbau, jedoch auch für die Braunkohlen- und Kali-Industrie von Interesse sein dürften.

Für den Bergwerksbetrieb wurde bisher der Großwasserraum-, in erster Linie der Cornwallkessel mit seinen Abarten, als der geeignetste Dampferzeuger angesehen. Seine Vorzüge für schwankende Betriebe sind auch in dieser Zeitschrift wiederholt aufgezählt worden, sodaß es sich erübrigt, von neuem darauf einzugehen. Bei den wachsenden Ansprüchen an

höhere Spannungen glaubte man zunächst, daß die Verwendung dieser Kesselsysteme dadurch eine Beschränkung erfahren würde: diese Annahme hat sich jedoch nicht bestätigt, denn alle modern eingerichteten Kesselschmieden bauen zur Zeit Flammrohrkessel bis zu 14 und 15 at, und seit einer Reihe von Jahren arbeiten auf den Zechen des Ruhrbezirkes Cornwallkessel mit mehr als 12 at Spannung zur vollkommenen Zufriedenheit ihrer Besitzer. Wesentlich Neues über den Typ ist nicht zu berichten. Durch Einbau von Wellrohren und von gepreßten Böden werden besondere Verankerungen vollständig vermieden und dadurch der Bau einfach gestaltet.

Fig. 1 und 2 zeigen eine Anlage von Zweiflammrohrkesseln, die von der Firma Ewald Berninghaus in Duisburg für ein Braunkohlenbergwerk errichtet worden ist. Die Heizfläche jedes Kessels beträgt 105, diejenige jedes Überhitzers 47 qm, die Dampfspannung 10 at,

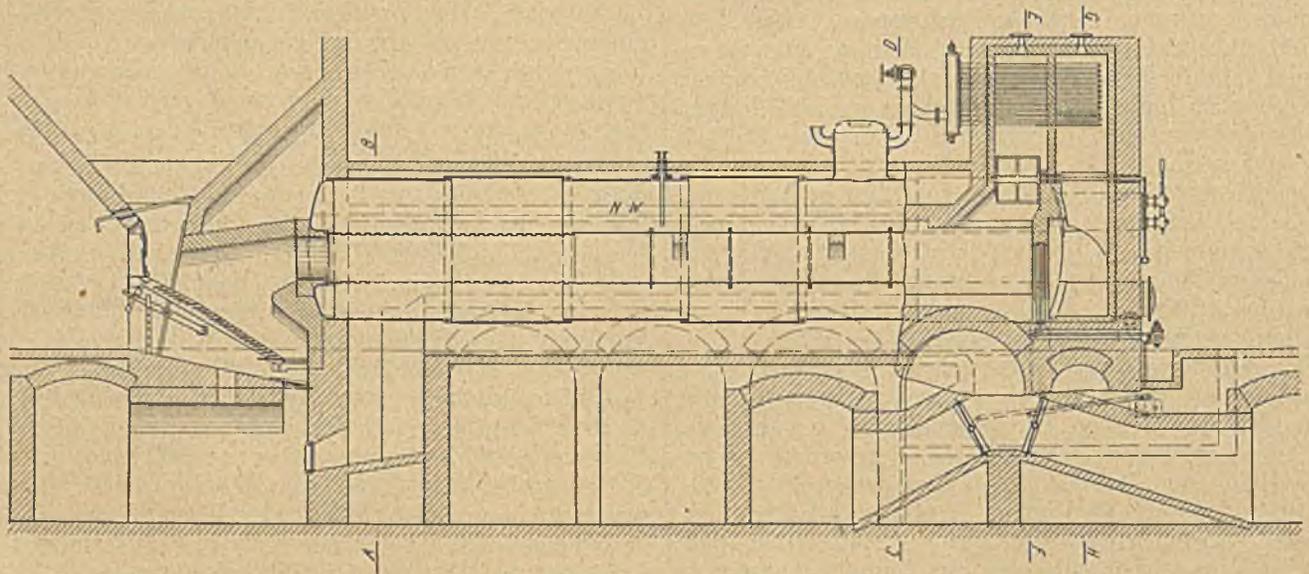


Fig. 1. Zweiflammrohrkessel von E. Berninghaus.

die Länge einschließlich der Bodenwölbungen 12 000, der Durchmesser des Mantels 2200 mm. Zum Beheizen dient minderwertiges Material von etwa 2000 WE. Da die Flugaschenablagerungen sehr reichlich sind, mußte diesem Umstande in weitgehendster Weise durch

die Wahl größerer Zugquerschnitte Rechnung getragen werden (s. Fig. 2). Das obere Drittel des Treppenrostes hat etwas geringere Neigung als die beiden untern. Dadurch wird bezweckt, die Kohlschicht oben etwas stärker zu halten, damit weniger überschüssige Luft

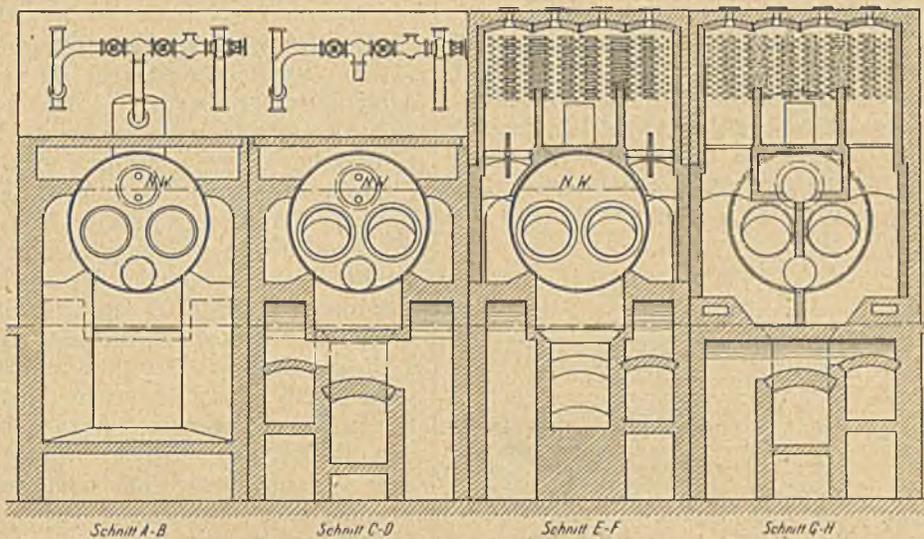


Fig. 2. Zweiflammrohrkessel von E. Berninghaus.

durch die Feuerschicht treten kann. Eingebaute Vertikalschieber geben die Möglichkeit, die Höhe der Kohlschicht in gewissen Grenzen zu regeln. Um beim Stillstand der Kessel, also bei geschlossenem Rauchschieber, ein Hochbrennen der Kohle in die als Kamin wirkenden großen Kohlentrichter zu vermeiden, sind in geringen Abständen voneinander einzelne Quadrateisen eingefügt, die einen vollständigen Rost bilden und die Kohlen des Trichters von der Feuerung trennen.

Die Überhitzerschlangen mußten wagerecht gelagert werden, um die Isolierung ihrer Wandungen durch die

Flugaschenablagerungen zu vermeiden. Die gebotene Rücksichtnahme bei Entfernung der Flugasche führte zur Anlage doppelter Rauchkanäle, sodaß immer einer in gereinigtem Zustande zur Verfügung steht.

Ein Zweiflammrohrkessel von 106 qm Heizfläche und 12 at Überdruck der Firma Jacques Piedboeuf G. m. b. H. in Düsseldorf-Oberbilk ist in Fig. 3 dargestellt. Auf einer Zeche des hiesigen Bezirkes gelangen zur Zeit 8 solcher Kessel zur Aufstellung. Die ersten Schüsse der Flammrohre sind aus Wellrohr hergestellt, während die hintern eine eigenartige Versteifung zeigen, bestehend aus 2 eingewalzten Wellen, welche die Anbringung be-

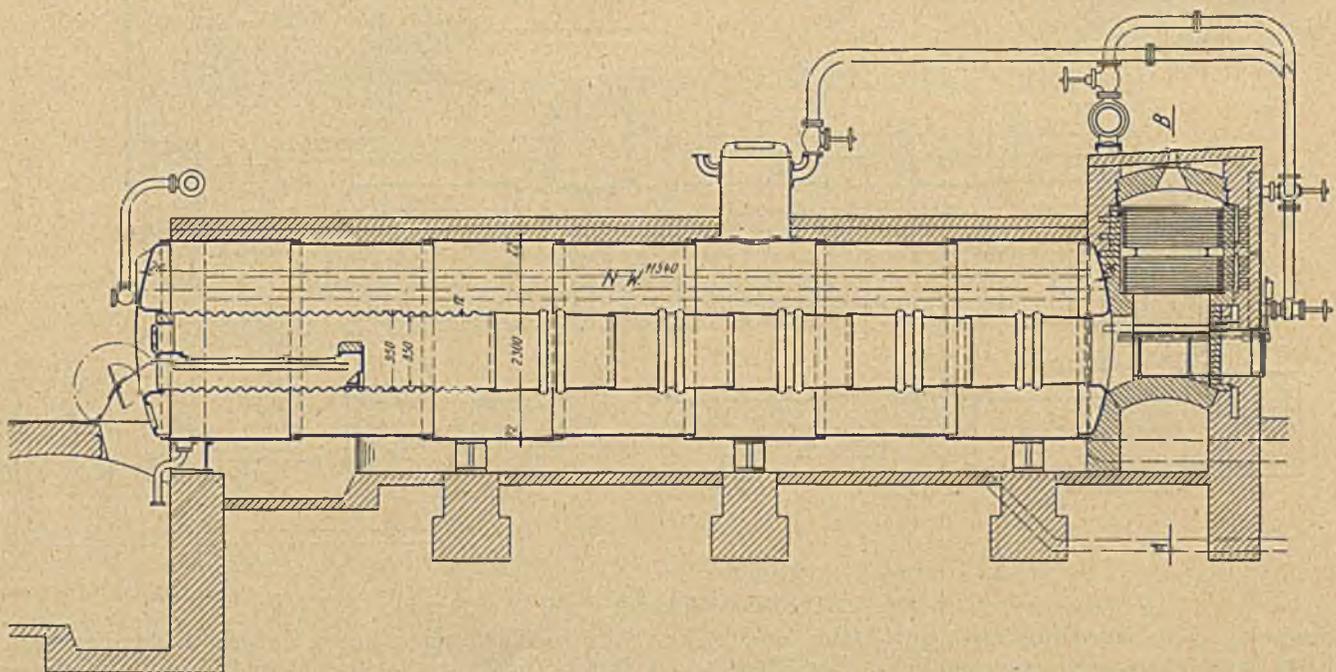
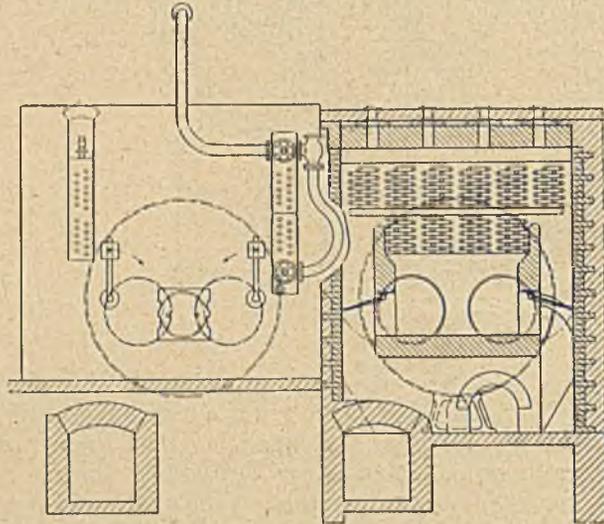


Fig. 3. Zweiflammrohrkessel von J. Piedboeuf.

sonderer Versteifungen in Gestalt von Winkelringen oder Adamsonschen Flanschen überflüssig machen. Der Durchmesser des Mantels beträgt 2300, seine Blechstärke 22 mm, die ganze Länge 11540 mm. Der Unterzug ist durch eine Zunge geteilt, sodaß die Heizgase nach dem Verlassen der Flammröhre auf der einen Seite des Mantels nach vorne, auf der andern nach hinten in den Fuchs streichen. Diese Einmauerungsart wird wohl jetzt meistens bei Flammrohrkesseln gewählt, weil dadurch die Züge weiter werden und sich bequemer reinigen lassen, als wenn der Unterzug durch zwei seitliche Zungen in drei Abteilungen geteilt wird. Die Zeichnungen der Fig. 4 lassen die Wirkungsweise des aus



Hinteransicht

Schnitt A-B

Fig. 4. Zweiflammrohrkessel von J. Piedboeuf.

dem Strom der Feuergase ausschaltbaren Überhitzers erkennen. Die rechte Überhitzerkammer ist geteilt,

sodaß der gesättigte Dampf aus der obern Hälfte dieser Kammer in die damit verbundenen Rohrpartien eintreten und von da in die linke Rohrkammer gelangen kann, die ihn dann der untern Rohrgruppe zuführt. Aus der untern rechten Rohrkammer kann er sodann in überhitztem Zustande entnommen werden.

Die Heizfläche der Zweiflammrohrkessel hat bei etwa 110 qm ihre Grenze erreicht, da man im allgemeinen mit der Länge nicht über 11—11,5 m und mit dem Durchmesser nicht über 2300 mm hinausgeht. Eine Vergrößerung der Heizfläche ist jedoch durch den Einbau eines dritten Flammrohres erreicht worden. Eine solche Konstruktion der Dampfkesselfabrik C. Weinbrenner G. m. b. H. in Neunkirchen, Bezirk Arnsberg, ausgeführt für eine Grube des Siegerlandes ist in Fig. 5 wiedergegeben. Der Kessel besitzt 124. der Überhitzer 38 qm Heizfläche, der Durchmesser am Mantel beträgt 2500, die Wandstärke 19,5 und die Länge 10 000 mm. Der Kessel ist so eingerichtet, daß jedes Flammrohr durch den Hals im vordern Boden herausgenommen werden kann und weist damit den Vorteil auf, daß im Falle von Beschädigungen eine Ausbesserung in verhältnismäßig kurzer Zeit möglich ist, wobei seine Lage im Mauerwerk unverändert beibehalten werden kann. Die Höhenlage der Roste ist so getroffen, daß sich die Hauptroste in den beiden obern Flammrohren bequem bedienen lassen, da sie nur 1 m über dem Kesselhausboden liegen; dadurch wird jedoch eine verhältnismäßig tiefe Lage der untern Feuerung bedingt, an die sich aber der Heizer bald gewöhnen wird. Die Ausführung des Plattenbelages erleichtert zudem noch seine Arbeit besonders beim Abschlacken. Derartige Kessel haben infolge ihrer großen Rostfläche und der Durchdringung des Wasserraumes unterhalb der beiden Flammrohre mit dem dritten Flammrohr eine sehr hohe Leistungs-

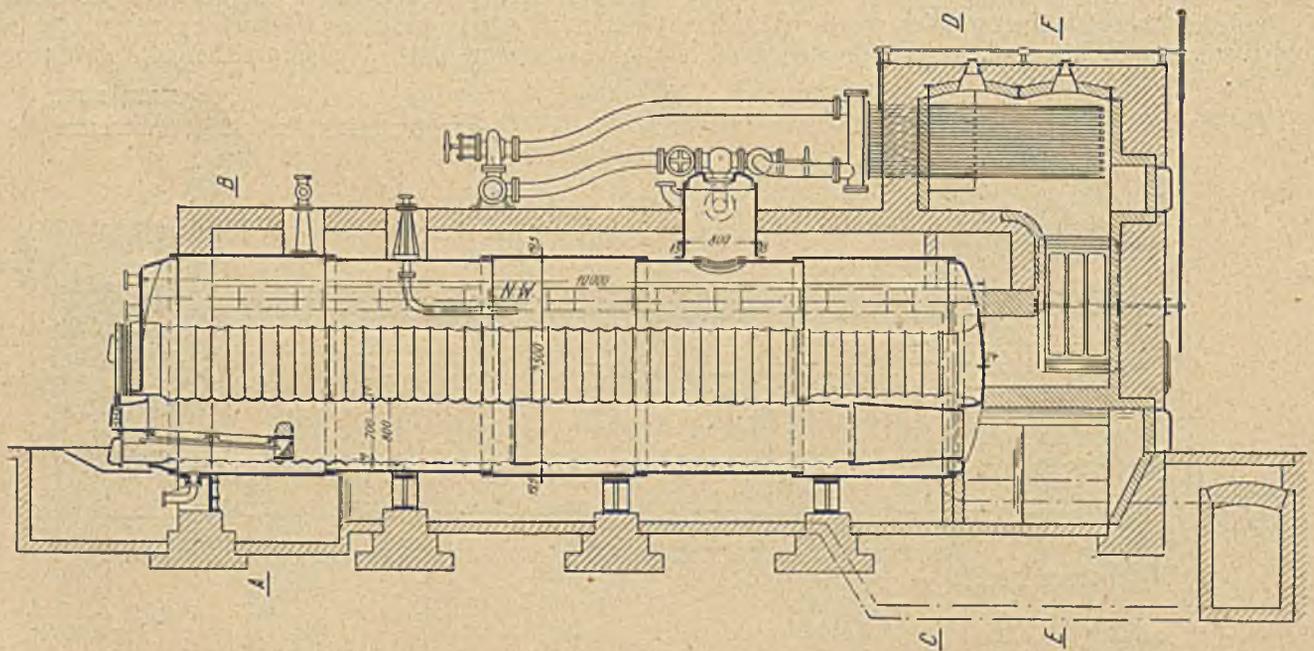


Fig. 5. Dreiflammrohrkessel von C. Weinbrenner.

fähigkeit. Eine Verdampfung von 30 kg und mehr dürfte ohne weiters zu erreichen sein. Der Überhitzer besteht aus gußeisernen, nahtlosen Rohrslangen.

Alle Verdichtungen liegen außerhalb des Feuerraumes. Durch Anordnung des Dampfströmstutzens den ersten und des Austrittstutzens den letzten Schlangen gegen-

über sind die Widerstände und Wege sowie die Richtungswechsel für alle Rohrschlangen dieselben, wodurch gleichmäßige Dampfverteilung in den Rohrschlangen erzielt wird. Zum Ein- und Ausschalten der Überhitzer

aus den Feuergasen und zur Regulierung der Temperatur hat die Firma eine Vorrichtung getroffen, die aus den Schnittzeichnungen der Fig. 6 und 7 zu sehen ist. Sie besteht aus einem derart wirkenden

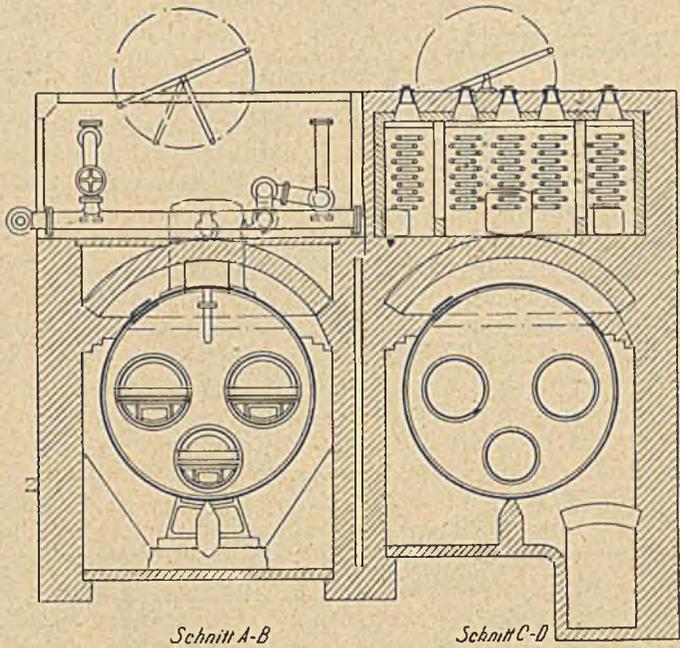


Fig. 6. Dreiflammrohrkessel von C. Weinbrenner.

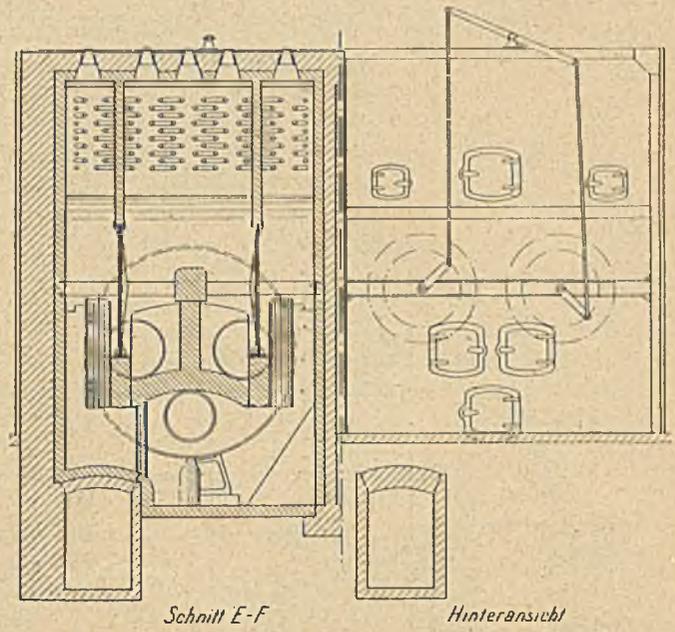


Fig. 7.

Hebelsystem, daß beide Klappen gleichzeitig und symmetrisch zueinander von einer Stelle aus durch Bewegungen nur eines Hebels verstellbar werden, dessen jeweilige Lage die entsprechende Klappenstellung anzeigt. Die Klappen sind in große gußeiserne Rahmen eingebaut und beeinflussen sowohl den Weg zum Überhitzer, als auch von

ihm fort, wodurch die Möglichkeit gegeben ist, ihn vollständig auszuschalten.

Die Aktiengesellschaft H. Pauksch in Landsberg a. d. W. baut Dreiflammrohrkessel nach einem System, wie es Fig. 8 zur Darstellung bringt. Die Heizfläche des Kessels beträgt 125, die des Überhitzers 35 qm, der Be-

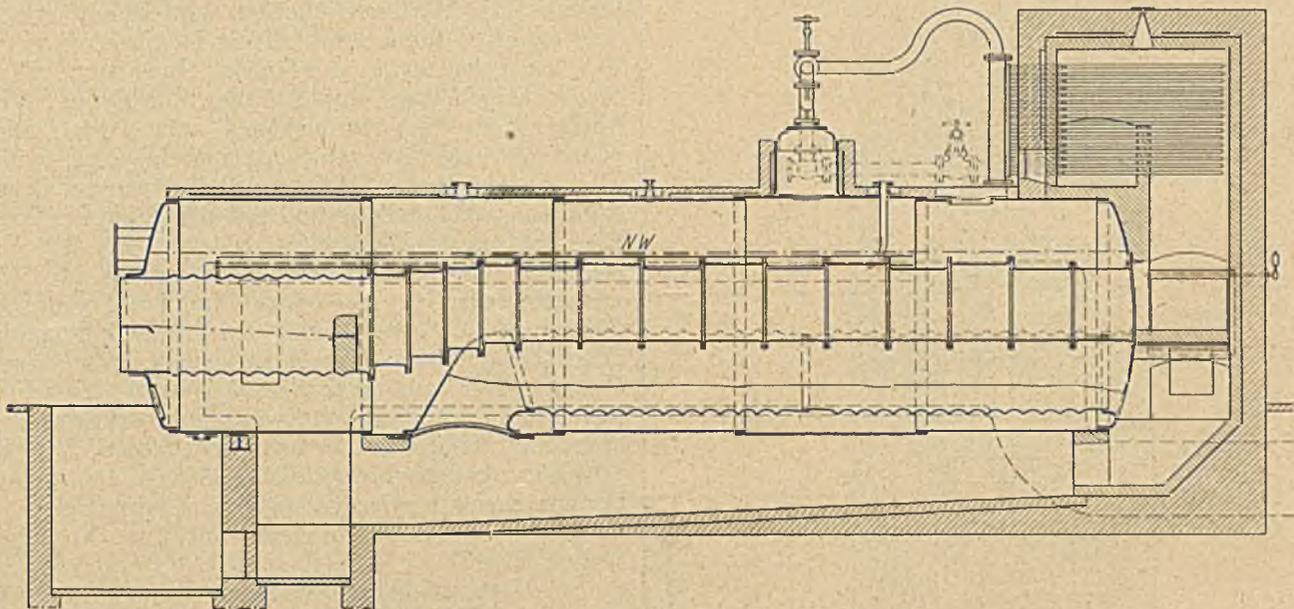


Fig. 8. Dreiflammrohrkessel von H. Pauksch.

triebsdruck 12,5 at, der Durchmesser des Mantels 2500, seine Wandstärke 22,5 und 23 mm. Der Wasserraum unterhalb der Flammrohre wird auf ungefähr zwei Drittel der hintern Kessellänge von dem dritten Feuerrohr durchdrungen, das hier also keinen Rost trägt, sondern von den

Heizgasen nach Verlassen der oberen Flammrohre bestrichen wird. Die Konstruktion vermeidet also die Schwierigkeiten, die bei dem vorher beschriebenen Zweiflammrohrkessel bei Bedienung der Roste entstehen, dagegen ist sie komplizierter. Besonders hervorzuheben sind

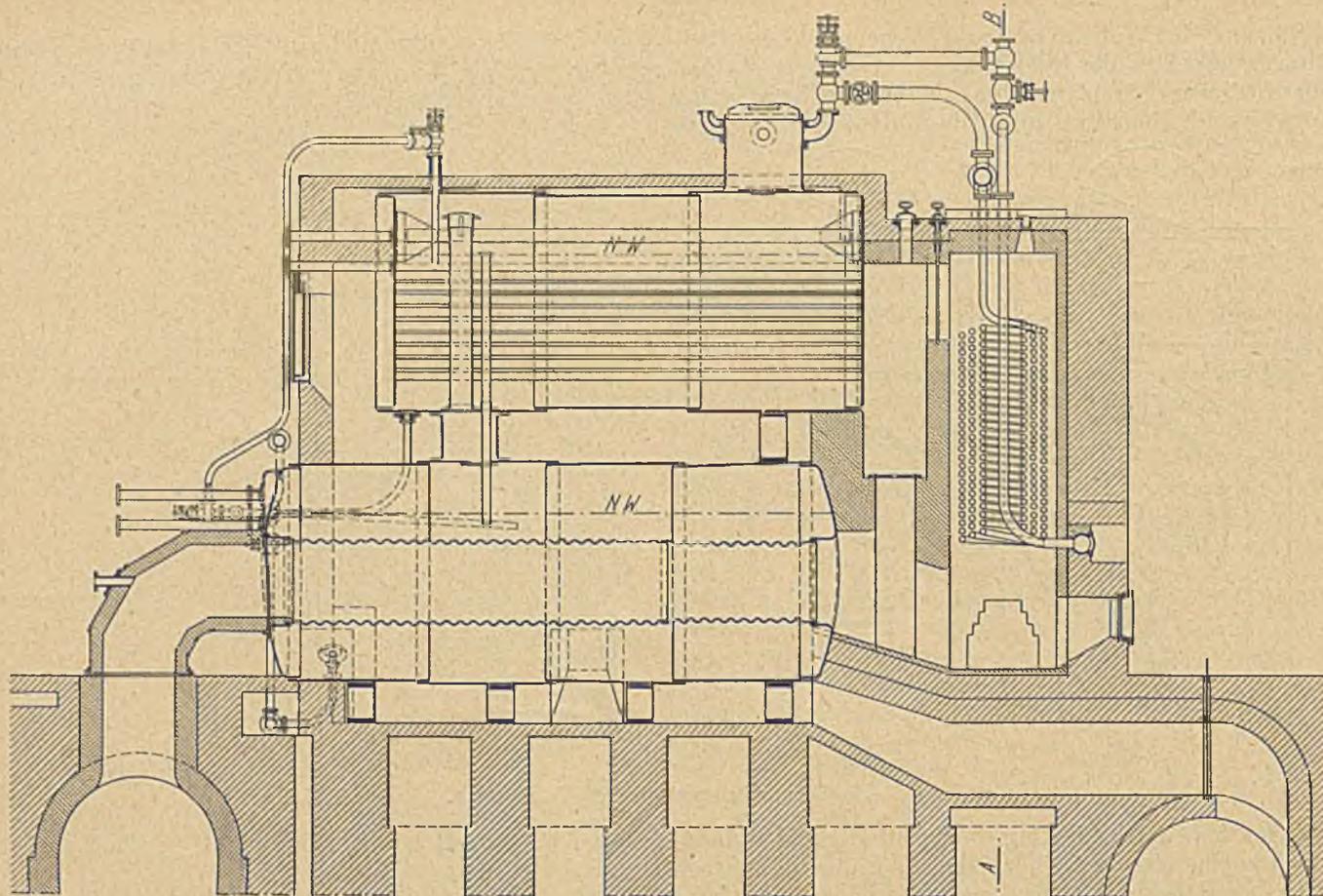


Fig. 9. Doppelkessel von E. Berninghaus.

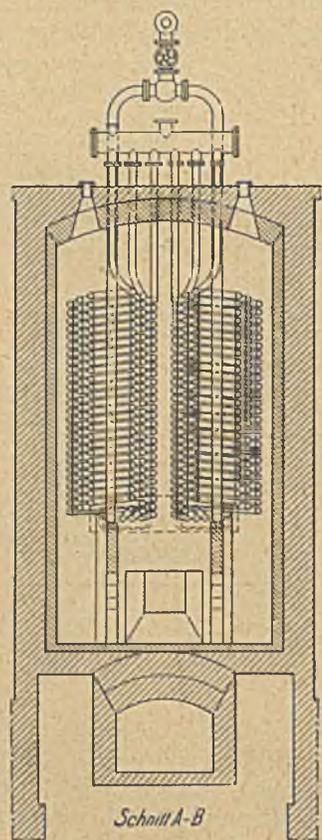


Fig. 10. Überhitzer von E. Berninghaus.

auch noch die eigenartigen Stufenrohre, die von Paucksch zuerst ausgeführt sind und früher durch Patent geschützt waren. Die Wasserzirkulation wird durch eine über den oberen Flammrohren liegende Speisewasserrinne (D. R. G. M.) zwangsläufig gemacht. Die Firma will außer den Vorzügen, die eine kräftige Zirkulation für die Verdampfungsfähigkeit bedeutet, auch noch erreichen, daß die Kesselstein- und Schlammablagerungen hauptsächlich an den gefahrlosen Stellen vor sich gehen, d. h. in der Wasserrinne und auf der Sohle des Kessels. Die Leistungsfähigkeit des Systems, das die Unterbringung einer Heizfläche bis zu annähernd 140 qm gestattet, wird zu 28—30 kg Dampf auf 1 qm Heizfläche und für eine Stunde bei einer Brennmaterialausnutzung von 73—75 pCt angegeben. Als besonderer Vorzug wird auch noch die Möglichkeit des schnellen Anfeuerns gegenüber dem Zweiflammrohrkessel hervorgehoben. Professor Lewicki in Dresden hat durch Vergleichversuche festgestellt, daß sich die Anheizzeit bis zur Erzielung der vollen Dampfspannung

bei Zweiflammrohrkesseln auf 1 st 30 min

„ Drei „ „ 56 „

und die Zeit für den vollständigen Temperaturengleich bei Zweiflammrohrkesseln auf 4 st 27 min

„ Drei „ „ 2 „ 27 „

beläuft. Die Kessel waren jedesmal Abends vor dem Tage des Versuches außer Betrieb gesetzt worden. Der Dreiflammrohrkessel hat mithin 1,6 mal schneller „Dampf gemacht“ und über 1,8 mal schneller den Temperaturengleich herbeigeführt, oder genau 2 Stunden Zeit weniger gebraucht als der Zweiflammrohrkessel.

Einer der Nachteile, die dem Flammrohrkessel anhaften, ist bekanntlich sein großer Raumbedarf, der ihm in dem Wasserrohrkessel einen scharfen Gegner hat erstehen lassen. Um die Grundfläche besser ausnutzen zu können, ist man zur Aufstellung von Doppelkesseln geschritten, u. z. so, daß sich über dem eigentlichen Flammrohrkessel noch ein zweiter Kessel befindet. Für diesen wählt man meistens einen Heizrohrkessel, um die schon abgekühlten Heizgase an dünnere Heizflächen zu bringen. Eine solche Konstruktion geben die Fig. 9 und 10 aus der Dampfkesselanlage einer Ruhrkohlenzeche wieder. Die Kessel sind von der Firma Ewald Berninghaus für 13 at Überdruck gebaut, liefern also einen Beweis für das weiter oben Gesagte, daß auch die Steigerung der Dampfspannung dem Bau des Großwasser-raumkessels noch keine Grenze gesetzt hat. Die Heizfläche jedes Kessels beträgt 271 qm, der Durchmesser des Unterkessels 2400 mm, die Wandstärke 25, die Länge 6500 mm. Der Oberkessel ist 1 m kürzer bei sonst gleichen Abmessungen. Hier ist also etwa das Zweieinhalbfache der Heizfläche eines normalen Zweiflammrohrkessels auf kleinem Raume untergebracht. Indessen ist die quantitative Leistung auf 1 qm der Heizfläche geringer als bei den zuletzt genannten Kesseln, was sich daraus erklärt, daß man für die Bemessung der Rostfläche bei Innenfeuerung an eine bestimmte Grenze gebunden ist. Im vorliegenden Falle werden die Kessel durch Koksofengase beheizt. Die Dampf- und Wasserräume beider Kessel sind getrennt gehalten, ebenso erfolgt die Speisung jedes Systems für sich.

Der Überhitzer ist als Spiralrohr-Überhitzer gebaut, eine Konstruktion, welche die Firma gewöhnlich anwendet. (Fig. 10) Er arbeitet nach dem Prinzip der Gegenstrom-Überhitzer, d. h. der Satteldampf strömt vom Sammelrohr aus gleichmäßig durch die parallel geschalteten Spiralen nach unten und durch die innen gelagerten Steigrohre überhitzt nach oben. Spiralen und Steigrohre sind unten in Sammelstücken zusammengefaßt, die ein Entwässern ermöglichen. Die Heizgase gelangen nach dem Verlassen des Unterkessels direkt an die untern Überhitzerrohre. Eine Regulierung der Temperatur ist dadurch möglich, daß der aufsteigende Schacht, wie aus der Fig. 9 ersichtlich, von gußeisernen Platten abgedeckt wird, sodaß ein kleineres oder größeres Gasquantum durch den Überhitzer hindurchgeführt werden kann, während der Rest der Gase unmittelbar durch die von den Gußplatten frei gelassenen Schlitze zum Oberkessel steigt. Die Bedienung dieser gußeisernen Platten erfolgt von oben her durch Schlitze im Mauerwerk, die durch Sandverschlüsse abgedichtet werden. Die Verbindung des Raumes im obern Teil des Überhitzers mit dem Oberkessel kann durch einen Schieber geschlossen werden, der, wenn Kessel und Überhitzer zusammen in Betrieb sind, vollständig aus dem Gehäuse herausgezogen werden kann, während die Öffnung ebenfalls durch einen Sandverschluß abgedichtet wird. Wechselklappen, die sich bekanntlich unter dem Einfluß der Hitze oft verziehen und verbrennen, sind demnach gänzlich vermieden. Außerdem sind Vorkehrungen getroffen, die ein Auswechseln der Spiralen ohne Mauerwerkzerstörung erlauben. Zu diesem Zweck ist über dem

Überhitzer im Mauerwerk ein gußeiserner konischer Kasten eingemauert, der, wenn die Überhitzer einmontiert sind, mit Schamottesteinen ausgefüllt wird. Zum Auswechseln der Spiralen ist es dann nur erforderlich, einen Teil der Schamottesteine aus dem gußeisernen Kasten herauszunehmen. Diese Arbeiten können vorgenommen werden, während der Kessel selbst im Betriebe bleibt, da es möglich ist, den Überhitzer vollkommen abzuschließen, wozu man nur oben den Schieber einzusetzen und die Verbindung unten zwischen Kessel und Überhitzer durch eine kleine Mauer abzusperren braucht.

In letzter Zeit sind auch auf einer Zeche Westfalens Doppelkessel, bestehend aus zwei übereinanderliegenden Zweiflammrohrkesseln aufgestellt worden. Ergebnisse über ihre Verdampfungsfähigkeit liegen jedoch noch nicht vor.

Für kleinere Nebenbetriebe, z. B. wenn die Platzfrage eine Rolle spielt, namentlich aber für Abteufzwecke, wo gutes Speisewasser oft noch nicht zu beschaffen ist, dürfte eine Konstruktion der bereits genannten

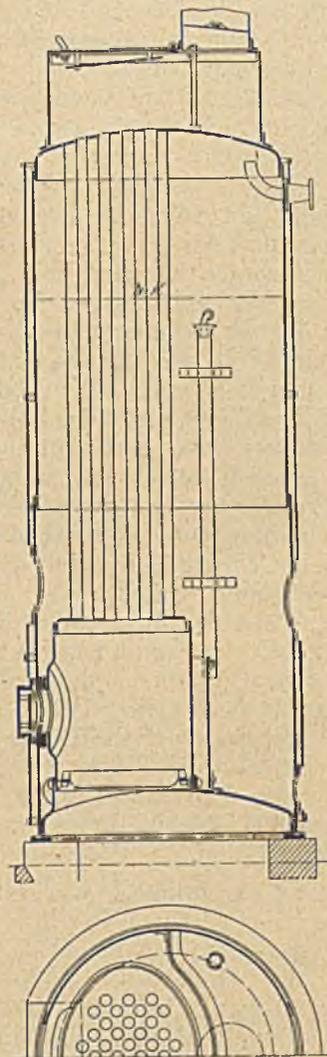


Fig. 11. Stehender Heizrohrkessel von C. Weinbrenner.

Firma Weinbrenner wertvoll sein, die eine Umgestaltung und Verbesserung des so häufig angewandten Feuerbüchskessels mit vorgehenden Heizrohren bedeutet. In Fig. 11 ist ein solcher Kessel (D. R. P. Nr. 43 805) dargestellt.

Die elliptische Feuerbüchse ist hier seitlich angeordnet, sodaß hinter ihr ein Raum verbleibt, der selbst bei kleinen Ausführungen noch durch ein Mannloch befahrbar ist. Das Speiserohr mündet etwa 100 mm unterhalb des niedrigsten Wasserstandes in ein oben trichterartig erweitertes Rohr. Das Speisewasser ist gezwungen, dieses Rohr nach unten zu durchstreichen, wobei es bis auf die Wassertemperatur des Kessels vorgewärmt wird. Die Firma will durch dieses System, das in den Grenzen von 4 bis etwa 70 qm ausführbar ist, folgende Vorzüge erreichen: Bei den gewöhnlichen stehenden Rohrkedeln mit in der Mitte konzentrisch angeordneter Feuerbüchse stehen die Heizflächen mitten im Kessel; hier steigt also das Wasser in einem starken Strome auf, um rings am Kesselmantel entlang wieder nach unten zu fließen. Der dazu zur Verfügung stehende Raum ist aber eng, zudem hindert der aufsteigende Wasserstrom den zurückfließenden. Die Folge davon ist ein starkes Wallen und Kochen des Wassers, das fortwährend in den Dampfraum geschleudert wird und den Dampf naß macht. Bei den stehenden Rohrkedeln des Patents Weinbrenner hingegen findet das zurückfließende Wasser infolge der seitlichen Lage der Heizfläche in dem von Heizfläche nicht durchzogenen Teil des Kessels genügend Platz; auch tritt es hier nur an einer Seite in Berührung mit dem aufsteigenden Wasserstrom. Die Folge davon wird ein ruhiger, gleichmäßiger Umlauf des Wassers sein, und der Dampf wird in trockenem Zustande entzogen werden können. Die Anordnung des Speiserohres bewirkt eine gute Vorwärmung des Speisewassers, die zur Schonung des Kessels beiträgt. Auch wird ein Teil der Kesselsteinbildner durch die Erhitzung ausfallen und, ohne überhaupt an die Heizflächen zu gelangen, in den halbmondförmigen Sammelraum sinken, wo eine Entfernung leicht zu bewirken ist. Endlich ist es von wesentlichem Vorteil, daß die Feuerbüchse fast rings herum zugänglich ist und die Reinigung der Feuerbüchsendecke wirksamer erfolgen kann, als es bei den alten Systemen durch die Reinigungsöffnungen möglich war. Auch die Entfernung von Ruß aus den Heizrohren läßt sich leicht bewerkstelligen, weil der Kamin seitlich angebracht ist. Der Raum über den Rohren ist durch einen Klappen-deckel verschlossen, nach dessen Öffnung man bequem senkrecht von oben in die Rohre hineinstoßen kann; bei stehenden Kesseln der ältern Systeme steht der Kamin mitten über dem Kessel auf einem konischen Untersatz, sodaß die meisten Rohre nur seitlich durch Klappen zugänglich sind.

Der reine Wasserrohrkessel war bisher nicht nur auf den Zechen des hiesigen Bezirks, sondern auch in andern Bergwerksgebieten nicht im gleichen Maße vertreten wie der Großwasserraumkessel, in erster Linie der Cornwallkessel. Im Oberbergamtsbezirk Dortmund sind etwa 80 pCt aller feststehenden Dampfkessel Flammrohrkessel oder Unterarten davon und 10 pCt Wasserrohrkessel, der Rest umfaßt kombinierte und andere Systeme. Diese Erscheinung findet darin ihren Grund, daß sich für den stark schwankenden Bergwerksbetrieb ein Kessel mit großen Wasser- und Dampfäumen am besten eignet, denn er wird sich

am leichtesten allen Anforderungen des Betriebes anpassen. Flammrohrkessel bedürfen zudem einer weniger sorgfältigen Wartung als Wasserrohrkessel. Auch minderwertiges Speisewasser, insbesondere solches, das Kesselstein absetzt, läßt sich in ihnen eher verwenden als in Wasserrohrkedeln. In letzter Zeit hat aber vielfach die Einführung der Elektrizität zur Zentralisierung des ganzen oder doch wenigstens bedeutender Teile des Betriebes geführt. Daraus ergab sich die Notwendigkeit, Maschinen neuester Konstruktion aufzustellen, die hohe Dampfspannungen verlangen. Auch die Überhitzung trat hinzu. Wenn nun auch, wie bereits erwähnt wurde, unsere Kesselschmieden ohne weiters in der Lage sind, Flammrohrkessel bis zu 14 und 15 at zu bauen, über welche Zahl hinaus die Spannung des Dampfdrucks zur Zeit noch nicht gestiegen ist, so scheut man sich doch vielfach, für solche hohen Drücke Großwasserraumkessel anzuwenden. Die Bleche werden sehr dick und teuer und die Kessel sehr schwer. Auch Reparaturen gestalten sich nicht mehr so einfach, weil man bei ihnen auf die Handnietung angewiesen ist. Damit dürfte es zusammenhängen, das in neuerer Zeit Wasserrohrkessel mehr als früher im Bergwerkbetriebe für Zentralen Verbreitung finden. Dazu kommt noch, daß nach Angabe der Lieferanten durch Anbringung von Verbesserungen die Leistungsfähigkeit des Rohrkedels gestiegen sein soll. Nimmt man als Brennmaterial Ruhrkohle und setzt voraus, daß sie bis zu 70 pCt ihres Heizwertes ausgenutzt wird, so rechnete man bisher bei Flammrohrkedeln mit einer betriebmäßigen Verdampfung von 21—22 kg, bei Wasserrohrkedeln dagegen nur mit einer solchen von 14—15 kg für 1 qm Heizfläche und Stunde. Neuerdings geben jedoch die Rohrkedel-Lieferanten höhere Zahlen an, die durch

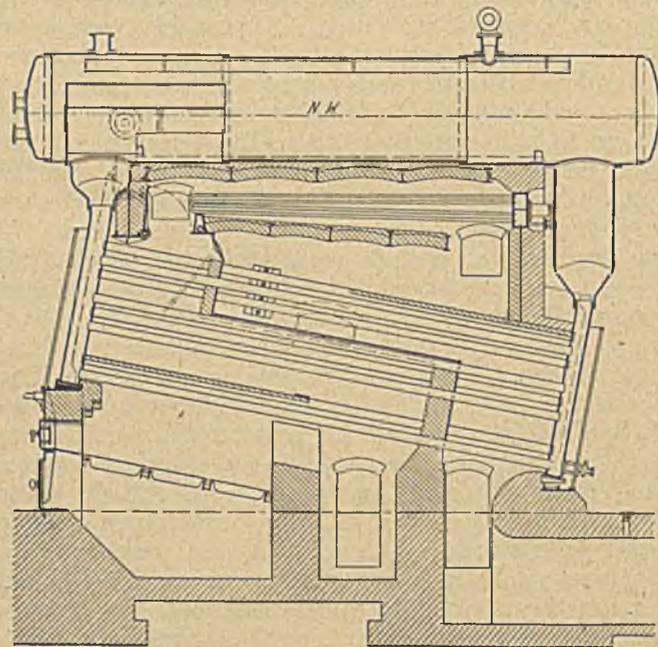


Fig. 12. Steinmüllerkessel.

Versuche zu bestätigen, der Verein noch keine Gelegenheit hatte. Man ist zu einer neuen Gruppierung der Heizrohre übergegangen und teilt das Rohrbündel in 2—3 Unterabteilungen. Fig. 12 zeigt einen

solchen neuen Kessel der Firma L. & C. Steinmüller in Gummersbach. Die untersten Rohrreihen werden mehr als bisher vom Feuer umspült, wodurch die Wasserzirkulation lebhafter wird, unterstützt durch passende Wahl der Querschnitte von Wasserkammern und Verbindungstutzen. Die Firma will eine Leistung von 20–25 kg für 1 qm Heizfläche bei einem

Nutzeffekt von 70–75 pCt garantieren. Der Kessel ist seiner sonstigen Konstruktion nach bekannt, sodaß weitere Angaben überflüssig sind.

Einen nach entsprechenden Grundsätzen umgebauten Einkammerkessel der Düsseldorf-Ratinger Röhrenkessel-fabrik, vorn. Dürr & Co. zeigt Fig. 13. Insbesondere die Schnittzeichnung (Fig. 14) läßt erkennen, wie durch

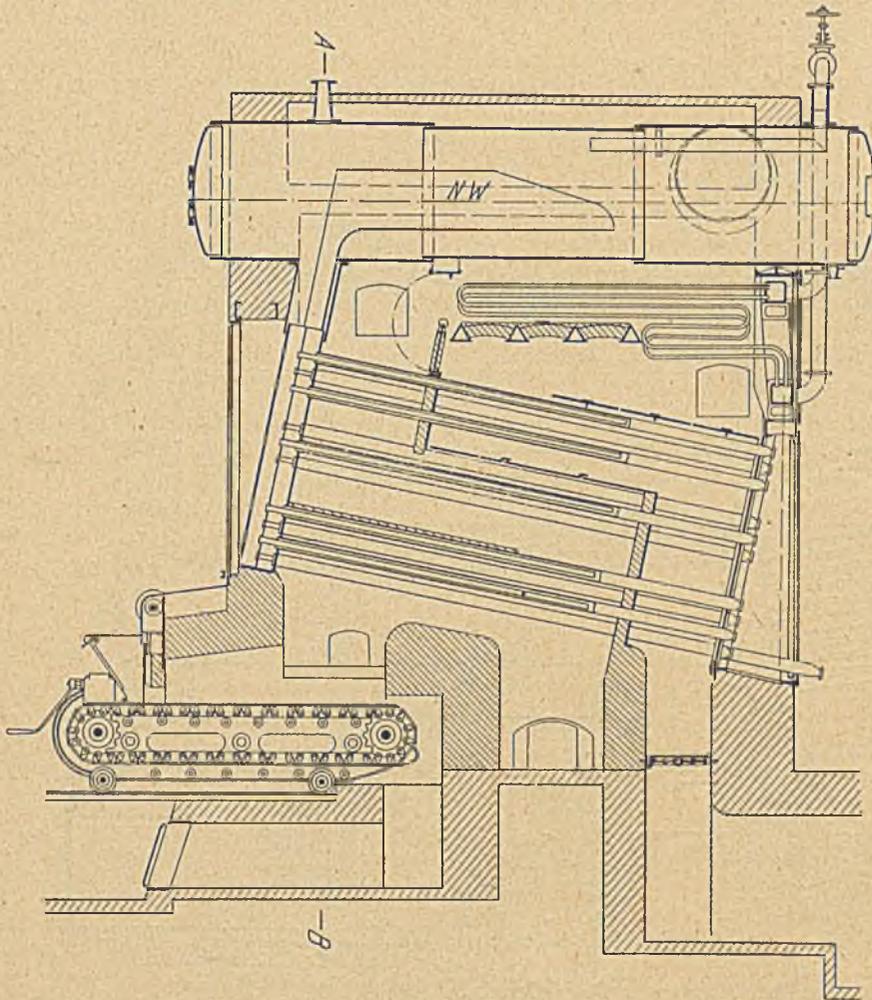


Fig. 13. Dürrekessel.

Weglassen verschiedener Rohre der untersten Rohrreihe eine größere Anzahl von Wasserrohren unmittelbar ins Feuer gebracht wird. Auch diese Firma will eine Dampfmenge von 20–26 kg auf 1 qm Heizfläche erzielen. Der hier dargestellte Kessel ist mit einem Kettenrost ausgerüstet, der später noch erwähnt werden wird. Während die Zirkulation bei allen Zweikammerkesseln so vor sich geht, daß Wasser- und Dampfblasen aus dem Rohrsystem in die vordere Wasserkammer gelangen, von hier durch den Verbindungstutzen in den Oberkessel steigen und durch den hintern Verbindungstutzen und die hintere Wasserkammer dem Rohrsystem wieder zugeführt werden, verlangt das Einkammersystem zur Herstellung der Zirkulation eine Trennung der vordern Wasserkammer durch eine Scheidewand, sowie das Einbringen eines Speiserohres in jedes einzelne Siederohr. Sind zwei Oberkessel vorhanden, so wird meist vorne in dem rechten gespeist, in den auch das Dampf- und Wassergemisch vom Rohrsystem durch den

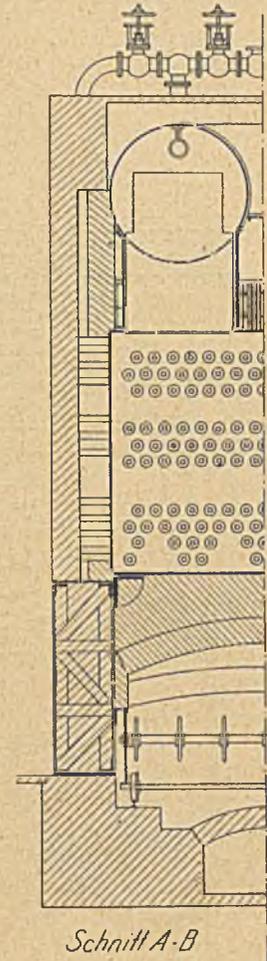


Fig. 14. Dürrekessel.

hintern Teil der Wasserkammer eintritt. Durch die plötzliche starke Erwärmung des Speisewassers soll sich hier schon ein Teil des Schlammes und der kesselsteinbildenden Substanzen ausscheiden. Das Speisewasser durchzieht dann den rechten Oberkessel von vorne nach hinten, tritt durch den Verbindungstutzen in den linken Oberkessel, durchströmt ihn von hinten nach vorne und gelangt erst von hier in den vordern Teil der Wasserkammer, aus der es durch die Speiserohre den einzelnen Siederohren zugeführt wird.

Die beiden angeführten Beispiele für neuere Konstruktionen von Wasserrohrkesseln mögen hier genügen. Naturgemäß sind auch andere Fabriken dazu übergegangen, in ähnlicher Weise die Leistungsfähigkeit ihrer Systeme zu erhöhen.

Es war ein naheliegender Gedanke, die Vorzüge des Großwasserraum- und des Wasserrohrkessels, die jeder von beiden aufzuweisen hat, in einem kom-

binierten System zu vereinigen. Als eine der bekanntesten Lösungen dieser Aufgabe ist der MacNicol-Kessel zu bezeichnen, dessen Bau in der Originalausführung des Ingenieurs MacNicol hauptsächlich von der Firma Petry-Dereux und in etwas abgeänderter Form von der Rheinischen Dampfkessel- und Maschinenfabrik Büttner G. m. b. H. in Uerdingen a. Rh. ausgeführt wird. Neuerdings wird er auch von anderen Firmen

entweder in der Originalbauart oder in etwas umgeänderter Konstruktion hergestellt.

Der Bergwerkbetrieb stellt, wie schon hervorgehoben wurde, als eine der Hauptaufgaben an die Dampfkessel die Forderung, sich den verschieden starken Betriebschwankungen während eines Arbeitstages anpassen zu können. Dazu ist großer Wasser- und Dampfraum notwendig. Vergleicht man einen

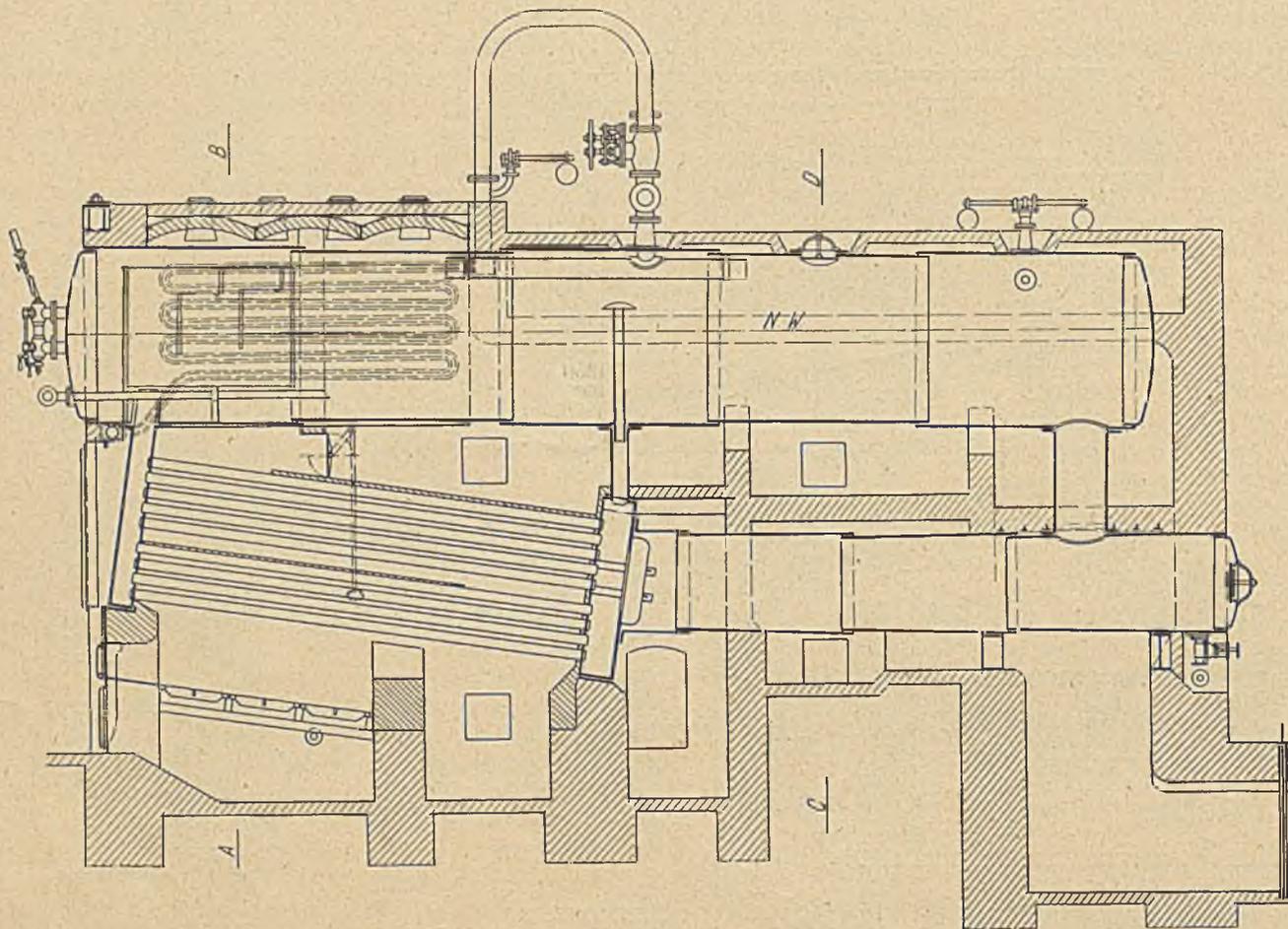


Fig. 15. MacNicol-Kessel von Petry-Dereux.

Flammrohrkessel, einen MacNicol-Kessel und einen Wasserrohrkessel von je 100 qm Heizfläche und 8 at Überdruck miteinander, so ergeben sich nach einer Zusammenstellung der Firma Petry-Dereux die Wasserfassungen für den:

Flammrohrkessel	zu 19 200 kg
MacNicol-Kessel	„ 13 060 „
Wasserrohrkessel	„ 5 160 „

Hierbei ist zu berücksichtigen, daß bei plötzlicher starker Dampfnahme die beiden letzten Systeme infolge der lebhafteren Wasserzirkulation schneller in der Lage sind, dem frisch zugeführten Speisewasser wieder die nötige Verdampfungswärme zu geben. Immerhin lassen die Zahlen erkennen, daß der MacNicol-Kessel dem eigentlichen Rohrkeßel, was die Wasser- und Dampfreserve anlangt, überlegen ist.

In Fig. 15 und in den Schnittzeichnungen 16 und 17 ist die Originalausführung der Firma Petry-Dereux G. m. b. H. in Düren wiedergegeben. Die geneigte Lage des Rohrsys-

tems, das dem ersten Feuer ausgesetzt ist, bewirkt ein lebhaftes Aufsteigen von Wasser und Dampf aus den Rohren durch die vordere Wasserkammer in den Oberkessel, während die Rohre aus den direkt an die hintere Wasserkammer anschließenden Siedern neues Wasser erhalten. Den Siedern selbst fließt aus dem Oberkessel wieder Wasser zu, wodurch ein ununterbrochener Umlauf erreicht wird.

Der hier in zwei Teile geteilte Überhitzer liegt vorne neben dem Oberkessel (s. Fig. 16), während er sonst vielfach oben auf den Kessel gelegt wird. Diese Anordnung hat den Vorteil, daß die großen Abkühlungsflächen des Mauerwerks vermieden werden, die der Aufbau auf den Kessel mit sich bringt, aber wohl auch den Nachteil, daß das vordere Drittel des Oberkessels der Zugänglichkeit und bequemen Reinigung Schwierigkeiten bereitet.

In gleicher Ausführung wie die Firma Petry-Dereux stellt auch die Commandit-Gesellschaft auf Aktien,

Walter & Co. in Delbrück bei Köln MacNicol-Kessel her.

Alle alten Anlagen von einfach runden, liegenden oder aufrecht stehenden Kesseln oder von Kesseln mit unterhalb gelegenen Vorwärmer-Rohren lassen sich ohne große Zerstörung des Mauerwerks in MacNicol-Kessel umbauen, wodurch die Leistungsfähigkeit gegen

diejenige der bisherigen Anlage wesentlich gesteigert werden kann. Nachstehende Tabelle, welche die Firma Walter & Co. herausgegeben hat, zeigt die Hauptabmessungen der MacNicol-Kessel in den verschiedenen Größen, sodaß danach schnell übersehen werden kann, welche Heizfläche beim Vorhandensein zylindrischer Kesselkörper irgend welcher Art zu erzielen ist.

Wasserberührte Heizfläche			Maße 1						Siederohre			Mauerwerk			Erforderliches Mauerwerk		An-näherndes Gewicht ohne Verbindlichkeit
gesamte	in Ober- und Unterkessel	in den Siederohren	Oberkessel			Unterkessel			Anzahl	Durchmesser	Länge	Länge	Breite	Höhe	gewöhnliches	feuerfestes	
			Durchmesser	Länge	Anzahl	Durchmesser	Länge	Anzahl									gewöhnliches
qm	qm	qm	mm	mm		mm	mm		mm	mm	mm	mm	mm	cbm	cbm	10 at	
80	30,50	49,50	1150	8000	1	900	4000	1	48	95	4000	9500	2510	3880	67,5	5,5	13000
90	26,30	63,70	1200	8900	1	950	4950	1	54	95	4000	9650	2680	3880	71	6,2	14000
105	29,20	70,80	1200	9000	1	900	5000	1	63	95	4000	9000	2850	3980	71	6,5	16600
120	36,50	83,50	1300	9000	1	950	5250	1	75	95	4000	9750	3275	3980	80	7,5	19200
150	47,40	102,00	1350	10250	1	1000	6000	1	87	95	4250	10750	3445	3980	90	8,0	21200
170	52,00	118,00	1550	10250	1	1000	5900	1	88	95	4500	11000	3275	4380	98	8,2	24900
200	54,00	146,00	1600	10250	1	800	6000	2	116	95	4250	11150	3955	4430	106	9,35	28200
258	51,00	204,00	1600	10900	1	850	6000	2	152	95	4500	11150	4380	4580	113	11,0	29900

<sup>1</sup> Die angegebenen Maße können aus dem verfügbaren Raum entsprechende Abänderungen erfahren.

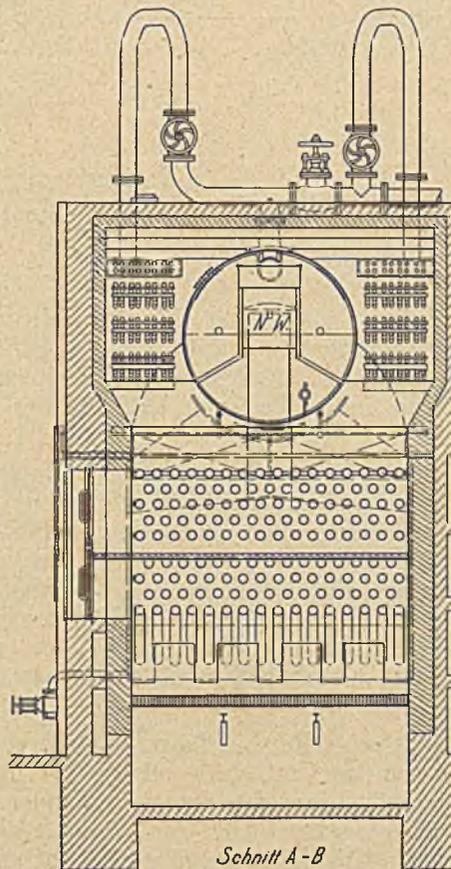


Fig. 16. MacNicol-Kessel von Petry-Dereux.

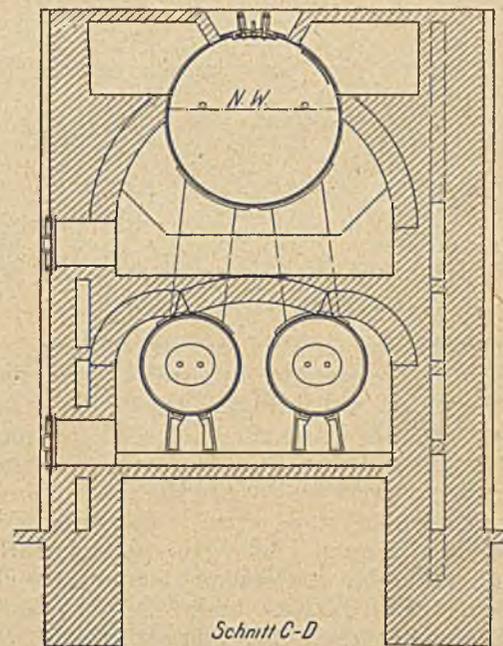


Fig. 17. MacNicol-Kessel von Petry-Dereux.

Fig. 18 zeigt einen MacNicol-Kessel, wie ihn die Firma A. Hering G. m. b. H. in Nürnberg baut. An Stelle von einem oder zwei nebeneinander liegenden Siedern, die in die hintere Wasserkammer münden und direkt mit dem Oberkessel verbunden sind, ist hier

eine ganze Batterie angeordnet. Damit ist allerdings eine Vergrößerung des Wasserinhaltes und auch der Heizfläche erreicht worden, jedoch wohl auf Kosten der Lebhaftigkeit der Wasserzirkulation, denn das Wasser muß nunmehr, nachdem es den Oberkessel

verlassen hat, durch die ganze Batterie von Siedern hindurch, wobei es wiederholt seine Richtung zu wechseln hat. Auch hier ist eine neue Gruppierung der Wasserrohre gewählt, sodaß unten nur eine Rohr-

reihe im vollen Feuerstrom liegt und auch das obere Bündel nochmals in zwei Gruppen unterteilt ist.

Die Büttnersche Konstruktion unterscheidet sich von der vorhergehenden dadurch, daß die hintern Sieder

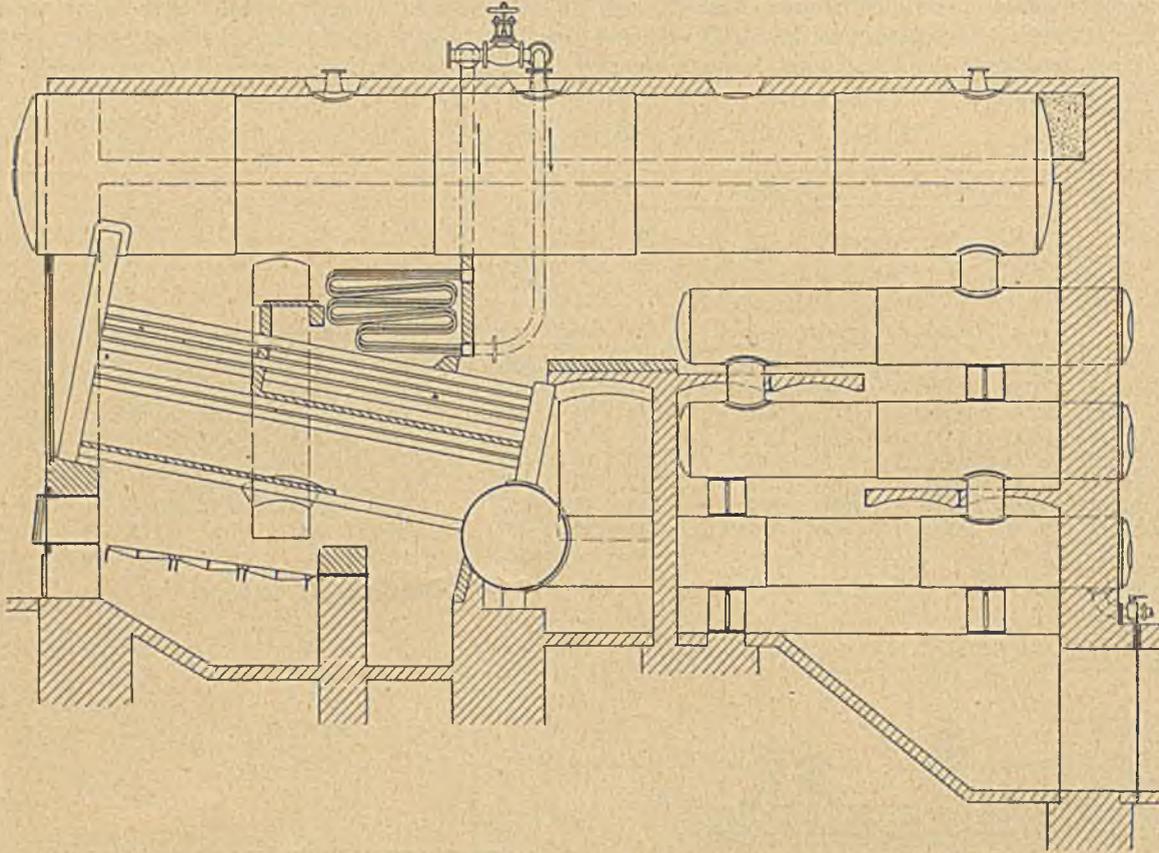


Fig. 18. MacNicolkessel von A. Hering.

nicht unmittelbar an die Wasserkammer anschließen, sondern von ihr getrennt sind. Während bei der Originalausführung die Verbindung der hintern Wasserkammer mit dem Oberkessel nur den Zweck hat, die sich in der Wasserkammer entwickelnden Dampfblasen nach oben abzuführen, ohne die Zirkulation des Wassers zu beeinflussen, erweitert Büttner diese Verbindung und setzt auf die Sieder auch vorne noch einen Verbindungstutzen auf.

Mit dem Büttnerschen Großwasserraumkessel hat der Verein Versuche angestellt. In der Veröffentlichung darüber<sup>1</sup> ist auch eine Zeichnung des Systems enthalten, weshalb sich an dieser Stelle eine Wiederholung erübrigt. Der Umlauf des Wassers findet so statt, daß das im Rohrsystem sich entwickelnde Wasser- und Dampfgemisch durch die vordere Wasserkammer in den Oberkessel gelangt und von dort über eine Führungsrinne durch den vordern Verbindungstutzen in den Unterkessel sinkt. Diesen verläßt es durch den hintern Verbindungstutzen, um wiederum in den Oberkessel zu steigen, von wo es durch das Rücklaufrohr dem hintern Verbindungstutzen des Rohrsystems wieder zugeführt wird. Der Wasserumlauf geht also hier in der Form einer 8 vor sich. Bei den soeben erwähnten Versuchen wurden auf 1 qm Heizfläche und Stunde

mehr als 19 kg Wasser verdampft, bei 8,56 facher Verdampfung und einer Ausnutzung von 70,5 pCt. Eine Steigerung der quantitativen Leistung wäre ohne weiters möglich gewesen, woraus sich ergibt, daß das System in seiner Leistung kaum hinter dem Flammrohrkessel zurückbleibt.

Auch die Firma Steinmüller in Gummersbach hat begonnen, den Bau von Mac Nicol-Kesseln aufzunehmen, und zwar nach einem Typ, wie ihn Fig. 19 erkennen läßt. Er unterscheidet sich von dem Original-Mac Nicol-Kessel nur dadurch, daß der Sieder nicht vor die hintere Wasserkammer stößt, sondern über ihr liegt. Im übrigen stimmen Aufbau und Wasserzirkulation mit dem Kessel der Firma Petry-Dereux überein.

Mechanische Rostbeschickungsvorrichtungen waren bis vor kurzem auf den Zechen des rheinisch-westfälischen Industriebezirks kaum vorhanden. Der Grund ist darin zu suchen, daß jede Kohlengrube aus wirtschaftlichen Gründen gezwungen ist, ihr minderwertiges Material selbst zu verfeuern, das für mechanische Rostbeschickungsapparate bisher wenig geeignet war. Das Hauptanwendungsgebiet solcher Einrichtungen wird dort zu suchen sein, wo die Kohle aus größeren Entfernungen bezogen werden muß. Unter solchen Umständen ist die beste gewaschene Kohle oft die billigste, weil der Mehrpreis durch die höhere Leistung aus-

<sup>1</sup> Glückauf 1906 S. 42 ff.

geglichen wird. In neuester Zeit hat aber die Errichtung elektrischer Zentralen auf den Bergwerken die Verhältnisse für solche Anlagen günstiger gestaltet, sodaß mehrfach der Versuch gemacht worden ist, sie in den Kesselhäusern einzuführen. Allerdings wird es ratsam sein, nicht die ganze Anlage damit ausstatten, sondern

einen Teil der Kessel weiter von Hand zu bedienen, um etwaige größere Betriebschwankungen leichter ausgleichen zu können.

Wie weit sich die verschiedenen Brennmaterialien mit Erfolg verfeuern lassen, darüber kann heute ein abschließendes Urteil noch nicht gefällt werden. Die

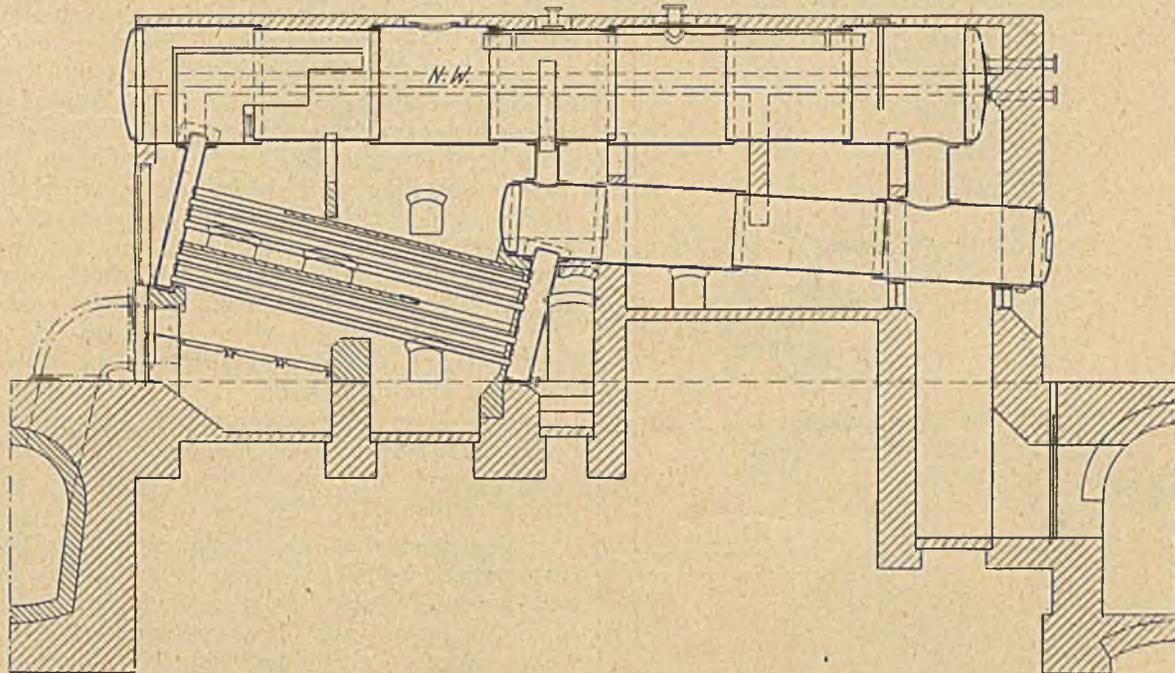


Fig. 19. Mac-Nicolkessel von Steinmüller.

Einrichtungen haben sich an einzelnen Stellen bewährt, von andern werden weniger günstige Erfahrungen berichtet.

Als Beispiele seien folgende Konstruktionen genannt, bei denen namentlich weitgehendere Unabhängigkeit von einer gleichmäßigen Raumgröße als Vorteil hervorgehoben wird.

Fig. 20 zeigt einen sog. Kettenrost in der Aus-

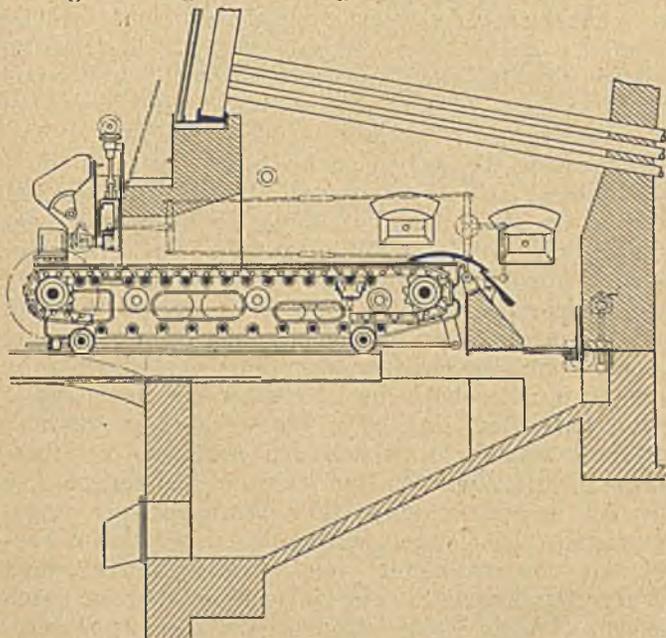


Fig. 20. Kettenrost von Steinmüller.

führung der Firma Steinmüller, während aus Fig. 13 die Konstruktion der Firma Dürr & Co. zu erkennen ist. Ähnliche Konstruktionen führen die Deutschen Babcock und Wilcox Dampfkesselwerke, Büttner, A. Borsig in Berlin, und andere aus. Alle diese Roste bestehen in der Hauptsache aus einem Rostwagen, der so angeordnet ist, daß er sich ohne Mauerwerkzerstörung aus dem Feuer herausziehen läßt, einer endlosen Roststabskette, die aus kurzen gußeisernen Gliedern zusammengesetzt ist, dem Kohlenfülltrichter und der Antriebvorrichtung. Der Kohlenfülltrichter ist an der hintern Wand mit Schiebern versehen, die entsprechend der gewünschten Brennmaterialmenge eingestellt werden und außerdem erlauben, die mittlere Kohlenschichthöhe gegen die seitliche zu regulieren. Die aufgeworfene Kohle wird am vordern Ende des Rostes entgast und durch seine Bewegung langsam nach hinten befördert. Hier sind Abstreifvorrichtungen nebst Schlackenbrechern oder, da diese infolge der Hitze der Gefahr baldigen Verschleißes ausgesetzt sind, gemauerte Vorrichtungen eingeschaltet, die den Zweck haben, die Schlacke von dem Rost zu lösen, sodaß sie in den Schlackenraum gelangen kann, aus dem sie von Zeit zu Zeit entfernt wird. Um bei etwaigen Hemmnissen einer Zerstörung der bewegten Teile vorzubeugen, werden automatische Ausrückvorrichtungen eingebaut, die beim Auftreten größerer Widerstände den Bewegungsmechanismus zum Stillstand bringen und oft auch durch Alarmvorrichtungen den Heizer warnen. Die Geschwindigkeit der Rostbewegung kann je nach der Beanspruchung eingestellt und dadurch die Leistung des Kessels be-

einflußt werden. Die Bedienung der Feuerung ist einfach, sodaß ein Heizer bequem mehrere Feuer warten kann, besonders wenn die Kohlenzuführung mechanisch ist.

Einen Rost mit hin- und hergehender Bewegung baut die Sparfeuerungs-gesellschaft m. b. H. in Düsseldorf (s. Fig. 21, für Unterfeuerung eingerichtet). Die Arbeit-

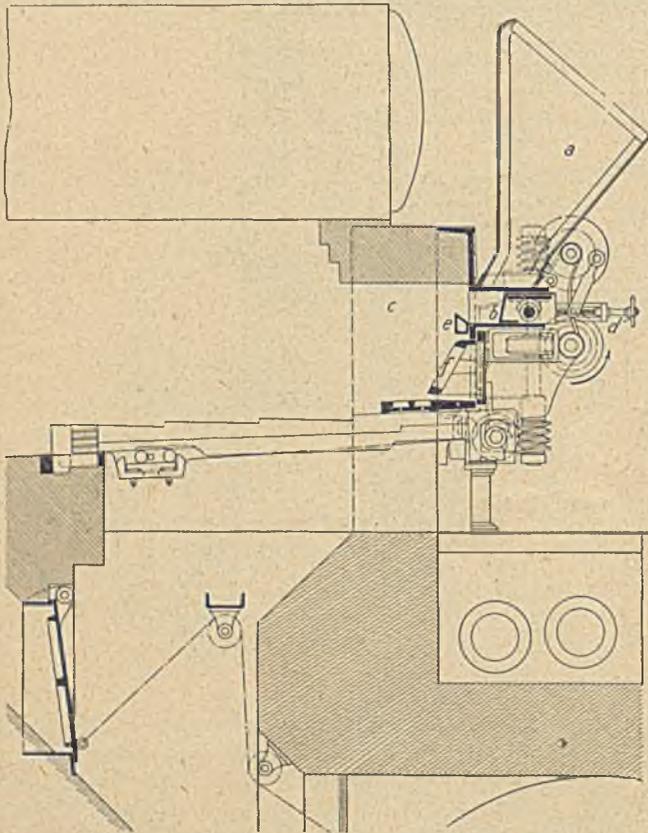


Fig. 21. Rost der Sparfeuerungs-gesellschaft.

weise der Sparfeuerung ist folgende: Das Brennmaterial wird entweder von Hand oder durch eine mechanische Vorrichtung in den Trichter a gebracht, aus dem der hin- und hergehende Beschickungskolben b bei jedem Hub eine gewisse Kohlenmenge in den Entgasungsraum c befördert. Diese Kohlenmenge kann durch den Stellhebel mit dem Handrad d in jeder gewünschten Weise reguliert werden. Um eine gleichmäßige Verteilung der Brennstoffschicht zu erhalten, ist am Ende der Kohlenbahn ein Verteilungsstück e angebracht, das in der Mitte einen Verteilungskegel besitzt. Der Verkokungs- und Entgasungsraum wird durch eine feststehende Platte sowie durch den hinter der Feuertür angebrachten, rostartig ausgebildeten Kasten f begrenzt. Die frisch eingebrachte Kohle entzündet sich durch Rückstrahlung. Die Luftzufuhr erfolgt durch Schlitze, die in dem Türschutzkasten angebracht sind. Die Feuertür läßt im Notfall eine Handbeschickung zu. Die entgaste Kohle wird durch die Bewegung des Rostes allmählich nach seinem hinterm Ende weiter befördert. Die einzelnen auf Rollengelagerten Roststäbe, deren Brennbahn mit treppenförmigen Absätzen versehen ist, führen eine Bewegung aus, die ihnen durch eine Daumenwelle erteilt wird. Der erste

Teil dieser Bewegung führt alle Roststäbe gemeinsam um etwa 70 mm auf die Rostbrücke zu; der Rückgang erfolgt getrennt, und zwar werden zunächst die Roststäbe 1, 3, 5 usw. in ihre ursprüngliche Lage zurückgebracht. dann erst folgen die Roststäbe 2, 4, 6 usw. nach. Das Brenngut wird so mit fortgeführt, während das frische Brennmaterial durch die Kolbentätigkeit nachgeschoben wird. Der abwechselnde Rückgang der Roststäbe bewirkt ein Losreißen der Schlacke vom Rost und ein Zusammenschieben und Rückstauen der Rostdeckung gegen die Verkokungsplatte hin. Diese Rückstauung verursacht ein Gleiten des Rostes unter der Kohlenschicht her, sodaß die am Ende des Rostes angelangten Herdrückstände über die Rostbrücke in den Schlackenraum gelangen, aus dem sie je nach Bedarf entfernt werden können. Das Zeitmaß der Rostbewegung kann durch Wechseln der Stufen auf der Antriebscheibe beliebig geregelt werden. Die Feuerung eignet sich sowohl für Innen- als auch für Unterfeuerung, sodaß man sie bei fast allen Kesselsystemen anbringen kann.

Nach dieser Beschreibung von Dampfkesseln und Feuerungen soll auch die Frage der Dampfüberhitzung kurz erörtert und über Dampfüberhitzer selbst berichtet werden.

Bekanntlich hat die Überhitzung des Dampfes in hervorragendem Maße dazu beigetragen, die Wirtschaftlichkeit der Dampfkraftanlagen zu steigern. Neue Anlagen auf Bergwerken werden deshalb wohl kaum noch ohne Dampfüberhitzung gebaut namentlich dann, wenn sie Zentralen betreiben sollen. Wenn jedoch auf alten Anlagen Maschinen- und Kesselhäuser weit voneinander entfernt liegen und das Rohrnetz sehr verzweigt ist, wird durch den Einbau von Überhitzern in die Züge der Dampfkessel, wie es bei den vorstehend beschriebenen Konstruktionen stets der Fall war, nicht immer ein Vorteil zu erzielen sein, denn überhitzter Dampf bedarf enger Rohrleitungen, damit er eine hohe Geschwindigkeit annehmen kann. Auch sind lange Dampfwege zu vermeiden, da sonst die Überhitzung wieder verloren geht oder doch soweit herabsinkt, daß die erzielte Dampfersparnis nicht mehr groß genug ist, um Anlage-, Amortisations- und Verzinsungskosten der Überhitzer zu decken. Zudem beheizen Steinkohlenzechen, die Kokereien besitzen, einen Teil ihrer Dampfkessel mit Abgasen und Abhitze der Koksöfen. Hier ist die Höhe der Überhitzung an Verhältnisse gebunden, die von den Kokereien abhängig sind; vor allem werden Schwankungen in der Produktion und dem Betriebe der Koksöfen ihren Einfluß ausüben. Auf solchen Anlagen kann also nicht immer damit gerechnet werden, daß Stetigkeit in der Höhe der Überhitzung vorhanden ist, sobald die Überhitzer mit den Kesseln selbst verbunden sind. Für Bergwerke wird deshalb von Fall zu Fall zu entscheiden sein, ob die Überhitzer in die Züge der Dampfkessel einzubauen, oder aber ob besonders gefeuerte Zentralüberhitzer anzulegen sind. Die letztern haben den wesentlichen Vorteil, daß sie unabhängig von der Kesselanlage dicht vor das Maschinenhaus gesetzt werden können; durch die dann kurzen Dampfleitungen für den überhitzten Dampf werden die Abkühlungsverluste verringert.

Allerdings bedürfen sie besonderer Wartung, außerdem ist ihr Wirkungsgrad nicht sehr hoch. Da es nicht zugänglich ist, die nur mit Dampf gefüllten Überhitzerrohre der vollen Hitze eines Planrostes auszusetzen,

vernichtet man diese erste Hitze durch Mauerwerkskörper, oder arbeitet mit großem Luftüberschuß; beides ist natürlich unwirtschaftlich. Weniger ungünstig arbeiten Zentralüberhitzer mit besondern Vorlagen, welche

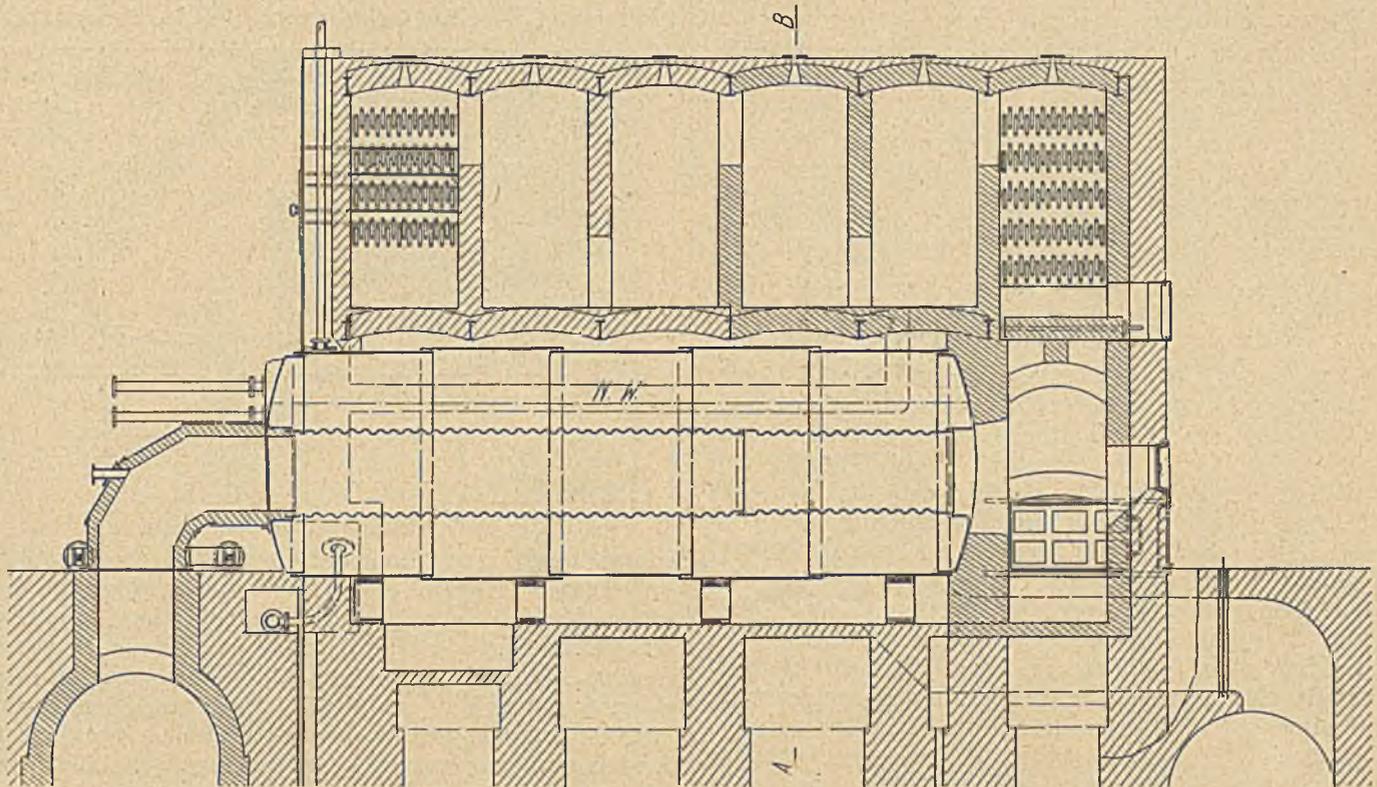


Fig. 22. Zentralüberhitzer von E. Berninghaus.

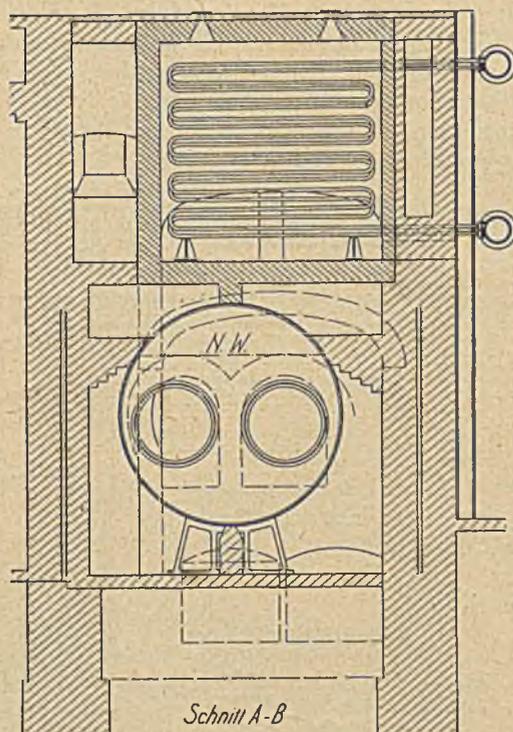


Fig. 23. Zentralüberhitzer von E. Berninghaus.

die erste Hitze in vorgelagerten Dampfkesseln oder in Speisewasservorwärmern ausnutzen. Auch werden vielfach zwischen Kesselhaus und Zentralüberhitzer keine

Kondenstöple in die Leitungen geschaltet, wodurch Verluste vermieden werden, während das mitgerissene Wasser die ersten Überhitzerrohre kühlt. Näheres darüber wird später berichtet werden. Diese Momente fallen indes auf Kohlenbergwerken meist weniger schwer ins Gewicht, weil man hier wohl stets minderwertiges Brennmaterial zur Verfügung hat, das sich gerade dann zur Beheizung von Zentralüberhitzern besonders vorteilhaft verwenden läßt, wenn es beim Verfeuern weniger hohe Temperaturen entwickelt und namentlich nicht zur Bildung langer Stichflammen neigt.

Die Überhitzer lassen sich in zwei Hauptgruppen einteilen, und zwar in Mitstrom- und in Gegenstromüberhitzer. Der Mitstromüberhitzer, bei dem der Dampf in gleicher Richtung mit dem Strom der Heizgase durch den Apparat geleitet wird, weist eine ungünstige Wärmeausnutzung auf, denn die höchste Überhitzung muß dort erzeugt werden, wo die Heizgase den Überhitzer verlassen, sich also schon abgekühlt haben. Jedoch ist die Haltbarkeit solcher Überhitzer größer, weil die ersten Rohre durch den eintretenden nassen Dampf wirksam gekühlt werden.

Beim Gegenstromüberhitzer ist die Bewegungsrichtung des Dampfes und der Heizgase entgegengesetzt, d. h. der Dampf gelangt mit zunehmender Überhitzung in immer heißere Feuergase, sodaß die Wärmeübertragung nicht abgeschwächt wird; die Ausnutzung der Heizgase ist also vollkommener, jedoch wird die Lebensdauer des Materials kürzer sein, weil die heißesten Feuergase mit der höchsten Dampf-

temperatur zusammentreffen, sodaß die Kühlung weniger wirksam ist. Die meisten Systeme arbeiten deshalb nach gemischtem Prinzip, um die Vorteile beider Arten zu vereinen und ihre Nachteile möglichst zu vermeiden.

Im folgenden soll eine Reihe von Konstruktionen, und zwar hauptsächlich von besonders gefeuerten Überhitzern näher beschrieben werden.

Die Figuren 22 und 23 bringen einen für eine Ruhrkohlenzeche gelieferten Zentralüberhitzer der Firma Ewald Berninghaus in Duisburg zur Darstellung, der über einem Dampfkessel errichtet ist. Für den Betrieb einer Dampfturbine waren von der gleichen Firma 5 Doppelkessel mit in die Züge eingebauten Überhitzern, wie sie die Fig. 9 und 10 erkennen lassen, errichtet worden. Sie werden mit Abhitze von Koksöfen gefeuert. Vier dieser Kessel sind imstande, die erforderliche Dampfmenge von 13 at Überdruck zu liefern und sie auf  $350^{\circ}$  zu überhitzen. Der 5. Kessel steht außer Betrieb und in Reserve. Beim Betriebe von 4 Kesseln stellte es sich heraus, daß die Koksöfen nicht gut zogen, weshalb die Vergrößerung des Zugquerschnittes in der Dampfkesselanlage wünschenswert erschien. Ferner sollte der Dampf einer nebenan liegenden Kesselbatterie von 10 Zweiflammrohrkesseln, für 8 at erbaut, auf  $300^{\circ}$  überhitzt werden. Man entschloß sich, für diesen Zweck einen Zentralüberhitzer anzulegen, der gleichzeitig die gewünschte Dampfmenge überhitzen und zur Vergrößerung des Zugquerschnittes dienen sollte. Da dieser Überhitzer eine Reserve-Turbine zu speisen hatte, die nicht ständig in Betrieb war, so ergab sich der Ausweg, ihm einen Dampfkessel vorzuschalten, um immer den gewünschten Zugquerschnitt zur Verfügung zu haben. Der von diesem Kessel erzeugte Dampf sollte in die Kesselbatterie von 13 at gehen. Aus diesem Grunde war der Neben-Dampfkessel so einzurichten, daß er allein für sich betrieben werden konnte, und daß der über ihm aufgestellte Zentralüberhitzer mit dem Dampfraum des Kessels nicht in Verbindung stand. Diese Bedingungen sind erfüllt, da die Heizgase durch einen Schieber von dem Überhitzer nach Bedarf abgesperrt werden können. Der Überhitzer besitzt eine Heizfläche von 300 qm und kann eine Dampfmenge von 10 000 kg auf die gewünschte Höhe von  $300^{\circ}$  überhitzen. Der Kessel weist 76 qm Heizfläche bei 13 at Betriebsdruck auf. Der Durchmesser des Mantels beträgt 2400 mm. Das ganze System paßt sich den andern 4 Kesseln der Batterie äußerlich vollkommen an.

Nach dem reinen Mitstromprinzip ist der direkt gefeuerte Dampfüberhitzer der Fabrik Büttner erbaut (s. Fig. 24). Seine Heizfläche beträgt 164 qm, er soll imstande sein, 8000 kg von 8 at Spannung entsprechend einer Dampftemperatur von  $175^{\circ}$  auf  $350^{\circ}$  zu überhitzen. Die Planrostfeuerung ist sehr groß angelegt, um eine mäßige Rostbeanspruchung zu erreichen. Der Dampf tritt in das vordere Sammelrohr ein, geht also, wie erwähnt, mit den Feuergasen im Mitstrom. Da hier vorgeschaltete Heizflächen oder große Mauerwerkteile zur Aufnahme der ersten Hitze nicht vorhanden sind, ist die Wahl dieses Systems natürlich, zumal eine

wirksame Kühlung der ersten Schlangen durch das mitgeführte Kondenswasser erreicht wird. Die Schlangen sind aus nahtlos gezogenen Siederohren von 38 mm äußerem Durchmesser und 5 mm Wandstärke hergestellt. Ihre Verbindung mit dem Sammelrohr vermittelt die Perkins-Ver-

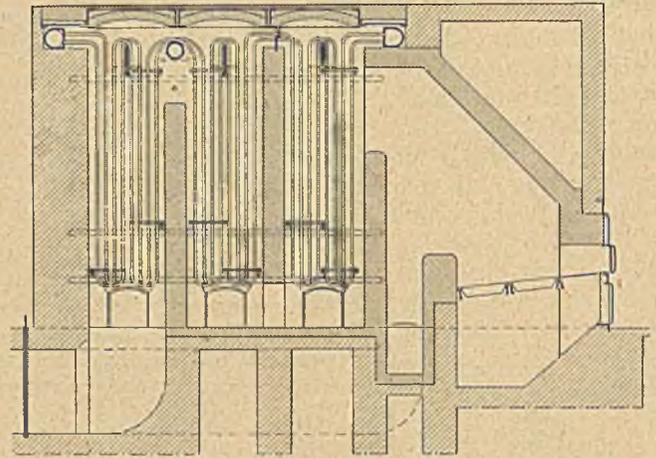


Fig. 24. Zentralüberhitzer von Büttner.

schraubung. Die Rohrschlangen sind an starken gußeisernen Trägern aufgehängt und werden in der vorgesehenen Lage durch Distanzplatten erhalten, die gleichzeitig als Führungsplatten für die Heizgase dienen. Die Decke ist zwischen den einzelnen U-Eisenrahmen eingewölbt und kann in ihren Teilen leicht entfernt werden, um bei etwa erforderlich werdenden Ausbesserungen einzelne Rohrschlangen erneuern zu können. Für das Ausblasen und Befreien der Schlangen von Ruß sind in den Decken Ausblaskästen angeordnet, durch die ein Dampfstrahl eingeführt werden kann. Für die sich sammelnde Flugasche sind Reinigungskästen in genügender Anzahl vorgesehen. Ein Nebenfuchs ermöglicht, die Gase unmittelbar vom Rost in den Schornstein zu führen, falls der Überhitzer plötzlich ausgeschaltet werden muß.

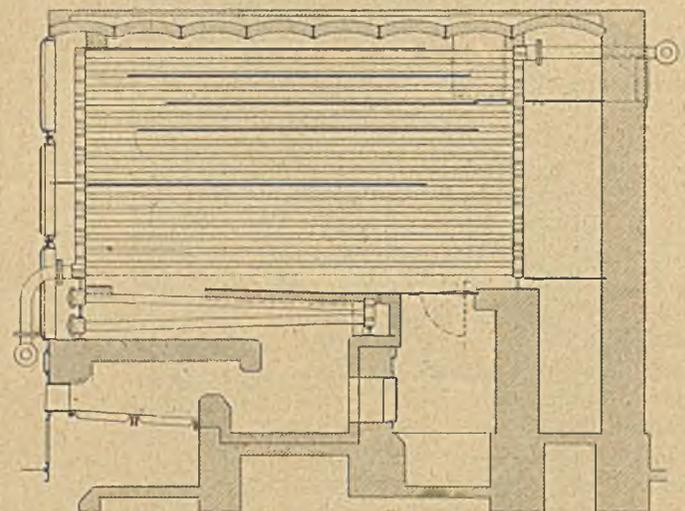


Fig. 25. Zentralüberhitzer von A. Leinweber & Co.

Als Gegenstromüberhitzer ist der direkt gefeuerte Überhitzer der Firma A. Leinweber & Co., G. m. b. H. in Gleiwitz (s. Fig. 25) erbaut. Die Ausführung erfolgt nach dem Patent Adorjan. Die Konstruktion

bezweckt eine fortwährende Regulierung nicht nur der Wärmeübertragung, sondern auch der Wärmeabgabe. Man versucht sie dadurch zu erreichen, daß man den Dampf zwingt, den Überhitzer mit wechselnder Geschwindigkeit zu durchstreichen, und daß man zur Wärmeabgabe an den Überhitzer, oder zur Wärmeentnahme von ihm die strahlende Wärme zu Hilfe nimmt. Z. B. ist es bei Überhitzern, die in den ersten Kesselzug eingebaut sind oder besonders gefeuert werden, notwendig, dafür zu sorgen, daß eine energischere Wärmeentnahme als Wärmezuführung erfolgt, damit das Material nicht durchbrennt. Zu diesem Zweck sind in die Überhitzerrohre, welche die direkte Heizfläche bilden, zylindrische Körper, in der Regel an beiden Enden geschlossene Rohre, zentrisch eingelegt, welche die ausgestrahlte Wärme der äußern Rohre aufnehmen und durch direkte Be-

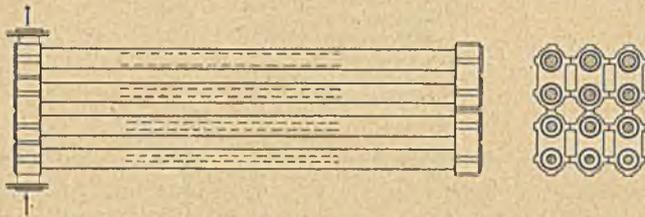


Fig. 26. Schema zum Überhitzer von Leinweber.

rührung mit dem Dampf auf ihn übertragen (s. Schema der Fig. 26). Man will gerade bei ungleichmäßiger Be-

diung des Rostes durch diese Innenrohre größere Temperaturschwankungen ausgleichen. Die zentrisch eingelagerten Körper sind auch deshalb bedeutungsvoll, weil sie den innern Kern der dampfführenden Rohre füllen und den Dampf zwingen, in dünnen Strahlen an der Oberfläche der Überhitzerrohre entlang zu streichen. Durch die Wahl verschiedener Durchmesser für die Rohre kann man die Dampfgeschwindigkeit im Überhitzer regulieren. Je größer die Geschwindigkeit des Dampfes ist, desto besser wird er die Heizflächen kühlen, und je heißer die Heizgase sind, umso mehr ist man zu einer gesteigerten Wärmeentnahme durch den Dampf gezwungen. Man muß ihm also, um die Kühlwirkung dauernd zu erhalten, eine mit zunehmender Überhitzung gesteigerte Geschwindigkeit geben. Das soll durch die verschiedenen Weiten der Einlagerohre erreicht werden. Ebenso wie die Wärmeentnahme von dem Überhitzer durch Strahlung und Leitung erfolgt, soll auch eine doppelte Wärmezuführung erreicht werden, und zwar dort, wo den schon kühleren Gasen noch möglichst viel Wärme entzogen werden muß. Zu diesem Zweck werden Platten zwischen die Rohre gelegt, die von den Heizgasen Wärme aufnehmen und sie durch Strahlung an die Heizfläche der Überhitzer wieder abgeben. Die Platten können außerdem noch für die Zuführung benutzt werden. Fig. 25 läßt erkennen, daß zum Auffangen der ersten Hitze ein Speisevorwärmersystem eingebaut ist.

Einen Gegenstromüberhitzer der Firma W. Fitzner

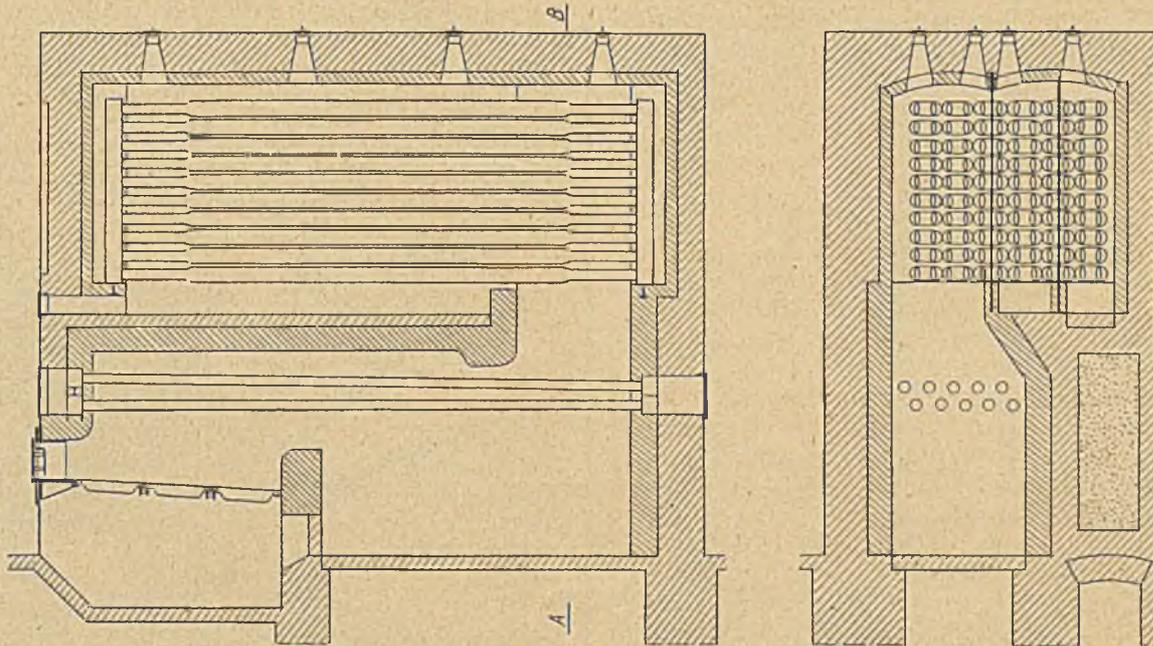


Fig. 27. Zentralüberhitzer von Fitzner.

in Laurahütte in Oberschlesien, einen sog. Flachrohrüberhitzer veranschaulicht Fig. 27. Ihm liegt folgender Gedanke zugrunde. Da die Größe des Wärmedurchgangskoeffizienten von der Dicke der Dampfsäule abhängig ist, die von den Heizgasen bestrichen wird, so ist die Wärmeübertragung der Überhitzerrohre an den Dampf bei großen Rohrdurchmessern geringer als bei kleinen. Die Heizfläche muß also umso größer sein, je weiter die Rohre sind. Diese weitem Rohre haben aber wieder

den Vorzug der größern Heizoberfläche. Die Firma walzt, um beide Vorteile, geringe Stärke der Dampfsäule und große Heizfläche, zu vereinen, die Überhitzerrohre elliptisch und zwar werden die innern Querschnitte der Rohre nach der Dampfaustrittsstelle zu kleiner, sodaß durch die Querschnittverengung eine zunehmende Geschwindigkeit unabhängig von der Volumenvergrößerung des Dampfes eintritt (s. Fig. 28) Durch diese Steigerung der Geschwindigkeit wird

erreicht, daß der Dampf den Rohren immer mehr Wärme entzieht d. h. diese kühlt, denn wie schon erwähnt, mit je größerer Geschwindigkeit Gase oder Dämpfe an



Fig. 28. Rohranordnung des Fitznerschen Überhitzers.

heißten Flächen vorüberstreichen, umsomehr Wärme entziehen sie ihnen. Weiterhin hebt die Firma hervor, daß die Konstruktion ihres Normalrohres einen Spannungsabfall im Überhitzer verhütet, was sie folgendermaßen begründet: Bei gleichem Querschnitt sind 4 gewöhnliche Rohre von je etwa 36 mm lichter Weite erforderlich, um dasselbe Dampfquantum bei gleicher Geschwindigkeit hindurchleiten zu können, wie durch ein Fitznersches Rohr (s. Fig. 29). Der Umfang der innern Rohrober-

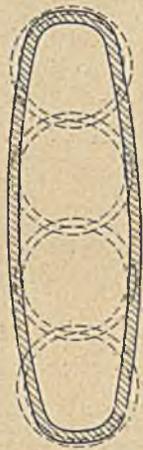


Fig. 29. Rohr eines Fitznerschen Überhitzers.

fläche beträgt bei diesem 308 mm, bei den 4 kleinen Rohren dagegen 452 mm, sodaß die Reibungsfläche bei ersterm etwa 46 pCt niedriger ist als bei letztern. Endlich soll dadurch, daß die langen Achsen der Überhitzerrohre senkrecht stehen, die Flugaschenablagung geringer sein.

Um die erste Wärme der Feuergase aufzufangen, ist, wie Fig. 27 erkennen läßt, auch hier über dem Rost ein Rohrsystem angebracht, durch welches das Speisewasser hindurchgeführt wird; erst dann gelangen die Heizgase an die Überhitzerrohre.

Mehr oder weniger nach dem gemischten System sind folgende Typen gebaut:

Überhitzer der Ascherslebener Maschinenbau-Aktien Gesellschaft (Patent Wilhelm Schmidt). Die Konstruktion bezweckt, die lange Lebensdauer des Mitstromüberhitzers und die gute Ausnutzung der Feuergase bei Gegenstromüberhitzern zu verbinden, dagegen die Nachteile beider zu vermeiden. Aus dem Schema der Fig. 30 ist die Führung von Dampf und

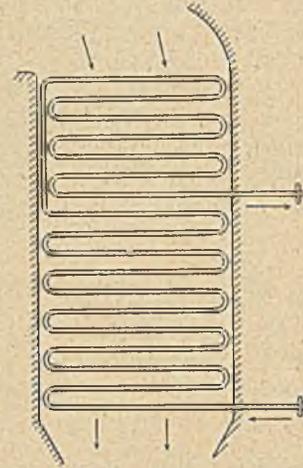


Fig. 30. Schema des Überhitzers, Pat. W. Schmidt.

Feuergasen zu ersehen. Der gesättigte Dampf tritt an der Stelle ein, die von den den Überhitzerraum verlassenden Heizgasen bestrichen wird, er strömt ihnen also entgegen. Nachdem er so mäßig überhitzt ist, wird er in die heißeste Feuerzone geführt und im Gleichstrom mit den Gasen streichend auf die gewünschte Höhe überhitzt. Fig. 31 zeigt einen nach

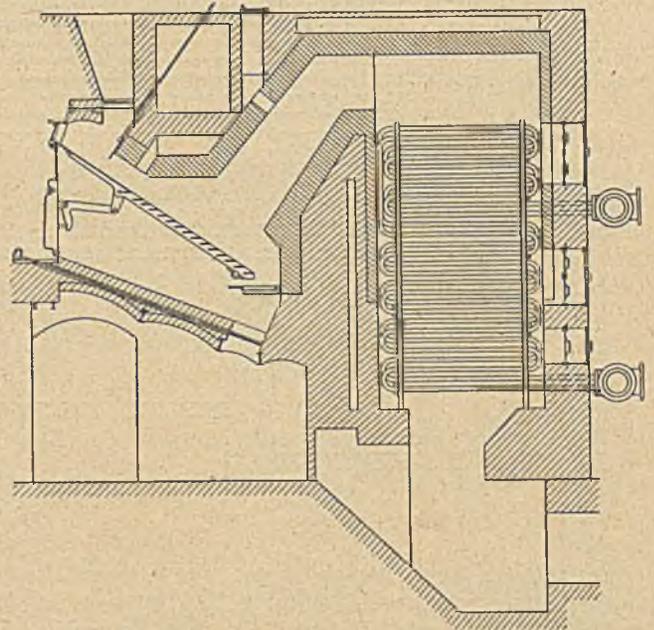


Fig. 31. Zentralüberhitzer, Pat. W. Schmidt.

diesem System erbauten direkt gefeuerten Überhitzer mit Treppenrost-Vorfeuerung und rauchschwacher Verbrennung. Die Anordnung ist nach den vorstehenden Ausführungen ohne weiters verständlich. Es sind nur zwei Sammelrohre erforderlich, ohne daß im Überhitzer

selbst ein Wassersack gebildet wird. Die Entwässerung erfolgt durch das untere Sammelrohr.

Der besonders gefeuerte Zentralüberhitzer der Babcock und Wilcox Dampfkesselwerke (s. Fig. 32),

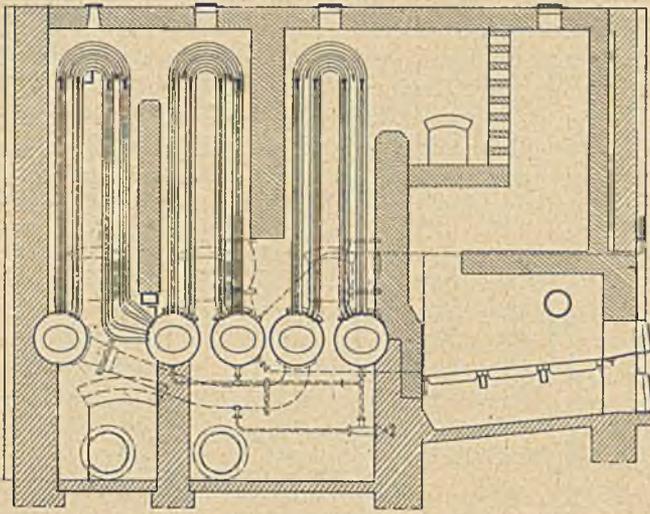


Fig. 32. Zentralüberhitzer von Babcock und Wilcox.

besteht aus einer Anzahl schmiedeeiserner Sammelrohre von großem Querschnitt, die durch U-förmig gebogene nahtlose Rohre von 45 mm äußerem Durchmesser verbunden sind. Der Naßdampf tritt im ersten Feuerzuge in die Sammelrohre des Überhitzers ein, um die Heizrohre wirksam zu kühlen, gelangt dann durch die Verbindungsrohre in die Sammelrohre des letzten Zuges und verläßt den Überhitzer, dem Gegenstromprinzip folgend, im zweiten Zuge. Das etwa sich bildende Kondenswasser wird aus den Sammelrohren durch Entwässerungsröhrchen abgeleitet. Das Abblasen der Rohre erfolgt durch Öffnungen in der Decke des Mauerwerkes. Infolge der Vertikalstellung ist die Entwässerung des Überhitzers leicht zu bewerkstelligen, auch können sich die Rohre beliebig ausdehnen. Die Flugasche fällt in den Aschenkanal unter den Sammelrohren, aus dem sie bequem durch Einsteigeöffnungen entfernt werden kann.

Die Firma Brand & Sohn in Dortmund baut Zentralüberhitzer nach dem System der Oberschlesischen Kesselwerke B. Meyer G. m. b. H. in Gleiwitz. Die Rohre sind außen glatt und haben innen einen kreuzförmigen Steg, der vier schraubenartig gewundene Kanäle herstellt (s. Fig. 33). Der Dampf wird dadurch in eine

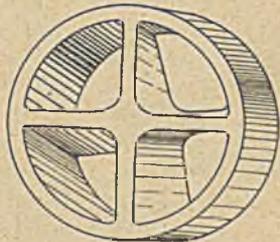
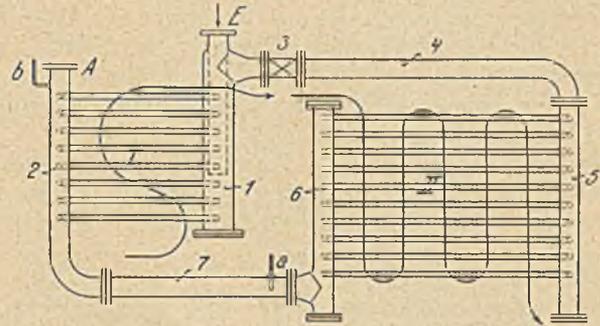


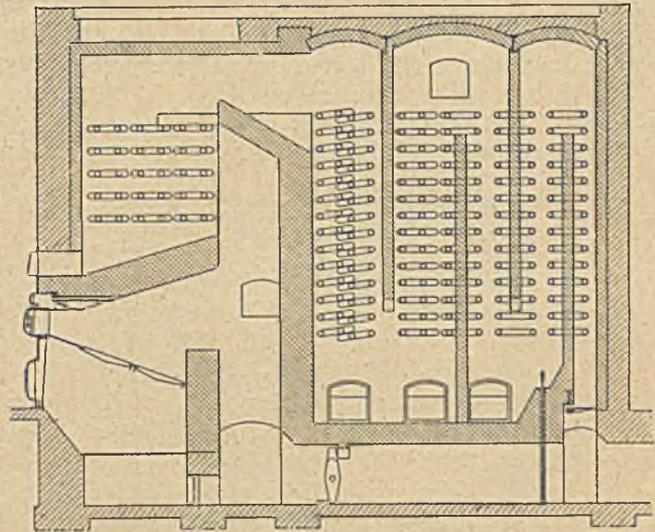
Fig. 33. Überhitzerrohr der Oberschlesischen Kesselwerke.

rotierende Bewegung versetzt (ungefähr 10 000 Umdrehungen in der Minute) und schleudert die in ihm schwebenden Wassertropfen gegen die heißen Außenwandungen, wo sie die zur Verdampfung nötige Wärme finden und gleichzeitig die Wandungen gut kühlen. Die

Wirkungsweise erläutert das Schema der Fig. 34. Die ganze Dampfmenge, die überhitzt werden soll, tritt bei E in das Hauptsammelrohr 1 ein. In diesem Rohr befindet sich ein zweites mit geringerem Durchmesser, das in der Figur punktiert angedeutet ist. Dieses Rohr zwingt



also die ganze Dampfmenge, bis in den untern Teil des Sammelrohres zu strömen, wodurch sich ein großer Teil des in dem Satttdampf enthaltenen Wassers abscheidet und mit in die untern Schlangen des Gleichstromüberhitzers I eintritt. Hierdurch werden die untern Schlangen, die von den heißesten Gasen getroffen werden, jedoch gegen etwaige Stichflammen durch ein entsprechend angeordnetes Gewölbe geschützt, gekühlt und gegen die Gefahr des Durchbrennens geschützt. Die untern Schlangen wirken gewissermaßen als Dampfkessel dadurch, daß sie fast ausschließlich Wasser führen, das in ihnen erst verdampft und dann überhitzt wird. Ein weiterer Teil des Dampfes tritt in die übrigen Schlangen des Gleichstromüberhitzers I



und alsdann überhitzt durch das Rohr 2 bei A aus. Die größere Menge des Satttdampfes geht jedoch nach Verlassen des Eintauchrohres wieder nach oben und passiert durch die Drosselklappe 3 das Rohr 4, um in das hintere Sammelrohr 5 zu gelangen. Von hier aus passiert der Dampf die Schlangen des Gegenstromüberhitzers II und strömt in das Sammelrohr 6, von wo er durch das Verbindungsrohr 7 in das Sammelrohr 2 des Gleichstromüberhitzers gelangt, um sich hier mit dem bereits überhitzten Dampf zu mischen und gemeinsam mit ihm den Überhitzer bei A zu verlassen. Die Drossel-

klappe 3 wird so eingestellt, daß der den Gegenstromüberhitzer durchströmende Dampf die am Verbindungsrohr bei a meßbare gewünschte Temperatur zeigt, gegebenenfalls wird mehr oder weniger Dampf durchgelassen, je nachdem die bei b gemessene Austrittstemperatur zu hoch oder zu niedrig ist. Das Verhältnis des durchgehenden Dampfes im Gleich- und Gegenstromüberhitzer stellt sich ungefähr wie 1 : 3. Einen nach diesem Prinzip errichteten Zentralüberhitzer zeigt Fig. 35.

Die Maschinenbauanstalt Humboldt in Kalk bei Köln baut ihre besonders gefeuerten Überhitzer nach dem System, das Fig. 36 erkennen läßt. Die Überhitzerrohre

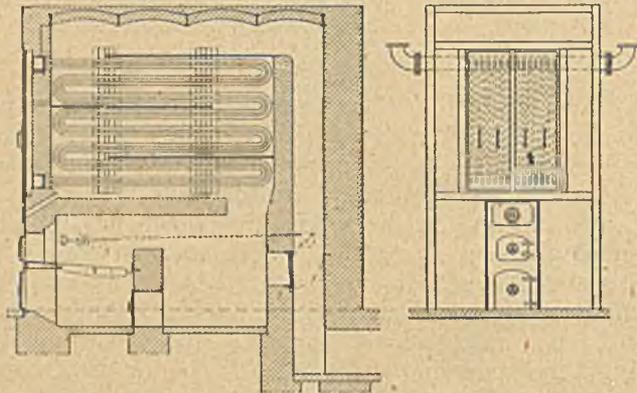


Fig. 36. Zentralüberhitzer von Humboldt.

münden in Sammel- und Verteilungskästen, die, ebenso wie alle andern Dichtungen und Verbindungsstellen, außerhalb des Bereiches der Feuergase liegen. Die obere Kammer ist geteilt, der Dampf tritt oben rechts ein, durchströmt die einzelnen Rohrstrahlen der rechten Hälfte, gelangt durch den unten angeordneten Verteilungskasten in die linke Hälfte des Rohrbündels und wird oben links durch den Sammelkasten abgezogen.

Fig. 37 veranschaulicht einen direkt gefeuerten Stein-

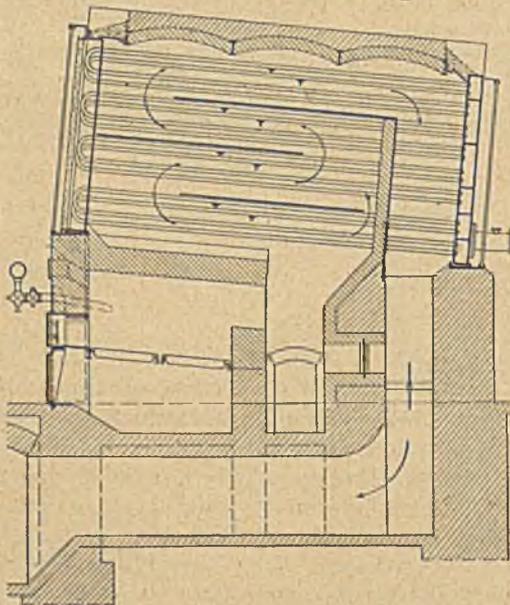


Fig. 37. Zentralüberhitzer von Steinmüller.

müller-Überhitzer mit Planrost für die Beschickung mit Kohlen und auch mit Vorrichtung zur Verfeuerung von überschüssigen Koksofengasen. Der Überhitzer besteht

aus einer geschweißten, durch Stielholzen versteiften schmiedeeisernen Kammer mit eingesetzten Zwischenwänden und einfach gebogenen nahtlosen Stahlrohren, die in die Kammer fest eingewalzt und aufgebördelt sind. Durch die in dieser Kammer vorgesehenen Abteilungen wird der Dampf zuerst den untern, den höchsten Heizgastemperaturen ausgesetzten Rohren zugeführt, wo er das mitgerissene Wasser verdampft und eine wirksame Kühlung erfährt. Nach dem Austreten aus den untern Rohrreihen gelangt er direkt in die obere Rohrpartien und von dort, von oben nach unten streichend, zur Entnahmestelle. Aus Fig. 38 ist die Dampf-führung

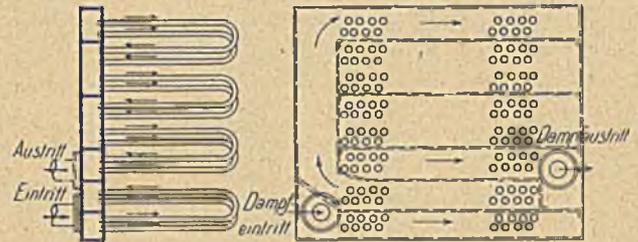


Fig. 38. Schema des Steinmüller-Überhitzers.

ohne weiters zu ersehen, die nach dem gemischten System, zuerst als Mitstrom- sodann als Gegenstromführung erfolgt. Damit die einzelnen Abteilungen sämtlicher Rohre gleichmäßig Dampf erhalten, sind die der Firma patentierten Verteilungsvorrichtungen eingebaut, die so wirken, daß die dem Dampfeintritt

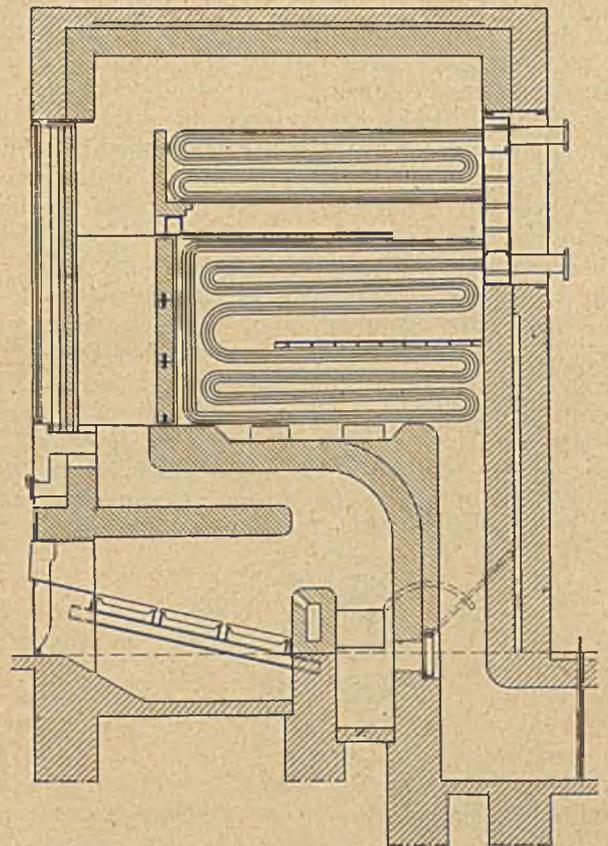


Fig. 39. Zentralüberhitzer von Petry-Dereux.

zunächst liegenden Rohre einen viel kleinern ringförmigen Querschnitt erhalten als die ihm ferner liegenden, wodurch die Haltbarkeit der Rohre ver-

längert wird. Die erste Hitze des Feuers wird durch ein Gewölbe aus feuerfesten Steinen aufgefangen. Der Möglichkeit, einzelne Rohrschlangen auszuwechseln, ohne das Mauerwerk zu zerstören, ist dadurch Rechnung getragen, daß die Vorderfront aus einzelnen, aus Eisenblech hergestellten und abgedichteten Isolierwänden besteht, die durch besondere Blechtüren nochmals geschützt sind. Auch für hinreichende Reinigungsöffnungen ist gesorgt. Gemischtes Prinzip in ähnlicher Weise wie der vorstehende zeigt der Überhitzer von Petry-Dereux (Fig. 39). Der Dampf tritt durch das obere Rohr ein und geht zunächst mit den Heizgasen im Mitstrom, dann strömt er den untern Schlangen zu und hat nun eine den Heizgasen entgegengesetzte Richtung, bis er, auf die gewünschte Höhe überhitzt, durch das untere Rohr entnommen werden kann.

Endlich sei noch ein Zentrifugalüberhitzer erwähnt, den die Firma Spezialwerk Thostscher Feuerungsanlagen vorm. Otto Thost zu Zwickau in Sachsen nach dem Patent H. Göhrig baut (s. Fig. 40). Er ist hinter einem Zweiflammrohrkessel in dessen Züge eingeschaltet und besteht aus einer Anzahl schraubenförmig gewundener Rohrschlangen, die an ein gemeinsames Dampfverteilungs- und ein gemeinsames Dampfsammelrohr angeschlossen sind. Die Eigenart der Konstruktion zwingt den Dampf eine rotierende Bewegung zu machen, wobei die Schwerkraft die spezifisch schwereren, kälteren Dampfteile nach außen an die Heizfläche schleudert. Das Dampfingangsrohr hat eine solche Weite, daß sein Querschnitt dem Gesamtquerschnitt sämtlicher nebeneinander gereihter Rohr-

schlangen entspricht. Die einzelnen Systeme lassen sich im Notfall leicht auswechseln oder durch Ab-

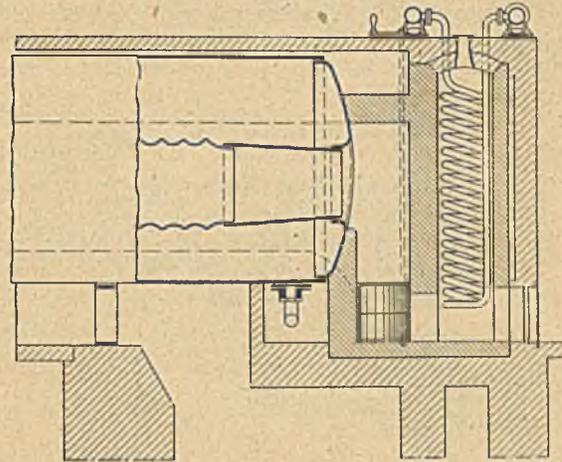


Fig. 40. Zentrifugalüberhitzer von Thost.

flanschen aus dem Betriebe ausschalten. Ebenso kann der ganze Überhitzer durch eine Drehklappe dem Bereich der Feuergase entzogen werden.

Die vorstehenden Ausführungen, die einen Überblick über Neuerungen auf dem Gebiete des Dampfkessel- und Überhitzerbaus geben wollen, soweit sie in erster Linie für Bergwerksanlagen in Frage kommen, sollen späterhin eine Ergänzung durch die Behandlung der Zubehöerteile von Dampfkesseln: der Armaturen, Pumpen, Rohrleitungen, Vorwärmer, Wasserreiniger usw. erfahren.

## Die elektrische Fördermaschine auf „Hermannschacht“ bei Eisleben.

Von Bergmeister L. Hoffmann, Eisleben.

Die elektrische Fördermaschine auf dem Hermannschacht I der Mansfeldschen Kupferschiefer bauenden Gewerkschaft ist seit Anfang 1905 in Betrieb. Sie ist nach der Ilgner-Anordnung gebaut und erhält die elektrische Energie von einer 6 km entfernten Zentrale auf der Krughütte bei Eisleben. Die aus 2 Gasdynamos, Anordnung Oechelhäuser, von je 850 KW Leistung bestehende Zentrale, die Drehstrom von 3000 V Spannung und 50 Perioden erzeugt und in nächster Zeit um ein weiteres Aggregat verstärkt werden soll, ist deshalb besonders bemerkenswert, weil es hier dank den Bemühungen der Mansfeldschen Gewerkschaft gelungen ist, Gasmotoren mit einem von den Schachtöfen für das Verschmelzen des Kupferschiefers gelieferten Gichtgase zu betreiben, dessen Heizwert nur etwa 600—650 Kal. beträgt. Der mechanische Teil der Fördermaschine ist von der Donnersmarckhütte in Oberschlesien der elektrische Teil von den Siemens-Schuckertwerken geliefert worden.

Aus nachstehenden Angaben sind die Betriebsverhältnisse, unter denen die Maschine arbeitet, ersichtlich.

Schachtteufe von Hängebank bis Füllortsole . . . . . r. 330 m  
Nutzlast bei Produktenförderung  
4 Wagen zu je 550 kg . . . . . 2200 kg

Nutzlast bei Mannschafsförderung	
16 Mann zu je 75 kg . . . . .	1200 kg
Größte Fördergeschwindigkeit bei Produktenförderung . . . . .	10 m
Größte Fördergeschwindigkeit bei Seilfahrt . . . . .	6,5 m
Größte Seilbelastung bei Produktenförderung . . . . .	10730 kg
Größte Förderleistung in 7 st . . . . .	1400 Wagen
Durchschnittliche Förderleistung in 7 st . . . . .	1200 „

Das Wesentliche der Ilgner-Anordnung sei an Hand des Schaltungsschemas in Fig. 1 zum bessern Verständnis der Beschreibung der Anlage hier wiederholt:

1. Stromlieferung durch einen aus dem Netz mit Strom von unveränderlicher Spannung gespeisten Umformer, die sog. Anlaßmaschine;
2. Ausgleich der Belastungsschwankungen durch ein mit dem Umformer direkt gekoppeltes Schwungrad;
3. Änderung der Geschwindigkeit des Fördermotors mit Hilfe der Leonardschen Schaltung;

Der Umformer dient zur Umwandlung des von der Zentrale gelieferten hochgespannten Stromes in den für den Antrieb des Fördermotors geeigneten Gleichstrom von niedrigerer Spannung. Durch die Anbringung des Schwungrads, das bei Stillständen oder geringer Beanspruchung des Fördermotors Energie aufnimmt

und bei starker Beanspruchung Energie abgibt, wird eine gleichmäßige Belastung der Zentrale ermöglicht.

Die Leonardsche Schaltung beruht auf folgenden Tatsachen:

1. Die Spannung und Richtung des von einer Gleichstrom-Nebenschluß-Dynamo mit Fremderregung der Feldmagnete gelieferten Stromes ändert sich mit der Stärke und Richtung des Erregerstromes.

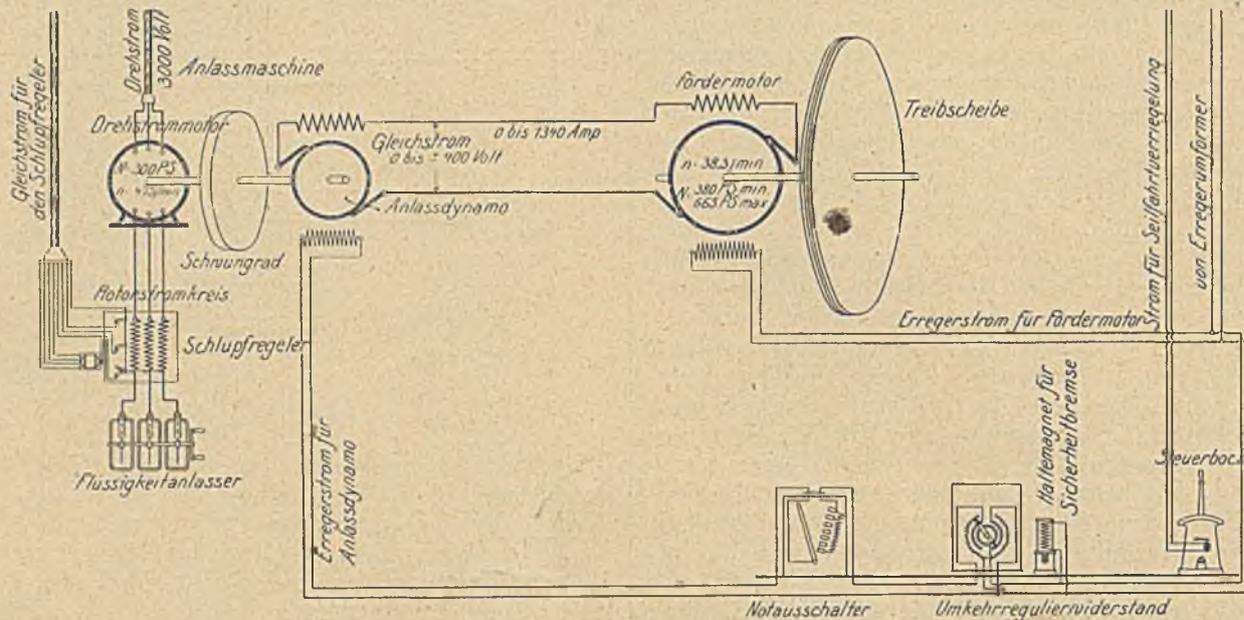


Fig. 1. Schaltungsdiagramm der Ilgner-Anordnung.

2. Die Umdrehungs-Geschwindigkeit und -Richtung eines Gleichstrom-Nebenschluß-Motors mit gleichbleibender Fremderregung ändert sich mit der Spannung und Richtung des zugeführten Ankerstromes. Durch Ein- und Ausschalten von Widerständen in den Erregerstromkreis der als Anlaßdynamo bezeichneten Dynamomaschine ist man somit im allgemeinen in der Lage, den Fördermotor in jedem Augenblicke mit jeder gewünschten Geschwindigkeit umlaufen zu lassen. Dabei ist hervorzuheben, daß durch eine Schwächung des Erregerstromes auch eine elektrische Bremsung des Fördermotors eintritt. Der Motor hat dann noch eine höhere Spannung als die schon mit verminderter Spannung laufende Anlaßdynamo und gibt daher Strom an diese und damit Kraft an das Schwungrad zurück.

Die Förderung auf Hermannschacht geschieht mittels Treibscheibe und ohne Umsetzen unter Anwendung zweibödigter Förderkörbe, bei denen auf jedem Boden 2 Wagen nebeneinander stehen. Sowohl an der Hängebank wie am Füllorte sind Aufsetzvorrichtungen vorhanden, und zwar an der Hängebank eine mechanische von Haniel & Lueg und am Füllorte eine hydraulische Vorrichtung. Sind die Körbe besetzt, so öffnet der Anschläger am Füllorte das Ventil der hydraulischen Aufsetzvorrichtung, sodaß diese mit dem Korb soweit niedergeht, bis das Hängeseil weggenommen und das Förderseil in Spannung ist. Das flachlitzige Förderseil mit Dreikantlitzten hat 44 mm Durchmesser; zur Seilausgleichung dient ein Bandseil.

Die eigentliche Fördermaschine ist ebenso wie die übrigen Teile der Anlage auf der Ackersole verlagert und mit einer Treibscheibe A (Fig. 2) von 5 m Durchmesser ausgerüstet, die bis auf die gußeisernen Nabe aus Schmiedeeisen besteht und eine

Ausfütterung von in frischem Zustande zugeschnittenem Weißbuchenholz besitzt. Dieses hat sich bis jetzt am besten bewährt; es braucht nur alle 7 bis 8 Monate erneuert zu werden, während bei andern Holzarten die Erneuerung viel häufiger stattfinden mußte. Da die Seilscheiben in einem Abstände von 2,25 m nebeneinander liegen und die Entfernung der Fördermaschinenachse von der Schachtmitte 33 m beträgt, so berechnet sich der Seilablenkungswinkel gegen die Mittelebene zu nahezu  $2^\circ$ , ohne daß sich bisher hieraus Unzuträglichkeiten ergeben hätten. Auf jeder Seite der Treibscheibe und mit dieser ein Ganzes bildend befindet sich ein schmiedeeiserner Bremskranz von L-förmigem Querschnitt, auf welchen 2 Bremsbacken  $d$  wirken. Die Welle von 349 mm größtem Durchmesser ist durch 2 mit Ringschmierung versehene Lager  $a_1$  und  $a_2$  gestützt und durch eine starre Flanschenkuppelung mit der Motorwelle verbunden, welche noch durch ein ebenfalls mit Ringschmierung ausgestattetes Außenlager  $a_3$  gehalten wird. Die 3 Lager und das Motorgehäuse ruhen auf einem gemeinschaftlichen Rahmen aus schmiedeeisernen Trägern.

Der Fördermotor B, der bis zu 38,5 Umdrehungen macht, hat während der Produktenförderung beim Anfahren 585 und bei voller Fahrt 380 PSe zu leisten. Neben jedem der 12 Feldmagnete sitzt ein Wendepol (s. Fig. 3). Die Wendepole sind untereinander parallel geschaltet und werden von dem Ankerstrom durchflossen. Sie haben den Zweck, bei Belastungsänderungen einer Verschiebung der Indifferenzstellen im Anker entgegenzuwirken und ermöglichen auf diese Weise einen funkenfreien Gang des Motors.

Die Anlaßmaschine oder der Ilgner-Umformer (Fig. 2 u. 4) steht vom Führerstand aus gesehen hinter

der eigentlichen Fördermaschine und ist dadurch dem Auge des Maschinenführers so weit entrückt, daß dieser durch ihren Gang nicht gestört wird. Für die Leerlaufarbeit beansprucht die Anlaßmaschine r. 40 KW. Der zugehörige Drehstrommotor C, der bei 475 Um-

drehungen r. 300 PSe leistet, ist mit 2 besondern Lagern  $c_1$  und  $c_2$  und besonderer Grundplatte versehen und treibt mittels einer elastischen Kupplung die Dynamowelle an. Diese ruht in 3 Kugellagern, und zwar 2 Hauptlagern  $e_1$  und  $e_2$ , zwischen denen sich

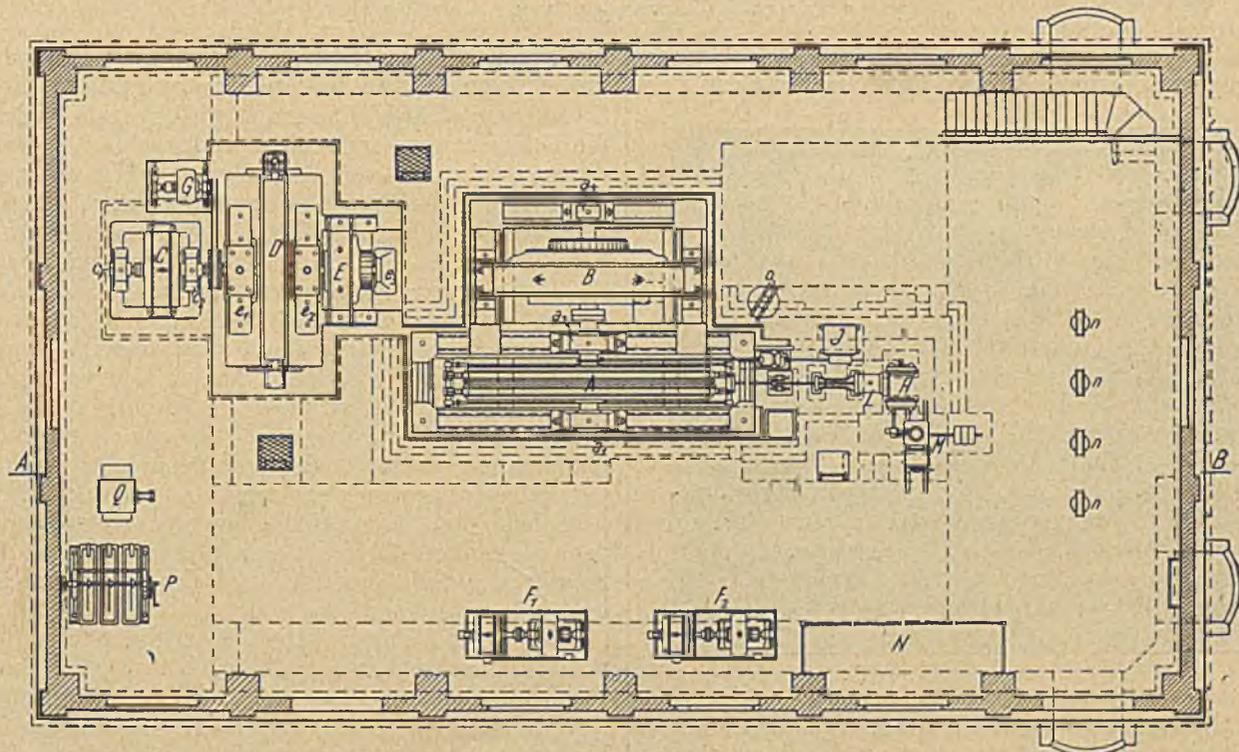
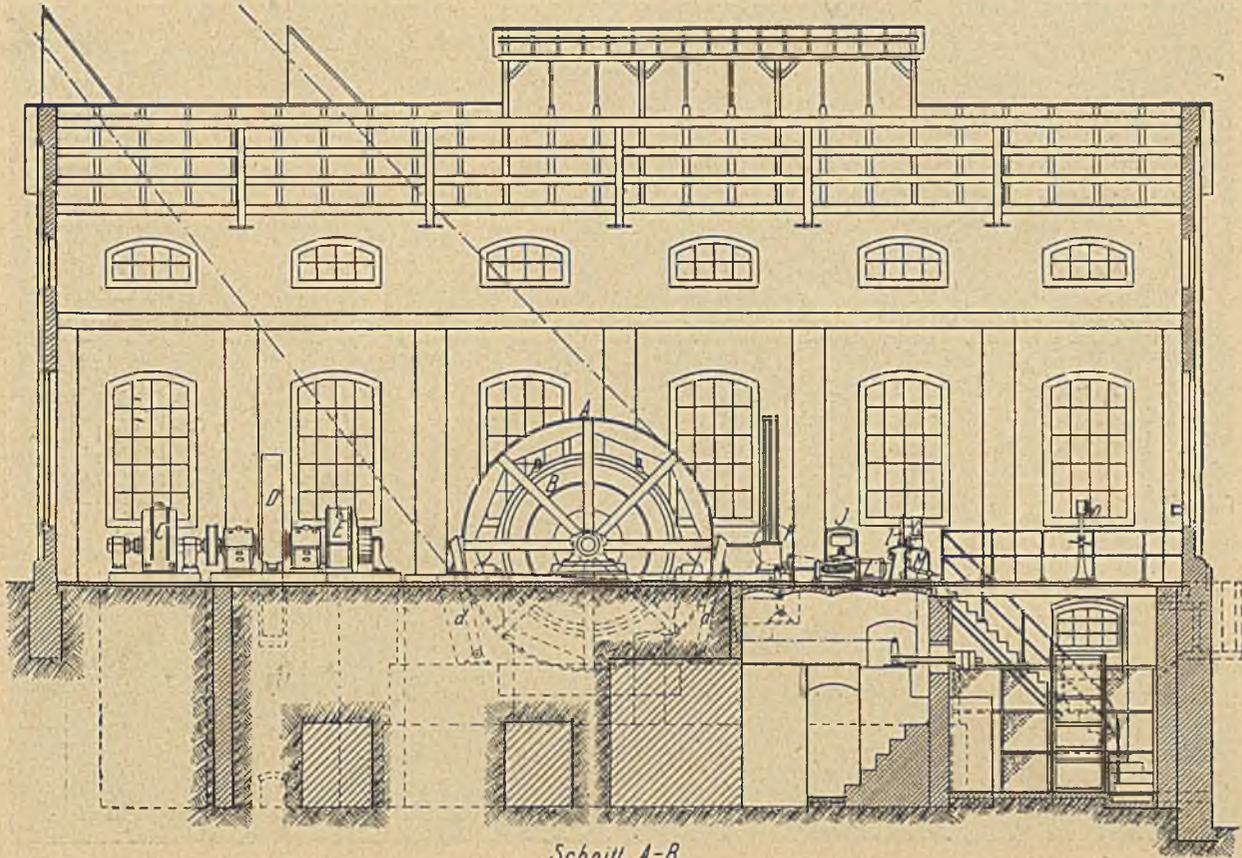


Fig. 2. Gesamtanordnung der elektrischen Fördermaschine.

das Schwungrad bewegt, und einem Außenlager  $e_3$  seitlich von der Dynamo. Das Schwungrad D. aus Stahlguß von Krupp gefertigt, wiegt 15 t und hat einen Durchmesser von 3,6 m. Zum schnellen

Anhalten in Notfällen dient eine durch ein Handrad mit Schraubenspindel anzuziehende Bandbremse. Die Anlaßdynamo E ist ebenso wie der Fördermotor zur Erzielung eines funkenfreien Ganges mit Wendepolen

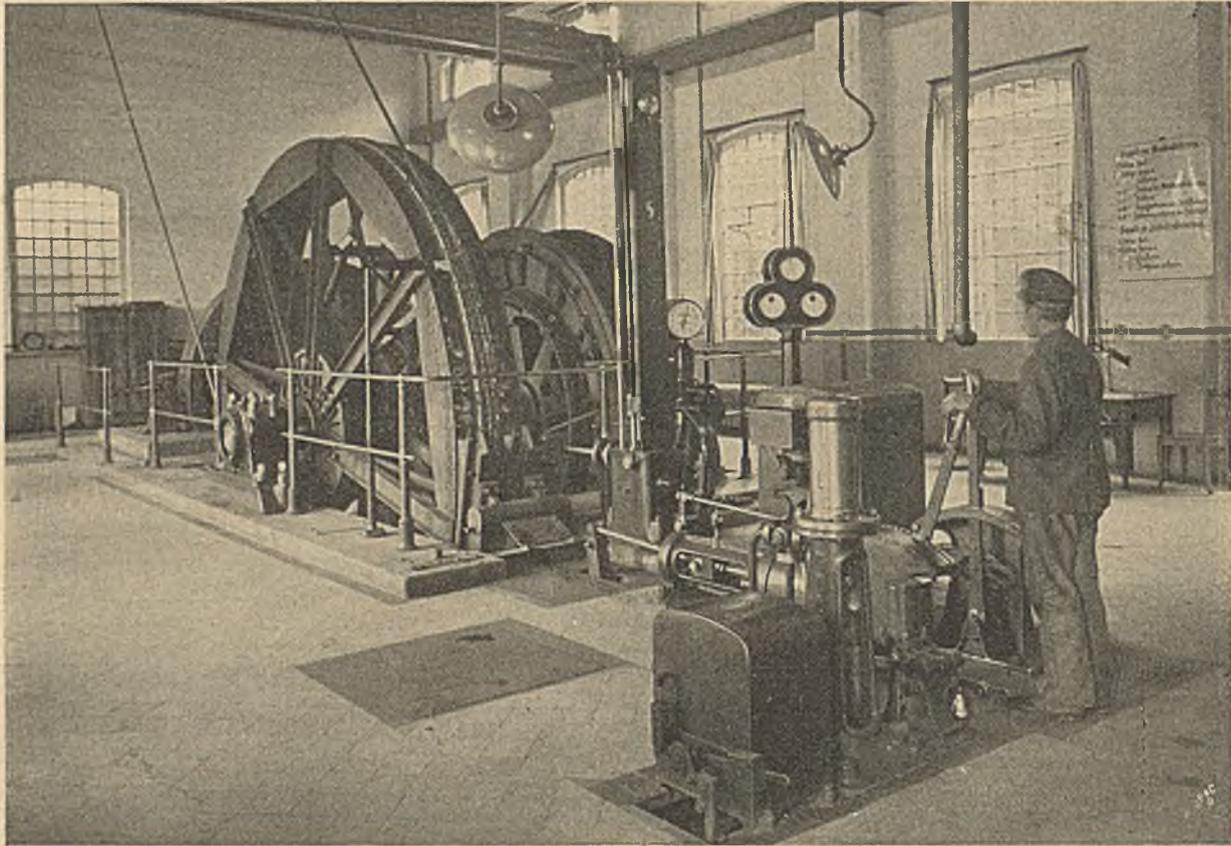


Fig. 3. Fördermotor mit Treibscheibe und Zubehör.

ausgestattet und erzeugt eine Spannung, die je nach der Erregung zwischen 0 und 400 V schwankt.

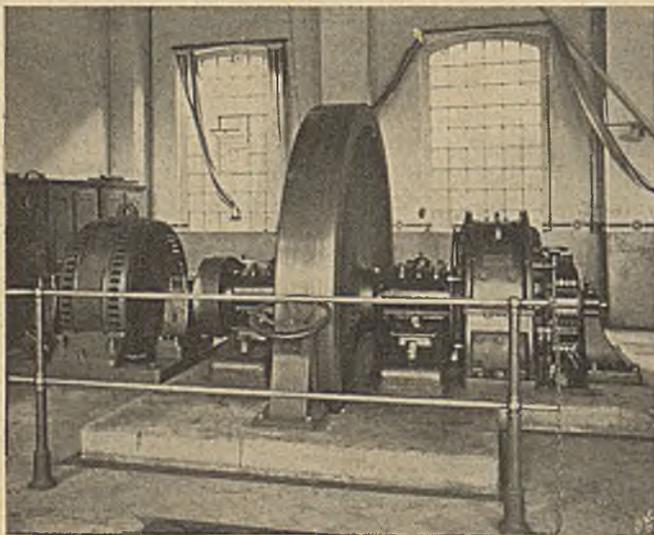


Fig. 4. Anlaßmaschine.

Für die Erregung der Feldmagnete des Fördermotors und der Anlaßdynamo sind an der einen Längsseite des Fördermaschinengebäudes 2 mit Hochspan-

nung betriebene Drehstrom-Gleichstrom-Umformer  $F_1$  und  $F_2$  von je 33 KW Leistung aufgestellt, die einen Strom von 220 V Spannung liefern und gleichzeitig die Schachanlage mit Licht versorgen. Die Dynamos dieser Umformer, von denen gewöhnlich einer in Reserve steht, besitzen Compoundwicklung, damit ihre wechselnde Belastung durch den Förderbetrieb ohne Einfluß auf die Spannung des Gleichstroms bleibt.

Sollte durch irgend einen unglücklichen Zufall der Strom von der Zentrale ausbleiben, so muß der Maschinenführer in der Lage sein, das im Gange befindliche Treiben mit Hilfe der im Schwungrade aufgespeicherten Kraft zu Ende zu führen. Da in diesem Falle aber auch die Erreger-Umformer versagen, so ist noch eine kleine Gleichstromdynamo G vorhanden, die mittels Riemen von der Anlaßmaschine aus angetrieben und beim Ausbleiben des Netzstromes von dem Maschinenführer in den Stromkreis für die Erregung der Anlaßdynamo und des Fördermotors eingeschaltet werden kann.

Die Steuerung des Fördermotors erfolgt mittels eines Steuerhebels l (Fig. 1, 2 u. 5), der auf den in der Nähe des Steuerbocks H aufgestellten Umkehrregulierwiderstand J im Stromzweig für die Erregung der Anlaßdynamo wirkt. Jeder Ausschlag des Steuerhebels nach vorwärts oder rückwärts hat eine

bestimmte Geschwindigkeit des Motors zur Folge. Eine als Retardierapparat bezeichnete Vorrichtung K, Anordnung Siemens-Schuckert, schreibt dem Hebel seine Stellung vor, wenn sich die Förderkörbe in der Nähe

der Hängebank bzw. des Füllortes befinden. Die Vorrichtung besteht in der Hauptsache aus 2 von der Fördermaschine bewegten Scheiben S (Fig. 5 u. 6), die bei jeder Fahrt nahezu eine volle Umdrehung machen,

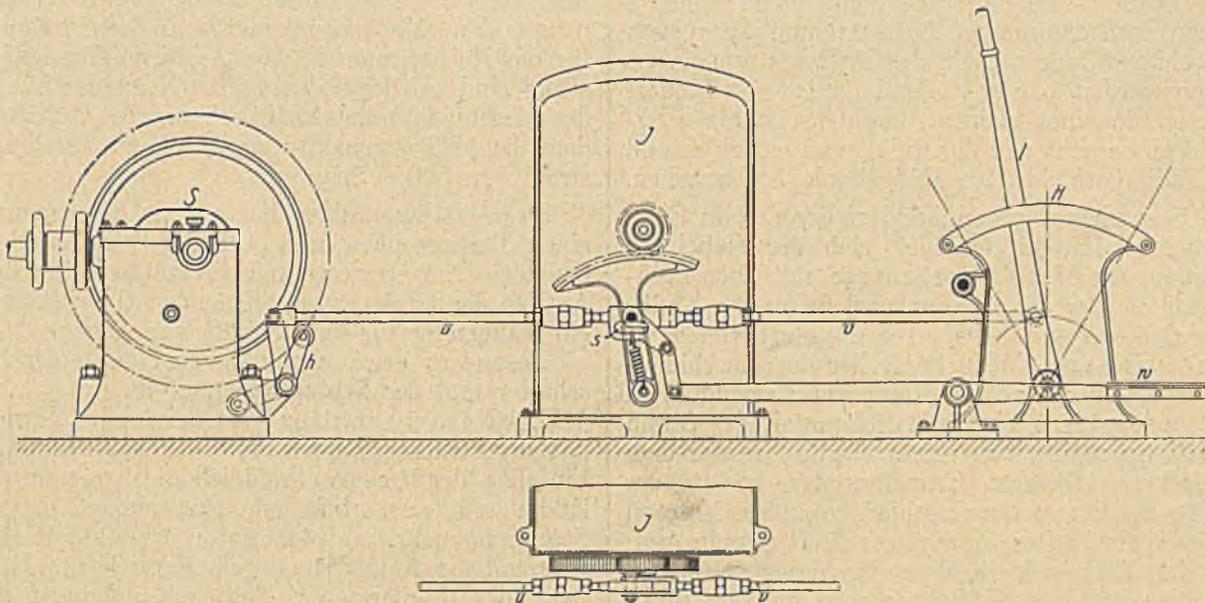


Fig. 5. Steuerung und Retardierapparat.

und von denen je eine einer Fahrtrichtung entspricht. Am Umfange jeder Scheibe befindet sich eine Knagge, gegen die sich der eine Arm eines mit der Steuerstange verbundenen dreiarmligen Hebels *h* lehnt. Hierdurch wird bei der Annäherung des Förderkorbes an die Hängebank der Steuerhebel allmählich der Null-

hebel weiter als bis zur Hälfte auszulegen. Dieser Riegel wird von einem Magneten betätigt, dessen Wicklung an die Sammelschienen für den Erregerstrom angeschlossen ist und vor Beginn der Seilfahrt entweder durch den Maschinenführer selbst oder den Anschläger von der Hängebank aus eingeschaltet wird.

Mit dem Steuerhebel ist ein Klinkhebel verbunden, welcher bei der Nullstellung des erstern in eine Rast einschnappt und dadurch in den Stromzweig für die Felderregung des Fördermotors einen Widerstand einschaltet, damit auf diese Weise während der Förderpausen an Erregerenergie gespart wird. Die Einrichtung war früher so getroffen, daß die Vorschaltung des Widerstandes schon bei der Annäherung an die Nullstellung begann. Dies hatte aber den Nachteil, daß im letzten Augenblick die Umdrehungsgeschwindigkeit des Fördermotors eine Zunahme erfahren und somit ein Übertreiben stattfinden konnte, weil die Umdrehungsgeschwindigkeit eines Nebenschlußmotors zwar einerseits mit der Spannung des den Ankerklemmen zugeführten Stromes sinkt, andererseits aber auch mit der Schwächung des Magnetfeldes zunimmt. Aus diesem Grunde ist die Einrichtung vor kurzem von den Lieferanten entsprechend abgeändert worden.

Durch Schwankungen in der Spannung und Periodenzahl des von der Zentrale gelieferten Drehstroms kommt es zuweilen vor, daß die hiervon abhängige Umdrehungsgeschwindigkeit der Anlaßmaschine unter die vorgesehene Grenze herabsinkt. Die Folge davon ist, daß auch die Klemmenspannung der Anlaßdynamo und damit die Umdrehungsgeschwindigkeit des Fördermotors nicht mehr genau der Stellung des Steuerhebels entspricht. Es tritt dann unter Umständen der Fall ein, daß der Motor nicht mehr das nötige Anzugmoment besitzt und der Förderkorb kurz vor der

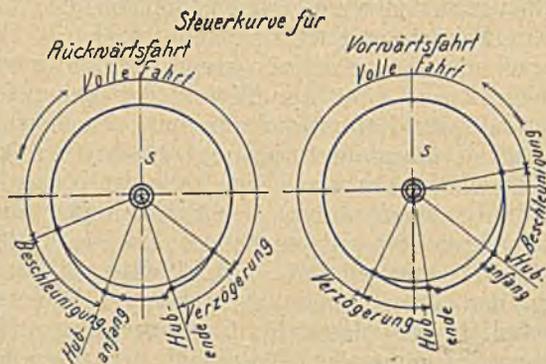


Fig. 6.

lage genähert, falls der Maschinenführer dies verab-säumen sollte. Ebenso ist beim Anfahren der Fördermaschine nur eine allmähliche Auslage des Steuerhebels möglich, während eine Auslage in verkehrter Richtung überhaupt ausgeschlossen ist. Dabei ist die Form der Knaggen so gewählt, daß der Maschinenführer am Ende der Aufholung immer noch die Möglichkeit besitzt, den Steuerhebel zur Ausführung der erforderlichen Manöver an der Hängebank in ganz engen Grenzen zu bewegen. In dem Augenblick dagegen, wo der Förderkorb die Hängebank um ein kurzes Stück überschreitet, wird der Hebel vollständig in die Nullage zurückgelegt.

Bei der Seilfahrt, wenn mit verminderter Geschwindigkeit gefahren werden muß, ist der Maschinenführer durch einen Riegel daran gehindert, den Steuer-

Hängebank zum Stillstand gelangt. Seitens der Siemens-Schuckert-Werke ist daher vor einiger Zeit die ursprünglich starre Steuerstange durch eine aus 2 Stücken u und v (Fig. 5) bestehende ersetzt worden. Das eine Stück v endigt in einen mit einem Schlitz s versehenen laschenförmigen Fortsatz und kann von dem Maschinenführer mittels des Fußtritts w so weit angehoben werden, daß er in der Lage ist, den Steuerhebel innerhalb eines kleinen, durch den Schlitz s begrenzten Spielraumes von der Nulllage zu entfernen und so den Förderkorb bis zur Hängebank hochzuheben.

Dem Steuerhebel gegenüber auf der andern Seite des Maschinenführers befindet sich der Hebel zur Handhabung der Manövriertbremse mit dem Preßluftzylinder L, der die 4 Bremsbacken an der Treibscheibe in Bewegung setzt. Die Preßluft von 6 at Spannung wird von einem im Keller des Maschinenhauses aufgestellten kleinen Kompressor erzeugt. Zu seinem Antrieb dient ein Drehstrommotor, der Strom von 500 V Spannung von einem ebenfalls unter dem Maschinenflur stehenden Transformator erhält, der gleichzeitig den Strom für verschiedene andere Motoren über Tage liefert. Der Kompressor läuft ständig um; erreicht der Luftdruck in dem zugehörigen Sammelbehälter eine bestimmte Höhe, so wird die Luftzufuhr durch Anheben des Saugventils selbsttätig abgestellt.

Der Bremshebel ist am Steuerbock mit dem Steuerhebel durch eine Querstange so verbunden, daß der Maschinenführer behufs Vermeidung einer Überlastung des Motors die Bremse lüften muß, bevor er mit dem Steuerhebel Strom geben kann.

Außer der Manövriertbremse ist noch eine Sicherheitbremse M vorhanden, welche auf dieselben Bremsbacken wie die Manövriertbremse wirkt. Das Wesen der Sicherheitbremse besteht darin, daß ein zum Anziehen der Bremsbacken dienendes Gewicht durch den Kolben eines kleinen Preßluftzylinders hochgehalten wird. Durch Betätigung eines Steuerorgans, das die Leitung zum Preßluftbehälter absperrt und den Raum unter dem Kolben mit der Atmosphäre in Verbindung setzt, sinkt dieser langsam nieder, sodaß die Bremse nicht plötzlich, sondern allmählich in Tätigkeit tritt.

Die Betätigung des erwähnten Steuerorgans erfolgt:

1. durch den Teufenzeiger, wenn die Maschine an der Hängebank nicht rechtzeitig angehalten wird;
2. durch einen Haltemagneten, der das Steuerorgan auslöst, wenn durch irgend einen Umstand die Erregerenergie ausbleiben sollte, der Maschinenführer also die Maschine nicht mehr in der Gewalt hat;
3. durch den Maschinenführer mittels eines neben dem Steuerbock befindlichen kleinen Handhebels.

Außerdem kommt die Sicherheitbremse zur Wirkung, wenn der Druck unter dem Kolben durch einen Stillstand des Kompressors oder aus ähnlichen Ursachen nachläßt. Der Maschinenführer wird dann darauf aufmerksam gemacht, daß auch nicht mehr genügend Druck für die Manövriertbremse zur Verfügung steht.

Es sind stets 2 Maschinenführer im Maschinenraum anwesend, die sich alle zwei Stunden bei der Führung der Maschine ablösen.

Die Zuführung des Stromes von der Zentrale geschieht durch 2 Kabel von je  $3 \times 70$  qmm Querschnitt, von denen jedes für die Übertragung der gesamten

auf der Schachtanlage benötigten Kraft ausreicht. Die Kabel führen nach dem im Keller des Fördermaschinengebäudes aufgestellten Schaltgerüst, auf dem sämtliche Hochspannungsapparate untergebracht sind. Darüber im Maschinenraum stehen die Schaltsäulen n mit den Meßinstrumenten und den Schalthebeln für die Hochspannung. Die Apparate für den Gleichstrom sind auf der Schalttafel N an der Längswand des Maschinenraumes montiert. Diese enthält außerdem die Meßinstrumente und Schalter für den Drehstrom von 500 V Spannung.

Der Maschinenführer hat an Meßinstrumenten nur einen Tachographen und auf der Schaltsäule o vereinigt ein Ampèremeter und ein Voltmeter für den zum Antrieb des Fördermotors dienenden Gleichstrom sowie ein Manometer für die Preßluft vor Augen.

Besonders erwähnenswert sind noch der Notauschalter und der Schlupfregler.

Der Notauschalter P ist durch eine Verriegelung mit der Sicherheitbremse verbunden und schaltet beim Einfallen der Bremse allmählich die Erregung der Anlaßdynamo aus. Infolgedessen erzeugt diese keine Spannung mehr, und der Motor arbeitet als Dynamo, während die Anlaßdynamo als Motor läuft. Hierdurch wird der Fördermotor elektrisch gebremst und die Wirkung der Sicherheitbremse unterstützt.

Der Schlupfregler Q ist zwischen den Drehstrommotor der Anlaßmaschine und den Flüssigkeitanlasser dieses Motors eingeschaltet und hat folgenden Zweck: Steigt die Belastung der Anlaßdynamo durch den Förderbetrieb über die Durchschnittbelastung des Drehstrommotors, so muß, wenn Stromstöße in der Zentrale vermieden werden sollen, die fehlende Energie aus dem Schwungrad entnommen werden. Dieses gibt aber nur Energie her, wenn seine Tourenzahl abnehmen kann, was der Motor, der bei gleichem Widerstande im Rotorstromkreis mit derselben Geschwindigkeit umzulaufen bestrebt ist, zu verhindern sucht. Damit in einem solchen Falle der Motor langsamer läuft, wird durch den Schlupfregler in den Rotorstromkreis ein entsprechender Teil eines Metallwiderstandes eingeschaltet. Sinkt dagegen die Belastung der Dynamomaschine, so wird Widerstand ausgeschaltet, der Motor läuft rascher um, und das Schwungrad nimmt den Überschuß der vom Motor geleisteten Energie auf.

Die Ein- und Ausschaltung des Widerstandes erfolgt selbsttätig durch den vom Drehstrommotor aus dem Netze entnommenen Strom, der die Hochspannungswicklung eines kleinen Transformators durchfließt. Steigt oder sinkt entsprechend der größeren oder geringern Beanspruchung des Drehstrommotors die Stromstärke, so wird durch den Strom aus der Niederspannungswicklung des Transformators ein kleiner hinter der Schalttafel befindlicher Steuerapparat beeinflusst. Dieser wirkt seinerseits auf ein Relais, das einen am Widerstand angebrachten kleinen Motor derart in den von dem Erregerunformer erzeugten Gleichstrom einschaltet, daß dieser Motor sich entweder nach der einen oder andern Richtung dreht und den Kontaktschlitten des Widerstandes entsprechend verstellt.

Die Anlagekosten der elektrischen Förderma-

schine haben einschließlich aller zugehörigen Apparate und Leitungen, jedoch ohne die Zuleitungskabel von der Zentrale, sowie einschließlich Montage und Fundamentierung 169 955  $\mathcal{M}$  betragen.

Der Verbrauch der Maschine an elektrischer Energie, der durch fortlaufende Ablesungen an einem im Maschinengebäude angebrachten Kilowattstundenzähler festgestellt wird, berechnet sich für die Zeit vom 1. Januar 1906 bis 1. Juli 1907 einschließlich der Nachschichten und aller Sonn- und

Feiertage auf durchschnittlich 1,55 KW-st für 1 Schachtpferdekraftstunde. Bei dieser Berechnung sind die eingehängten Lasten nicht berücksichtigt.

Die Kosten für die Schachtpferdekraftstunde stellen sich, wie folgt:

10 pCt Verzinsung und Tilgung der Anlagekosten	Pf. 3,10
Kosten der elektrischen Kraft	4,03
Bedienung der Maschine, sowie Unterhaltung,	
Schmier- und Putzmaterialien	2,01
	zus. 9,14.

## Der Achtstundentag im britischen Steinkohlenbergbau.

Von Dr. Ernst Jüngst, Essen-Ruhr.

Eine gesetzliche Beschränkung der Arbeitszeit für die erwachsenen männlichen Arbeiter besteht im Kohlenbergbau gegenwärtig nur in Frankreich, Österreich und Holland. In Preußen befindet sich wohl ein sanitärer Maximalarbeitstag in Geltung, er erstreckt sich jedoch nur auf die Personen, welche an Punkten mit einer 28° C überschreitenden Temperatur arbeiten und läßt die übrige Belegschaft unberührt. Allerdings können die Oberbergämter für ihren Bezirk oder Teile davon mit Rücksicht auf die etwaigen, den Gesundheitszustand der Arbeiter beeinflussenden Betriebsverhältnisse der ihrer Aufsicht unterstellten Werke nach Anhörung des Gesundheitsbeirates die Dauer der täglichen Arbeitszeit, ihren Beginn sowie ihr Ende festlegen, doch haben sie meines Wissens von dieser ihnen durch die Novelle vom 14. Juli 1905 erteilten Befugnis noch keinen Gebrauch gemacht. Die Bestimmung desselben Gesetzes, daß in der Arbeitsordnung der einzelnen Werke die Schichtdauer (gerechnet vom Ende der Seilfahrt bis zu ihrem Wiederbeginn) angegeben sein muß, bedeutet noch weniger als für den einzelnen Bezirk für die sämtlichen preußischen Bergbaureviere eine Vereinheitlichung der Schichtzeit, letztere zeigt vielmehr bei einer weitgehenden Gleichmäßigkeit in demselben Bezirke von Revier zu Revier sehr starke Abweichungen. Einer Maximierung in ihrem jetzigen Umfange dürfte jedoch praktisch die weitere Vorschrift derselben Novelle gleichkommen, daß die regelmäßige Schichtdauer für den einzelnen Arbeiter durch die Ein- und Ausfahrt nicht um mehr als eine halbe Stunde verlängert werden darf und daß eine Verlängerung der Arbeitszeit zur Umgehung dieser Vorschrift unzulässig ist. In Belgien ist die Frage des Achtstundentages im Kohlenbergbau neuerdings wieder lebhaft erörtert worden, mit der Folge, daß durch ein Kgl. Dekret vom 6. April d. J. unter dem Vorsitz des Arbeitsministers eine Kommission von 23 Personen zu ihrem Studium eingesetzt worden ist. In der nordamerikanischen Union haben einige Staaten durch Gesetz die Arbeitszeit im Kohlenbergbau eingeschränkt, doch sind diese Gesetze, außer unter zwei hier nicht zu behandelnden Voraussetzungen, durch den höchsten Gerichtshof des Landes für verfassungswidrig erklärt worden.

Österreich ist den übrigen Ländern auf dem Wege der Einführung eines Maximalarbeitstages im Kohlenbergbau vorangegangen. Durch das Gesetz vom 27. Juni 1901, das am 1. Juli 1902 in Kraft trat, wurde die neunstündige Schicht für die sämtlichen Untertagearbeiter begründet. Die Schichtdauer wird gerechnet vom Beginn der Seilfahrt bis zu ihrer Be-

endigung und schließt Mahlzeiten und andere Unterbrechungen der Arbeit ein. Übrigens bestand im österreichischen Bergbau schon seit 1884 eine gesetzliche 12 stündige Schicht, von der allerdings die Arbeitspausen 2 Stunden beanspruchten; das betreffende Gesetz (21. Juni 1884) ist auch jetzt noch für den Bergbau in Geltung, soweit er nicht auf Kohle umgeht.

Das französische Achtstundentag-Gesetz ist am 5. Januar 1906 in Kraft getreten; es sieht zunächst eine neunstündige Schicht vor, die in zwei Stufen nach vier Jahren zur Achtstundenschicht werden soll. Die Schicht schließt im Gegensatz zu den österreichischen Vorschriften etwaige Ruhepausen nicht ein, sie kann also um deren Dauer verlängert werden und erstreckt sich vom Ende der Seilfahrt bis zu ihrem Wiederbeginn. Kürzlich hat die französische Abgeordnetenversammlung einen Antrag angenommen, welcher die Ausdehnung des Gesetzes, das bis jetzt nur für die Hauer gilt, auf die sämtlichen Arbeiter unter Tage bezweckt. Der Antrag hat noch die Beratung im Senat durchzumachen, seine Annahme darf aber als gesichert gelten. Auf das holländische Gesetz, welches die stufenweise Erreichung einer 8 $\frac{1}{2}$  stündigen Schicht vorsieht, sei bei der geringen Bedeutung, welche der Bergbau dieses Landes bislang besitzt, nicht weiter eingegangen. Es gibt ebenso wie das österreichische und französische Gesetz der Bergbehörde ein weitreichendes Dispensationsrecht. In Frankreich können Gruben, deren Rentabilität durch das Gesetz bedroht erscheint, dauernd von seinen Bestimmungen ausgenommen werden; eine zeitweise Befreiung ist nicht nur bei Unglücksfällen und aus Gründen der Betriebssicherheit statthaft, sondern kann auch dann bewilligt werden, wenn ohne Überarbeit die Nachfrage nach Kohle nicht befriedigt werden kann. In ähnlicher Weise läßt das österreichische Gesetz aus wirtschaftlichen Gründen sowie in Dringlichkeitsfällen eine Schichtverlängerung auf 12 Stunden zu, wovon jedoch die eigentliche Arbeitszeit nur 10 Stunden beanspruchen darf; das ist nichts anderes als die Beibehaltung bzw. Wiederherstellung des Zustandes, welcher durch das Gesetz vom 21. Juni 1884 geschaffen war.

In Großbritannien liegen die ersten Anläufe zur Einführung des Achtstundentages im Bergbau im Wege der Gesetzgebung fast 20 Jahre zurück. Zum ersten Mal wurde ein solcher Antrag im Jahre 1890 gestellt, um seitdem in jedem Jahre, wenschon meist in veränderter Gestalt, wiederzukehren. Vier Mal kam der Antrag in die 2. Lesung und zwei Mal wurde er in dieser angenommen. So auch im letzten

Jahre. Die jetzt am Ruder befindliche liberale Regierung, welche sich in einer gewissen Abhängigkeit von den Arbeiterdelegierten befindet, zu denen die Vertreter der Bergarbeiter ein starkes Kontingent stellen, hat bei wiederholten Gelegenheiten dem Grundsatz des Antrages gegenüber ihre Sympathie zum Ausdruck gebracht, angesichts seiner außerordentlichen wirtschaftlichen Tragweite ihre endgültige Stellungnahme jedoch von dem Ergebnis einer vorherigen Untersuchung über seine voraussichtlichen wirtschaftlichen Folgen abhängig machen zu sollen geglaubt und zu dem Behufe eine aus 7 Mitgliedern bestehende Kommission eingesetzt. Deren Untersuchung sollte sich im einzelnen darauf erstrecken, welche Folgen der gesetzliche Achtstundentag haben würde auf die Produktion von Kohle, auf den Lohn und die Beschäftigung der Bergarbeiter, das Kohlenausfuhrgeschäft und die übrigen von einer solchen Maßnahme vornehmlich berührten Industrien. Die Kommission hat im ganzen 27 Sitzungen abgehalten und 74 Zeugen vernommen, darunter Bergwerksbesitzer, Grubendirektoren und -Betriebsführer, Bergingenieure und Geschäftsführer von Kohlenbergbau-Vereinen, ferner eine Anzahl von Arbeitervertretern, Königliche Bergrevierbeamte sowie andere Regierungsvertreter, verschiedene ärztliche Autoritäten, Repräsentanten des Kohlenausfuhrhandels, der Eisen- und Stahlindustrie, des Transportgewerbes und der Gasindustrie. Der Bericht der Kommission ist vor einiger Zeit erschienen und ebenso wie die stenographische Aufnahme der Zeugenvernehmungen dem Parlament zugegangen; er enthält in seinen zusammenfassenden Darlegungen sowie in seinen zahlreichen Anlagen eine außerordentliche Fülle des Interessanten und Beachtenswerten, dessen Kenntnis für die deutschen Bergbautreibenden nicht nur von theoretischer Bedeutung ist, sondern auch einen direkt praktischen Wert haben kann.

Im Vordergrund der Untersuchung stand die Frage nach der Einwirkung des Achtstundentages auf den Umfang der Produktion; mit ihrer Beantwortung waren die eben angedeuteten übrigen Fragen ebenfalls in der Hauptsache entschieden. Es galt vor allem festzustellen, wie viele Arbeitstunden der verschiedenen Arbeiterklassen in den einzelnen Bezirken durch die in Frage stehende Beschränkung der Arbeitszeit der Produktion

entzogen werden würden. Diese Untersuchung wurde durch den Umstand vereinfacht, daß es im Kohlenbergbau keine seßhafte oder fluktuierende Klasse von vollständig Arbeitlosen gibt. Ganz allgemein gesprochen, läßt sich vielmehr für englische Verhältnisse sagen, daß wenn die Förderung einer Grube 20 pCt unter ihre Leistungsfähigkeit herabgesetzt werden muß, dann nicht 20 pCt der Belegschaft entlassen werden, sondern die bisherige Belegschaft einfach 20 pCt weniger als die volle Zeit arbeitet. Auf der andern Seite sah sich aber die Kommission vor einem fast gänzlichen Mangel an den erforderlichen statistischen Unterlagen. Deren Beschaffung war ihre erste Aufgabe; ihr diente die Versendung eines Fragebogens an mehr als 3000 Bergwerksunternehmungen des Vereinigten Königreichs. Das Ergebnis war sehr günstig, die einlaufenden Antworten erstreckten sich auf 84 pCt der Arbeiter unter Tage, sodaß die Kommission für die übrigen 16 pCt gleiche Verhältnisse annehmen durfte.

Ehe auf das von der Kommission zusammengetragene statistische Material eingegangen werden kann, sind einige Bemerkungen erläuternder Natur angebracht. Der Achtstundentag wird, wie wir schon oben bei der Betrachtung der Gesetzgebung einzelner Länder sahen, in verschiedener Weise aufgefaßt, je nachdem man darin die auf Ein- und Ausfahrt verwandte Zeit mit einrechnet oder davon ausschließt oder aber auch den mittlern Weg wählt, darin nur die Zeit des einen Weges zu begreifen. Diese letztere Methode hat die Kommission ihren Berechnungen zu Grunde gelegt, sie ist also davon ausgegangen, daß die 8 Stunden zu zählen sind vom Beginn der Seilfahrt bis zu ihrem Wiederbeginn, mit andern Worten, daß bei der Annahme derselben Reihenfolge bei Ein- und Ausfahrt der einzelne Mann in der Schicht 8 Stunden unter Tage verbringt. Wenn im Folgenden des öftern von vollen Arbeitstagen (days of full work) die Rede sein wird, so ist zum Verständnis dieses Ausdrucks darauf hinzuweisen, daß in den meisten britischen Bergbaubezirken an einem oder auch zwei Tagen der Woche eine kürzere Arbeitszeit in Anwendung steht.

Das Ergebnis der Erhebung über die Dauer der Schicht in dem angegebenen Sinne ist für das Vereinigte Königreich und seine 14 Berginspektionsbezirke in der folgenden Tabelle niedergelegt.

Zahl der Untertagearbeiter, welche an „full days“ vom Beginn der Seilfahrt bis zu ihrem Wiederbeginn arbeiten:

Berginspektionsbezirke	7 st und weniger	7 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> st	7 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —8 st	8 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> st	8 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —9 st	9 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> st	9 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —10 st	10—10 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> st	10 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —11 st	11—11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> st	11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —12 st	12 u. mehr st	Zusammen	
													8 st u. weniger	über 8 st
Ostschottland . . . . .	39	315	4 434	11 362	18 162	2 783	1 957	67	184	11	174	3	4 788	34 703
Westschottland . . . . .	29	53	2 742	4 380	18 313	2 703	3 108	30	10	4	22	17	2 824	23 587
Northumberland u. Cumberland . . . . .	10 122	6 720	13 864	1 831	1 016	168	6 685	220	668	4	31	—	30 706	10 623
Durham . . . . .	42 752	4 897	21 222	93	109	9	22 656	1 304	60	—	91	—	68 871	24 322
Yorkshire . . . . .	24	1 889	16 954	23 388	25 259	3 335	4 690	519	271	—	71	8	18 867	57 541
Manchester u. Irland . . . . .	21	207	478	2 662	5 529	6 189	7 455	4 937	2 862	207	212	23	706	30 076
Westlancashire und Cheshire . . . . .	—	—	5	216	3 824	6 615	19 387	1 220	3 004	59	218	—	5	34 543
Nordwales . . . . .	—	—	265	145	764	4 792	701	172	111	—	3	—	265	6 688
Midland . . . . .	26	36	746	2 081	11 524	21 439	20 194	5 640	367	18	194	4	808	61 461
Stafford . . . . .	—	84	203	885	11 085	13 766	5 914	1 718	603	—	45	5	287	34 021
Cardiff . . . . .	20	—	18	30	2 822	31 718	14 008	10 351	1 859	123	269	28	38	61 208
Swansea . . . . .	95	15	251	19	2 371	9 335	8 937	2 306	64	9	73	5	361	23 169
Monmouthshire . . . . .	7	—	69	—	602	4 226	23 228	5 010	2 264	—	226	7	67	35 563
Südbezirk . . . . .	26	159	2 923	462	3 210	975	2 209	2	—	—	10	—	3 108	6 868
Zusammen . . . . .	53 161	14 375	64 174	47 554	104 590	108 103	141 129	33 496	12 327	435	1 639	100	131 710	449 373

Es arbeiten also 77,33 pCt der unter Tage beschäftigten britischen Kohlenbergarbeiter mehr als 8 Stunden, 22,67 pCt 8 Stunden und weniger, 9,15 pCt der Untertagearbeiter haben eine Arbeitszeit von 7 Stunden und weniger, 2,47 pCt eine solche von 7—7½ und 11,04 pCt von 7½—8 Stunden. Die überwiegende Mehrzahl (60,89 pCt) verzeichnet eine Arbeitszeit von 8½—10 Stunden.

Eine Zusammenfassung sowie gleichzeitig eine Er-

weiterung der vorstehenden Angaben bietet die folgende Tabelle, in der neben den Untertagearbeitern in ihrer Gesamtheit auch noch die Hauer aufgeführt sind und außer der täglichen Arbeitszeit an full days des weitern die wöchentliche Arbeitszeit, wie sie sich unter Berücksichtigung der herkömmlichen stop und short days berechnet, angegeben ist.

Es betrug die Arbeitszeit

in	an vollen Arbeitstagen		in der Woche	
	für die Hauer	für alle Untertagearbeiter	für die Hauer	für alle Untertagearbeiter
	st	min	st	min
Ostschottland . . . . .	8	41	45	6
Westschottland . . . . .	8	54	46	32
Northumberland u. Cumberland . . . . .	7	28	39	56
Durham . . . . .	6	49	37	12
Yorkshire . . . . .	8	29	48	19
Manchester u. Irland . . . . .	9	10	42	26
Westlancashire u. Cheshire . . . . .	9	39	52	37
Nordwales . . . . .	9	6	53	22
Midland . . . . .	9	18	53	56
Stafford . . . . .	9	8	53	33
Cardiff . . . . .	9	44	55	7
Swansea . . . . .	9	19	53	34
Monmouthshire . . . . .	9	54	54	52
Südbezirk . . . . .	8	32	50	51
Ver. Königreich . . . . .	8	36	47	46

Danach hat die Gesamtheit der Untertagearbeiter im britischen Kohlenbergbau durchschnittlich eine tägliche Arbeitszeit von 9 Stunden 3 Minuten. Die Unterschiede in den einzelnen Bezirken sind sehr erheblich, die Arbeitszeit schwankt zwischen einem Minimum von 8 st 17 min in Durham und einem Maximum von 9 st 57 min in Monmouthshire. Noch größer sind diese Unterschiede, wenn man die Hauer, welche eine durchschnittliche Schicht von 8 st 36 min verzeichnen, allein in Betracht zieht. Mit 6 st 49 min arbeiten diese in Durham bedeutend kürzer als die dortigen Untertagearbeiter insgesamt (8 st 17 min), während in Monmouthshire die Differenz in der Arbeitszeit der beiden Kategorien mit 9 st 54 min gegen 9 st 57 min nur ganz geringfügig ist. Für die Hauer würde der Achtstundentag eine Verkürzung der Arbeitszeit an vollen Arbeitstagen um 7 pCt bringen, für die übrigen Untertagearbeiter, deren Schicht z. Z. 9 st 28 min dauert, dagegen eine solche von fast 15½ pCt. Ganz verschieden würde auch das Maß der Rückwirkung des Achtstundentages in den einzelnen Bergrevieren sein. Für die Hauer von Durham und Northumberland würde er überhaupt keine Verkürzung der Arbeitszeit bedeuten, in Südwestwales, das die Bezirke von Cardiff, Swansea und Monmouthshire umfaßt, und wo die Hauer 9 st 19 min bis 9 st 54 min unter Tage bleiben und ebenso in Westlancashire und Cheshire würde dagegen mit einer sehr bedeutenden Einschränkung zu rechnen sein. Der Aufenthalt unter Tage ist aber nun keineswegs in vollem Umfange als eigentliche produktive Arbeitszeit anzusprechen. Diese berechnet sich vielmehr erst nach

Abzug des Zeitaufwandes, den die Zurücklegung der unterirdischen Wege erfordert und die Mahlzeiten und Ruhepausen während der Schicht beanspruchen. Für die Hauer beträgt ersterer im Durchschnitt 60 Minuten; für die andern Untertagearbeiter ist er nur zu schätzen, die Kommission nimmt ihn mit 30 Minuten an. Auf die Mahlzeiten und Ruhepausen entfällt ein weiterer Verlust von 39 Minuten für alle Klassen, sodaß sich für den Hauer bei einer Schichtdauer von 8 st 36 min eine produktive Arbeitszeit von 6 st 57 min und für den Rest der Untertagearbeiter, deren Schicht 9 st 28 min beträgt, eine solche von 8 st 19 min ergibt. Wenn man auf Grund verschiedener Sachverständigen-Aussagen die Zeit für den Weg zur Arbeitstätte sowie für die Mahlzeiten und Ruhepausen als ein Minimum betrachten will, das keine weitere Verminderung mehr zuläßt, und dementsprechend die Einschränkung der Schichtdauer allein auf die produktive Arbeitszeit entfiel, so würde die Schichtverkürzung für die Hauer sich auf 8,63 pCt und für die andern Untertagearbeiter auf 17,64 pCt belaufen. Wohlverstanden aber nur an vollen Arbeitstagen. In vielen Bergbaubezirken besteht jedoch, wie schon angedeutet, der Brauch, an einem oder auch zwei Tagen der Woche einige Stunden weniger als sonst zu arbeiten und in einigen Revieren ist sogar der Samstag für alle Gruben als gänzlicher „stop day“, an dem jede Arbeit ruht, anerkannt. In welchem Umfange beides in den einzelnen Bergrevieren der Fall ist, läßt die folgende Tabelle ersehen.

Es kommen auf 2 Wochen  
in

Ostschottland	} zu etwa gleichen Teilen;
Westschottland	
Northumberland	} 1 kurzer und 10 volle Tage; oder, weniger häufig, 11 volle Tage;
Cumberland	
Durham	} 1 Ruhetag, 1 kurzer Tag und 10 volle Tage; oder 2 kurze und 10 volle Tage;
Yorkshire	
Manchester	dsgl.
Westlancashire	dsgl.
Nordwales	} 4 kurze und 8 volle Tage; oder 2 kurze und 10 volle Tage;
Midland	
Stafford	} 2 kurze und 10 volle Tage; oder 4 kurze und 8 volle Tage, oder 12 volle Tage;
Cardiff	
Swansea	} 2 kurze und 10 volle Tage; 4 kurze und 8 volle Tage;
Monmouthshire	
Forest of Dean	12 volle Tage;
Südbezirk	2 kurze und 10 volle Tage;

Es ist einleuchtend, daß der gesetzliche Achtstundentag die Arbeitszeit an den kurzen Tagen, wo sie jetzt schon durchgängig weniger als 8 st beträgt, unberührt lassen würde und für die stop days überhaupt nicht in Frage käme, wenschon für seine Wirkung in der Richtung einer Verlängerung der Arbeitszeit an erstern und einer Verminderung der Zahl der letztern eine gewisse Wahrscheinlichkeit vorliegt. Auf Grund der ihr von den Grubenverwaltungen gemachten Angaben ist die Kommission zu der Feststellung gelangt, daß von den 600 Arbeitstagen, über welche 100 Untertagearbeiter in der Woche verfügen, in Zeiten, wo die Marktlage einen uneingeschränkten Betrieb gestattet, 488 als volle Arbeitstage mit einer durchschnittlichen Schichtdauer von 9 st 3 min in Betracht kommen, während daneben noch 92 (davon 67 Samstage) als kurze Tage mit einer Schicht von 6 st 13 min und 20 Ruhetage zu zählen sind. Auf jeden Untertagearbeiter berechnet sich hieraus eine wöchentliche Arbeitszeit von 49 st 53 min (s. die Tabelle auf S. 1203), wovon 5 st 43 min auf die sogenannten kurzen und 44 st 10 min auf die vollen Tage entfallen. Es folgt daraus, daß 11,46 pCt der wöchentlichen Arbeitszeit von der gesetzlichen Einschränkung unberührt bleiben würden. Berücksichtigt man dieses Moment, so ergibt sich für die Gesamtheit der Untertagearbeiter im Falle der Einführung des Achtstundentages eine Verminderung ihrer wöchentlichen Arbeitszeit um 10,27 pCt, für die Hauer allein eine solche um 6,20 pCt und für die sonstigen in der Grube beschäftigten Personen von 13,72 pCt. Wenn man ausschließlich die produktive Arbeitszeit in Betracht zieht, stellt sich die Verkürzung der Schicht für die beiden letztgenannten Kategorien auf 7,64 und 15,62 pCt.

Die meisten Sachverständigen, welche vor der Kommission erschienen sind, vertraten nun die Auffassung, daß diese mit der Feststellung, wie viele Stunden durch

den Achtstundentag für die Produktion in Wegfall kommen würden, ihre Aufgabe gelöst habe, da die Förderung genau in arithmetischem Verhältnis zu der Verminderung der Arbeitsstunden abnehmen werde. Will man diese Ansicht als richtig annehmen, so würde sich, wenn man von der Verminderung der Arbeitszeit für alle Untertagearbeiter ausgeht, bei Zugrundelegung der Produktion des letzten Jahres ein Förderausfall von 25,75 Mill. t ergeben; legt man aber der Berechnung die produktive Arbeitszeit der am meisten in Mitleidenschaft gezogenen Arbeiterkategorie zugrunde, so gelangt man zu einer Minderproduktion von 39 $\frac{1}{2}$  Million t. Mir scheint jedoch in Übereinstimmung mit der Kommission diese Ansicht unhaltbar. Es steht vielmehr zu erwarten, daß eine Reihe von Umständen in ihrer Gesamtwirkung eine nicht unbeträchtliche Abschwächung der von der Einführung des Achtstundentages nach Ansicht der meisten bergmännischen Sachverständigen zu gewärtigenden Produktionsverminderung herbeiführen wird.

In diesem Zusammenhang weist die Kommission in erster Linie auf die Möglichkeit hin, diejenigen Stunden z. T. für die Produktion nutzbar zu machen, welche ihr jetzt aus verschiedenen Gründen innerhalb einer theoretischen wöchentlichen Arbeitszeit von 6 mal 8 Stunden entzogen werden. Wir sahen oben, in welchem beträchtlichem Umfange im britischen Bergbau sog. short days und stop days bestehen. Die Ersetzung beider durch einen achtstündigen Arbeitstag würde die durchschnittliche wöchentliche Arbeitszeit mit einem Schlage um 3 st 14 min verlängern. Allein eine solche Entwicklung muß als ausgeschlossen gelten. Die Aussicht, daß sich stop days in regelmäßige Arbeitstage werden umwandeln lassen, erscheint zum mindesten nicht größer als die Wahrscheinlichkeit einer Verlängerung der Arbeitszeit an den short days.

soweit diese — und das ist die überwiegende Mehrzahl — auf den Samstag fallen. Die gänzliche Arbeitruhe oder doch die Verkürzung der Arbeitszeit am Samstag ist ein im britischen Bergbau schon lange in Übung befindlicher Gebrauch, von dem zu lassen die Bergarbeiter schwerlich irgend welche Geneigtheit zeigen werden. Bestrebungen des Unternehmertums auf eine Abänderung des bisherigen Zustandes würden möglicherweise zu schweren wirtschaftlichen Kämpfen führen. In dem einen oder andern Falle mag allerdings die Verlängerung von short days auf 8 Stunden in Aussicht genommen werden können, jedoch ist der hieraus für

die Arbeitszeit abzuleitende Gewinn im ganzen nur als sehr geringfügig zu veranschlagen. Ein weiterer Verlust an Arbeitszeit resultiert aus dem Feiern der Gruben infolge von schlechtem Geschäftsgange, Unglücksfällen, Streiks, Aussperrungen usw. Über seine Höhe geben für die letzten 10 Jahre die nachstehenden von dem Handelsamt aufgestellten Nachweisungen Aufschluß. Darin ist die normale Woche gleich 6 Tagen gesetzt, die eingebürgerten short days werden als full days gerechnet, andere Tage, an denen kürzere Zeit gearbeitet wird, dagegen nur als Bruchteile von Tagen in Ansatz gebracht.

Jahr	Januar	Februar	März	April	Mai	Juni	Juli	August	Sep-tember	Oktober	No-vember	De-zember	Durchschn. jährlich
1897	5,15	5,34	5,14	4,84	5,20	4,82	4,95	4,92	5,24	5,37	5,32	5,31	5,13
1898	5,06	5,24	5,29	4,98	5,38	4,95	5,13	5,19	5,37	5,44	5,46	5,54	5,25
1899	5,16	5,63	5,62	5,24	5,64	5,42	5,25	5,23	5,46	5,58	5,64	5,65	5,46
1900	5,13	5,69	5,67	5,19	5,63	5,18	5,52	5,43	5,65	5,63	5,45	5,46	5,47
1901	4,80	5,19	5,30	4,91	5,23	4,71	4,83	4,91	5,36	5,36	5,33	5,46	5,12
1902	5,26	5,39	5,35	4,90	4,89	5,17	4,82	4,94	5,35	5,32	5,51	5,51	5,22
1903	5,22	5,28	5,10	4,82	5,21	4,64	4,84	4,89	5,22	5,21	5,24	5,40	5,09
1904	5,10	5,19	5,28	4,86	5,09	4,95	4,79	4,76	5,17	5,16	5,14	5,30	5,07
1905	4,95	5,33	5,10	4,95	4,94	4,59	4,63	4,76	5,13	5,32	5,28	5,39	5,03
1906	5,01	5,54	5,50	5,08	5,37	4,84	4,99	4,95	5,30	5,49	5,50	5,60	5,26
Durchschn. monatlich	5,08	5,38	5,34	4,98	5,26	4,93	4,98	5,00	5,33	5,41	5,39	5,46	5,21

Die Zusammenstellung läßt ersehen, daß die Betriebswoche für den Kohlenbergbau des Vereinigten Königreichs im Durchschnitt der letzten 10 Jahre 5,21 Arbeitstage umfaßt. Im ganzen genommen sind die Schwankungen von Jahr zu Jahr nicht sehr groß, sie liegen zwischen 5,03 Tagen in 1905 dem schlechtesten, und 5,46 und 5,47 Tagen in 1899 und 1900, den beiden besten der 10 Jahre. Von Monat zu Monat sind die Schwankungen naturgemäß größer als von Jahr zu Jahr. Die Sommermonate Juni und Juli und ebenso der April, in den gewöhnlich Ostern fällt, weisen die größten, der Dezember die geringsten Ausfälle auf, die Grenzen sind 4,93 Tage im Juni (der Durchschnitt erscheint übrigens nur durch die günstige Ziffer in 190—189 so hoch) und 5,46 im Dezember. In Bezirken, welche einer Saison-Nachfrage, sei es für Ausfuhrzwecke im Sommer oder für den Hausbedarf im Winter, zu genügen haben, sind die Schwankungen weit bedeutender, so entspricht einem Minimum von 3,98 Tagen für Nottingham und Leicester im April, ein Maximum für die Lothians (Ostschottland) von 5,85 Tagen im Dezember. Der Bezirk von Südwestwales zeigt für die letzten 10 Jahre mit 5,55 Arbeitstagen in der Woche den höchsten, Nottingham und Derby weisen mit 4,53 Tagen den niedrigsten Durchschnitt auf. Es ist nicht außer Acht zu lassen, daß die Zahl der durchschnittlichen wöchentlichen Arbeitstage auch durch die Feiertage im Jahre beeinflusst wird. Für die Jahre 1901—1906 berechnet sich aus dieser Quelle ein Ausfall von 0,17 Arbeitstag für die Woche; es darf mithin für Wochen, in welche keine Feiertage fallen, die durchschnittliche Zahl der Arbeitstage mit 5,38 (5,21 = dem Durchschnitt der letzten 10 Jahre + 0,17) angenommen werden. Ein weiterer Ausfall von 0,20 Arbeitstag wird, wie wir bereits sahen, durch die anerkannten stop days bedingt, sodaß sich der Verlust, welcher auf schlechte Marktlage, Unfälle, Arbeitsstreitigkeiten usw. zurückzuführen ist, auf 0,42 Tage

in der Woche d. s. 7,24 pCt der gegenwärtigen vollen Arbeitszeit berechnet, die damit für die Untertagearbeiter einen Rückgang von 49 st 43 min auf 46 st 16 min in der Woche erfährt. Dieser Verlust, dessen Verteilung auf die einzelnen der angeführten Ursachen nicht möglich ist, kann aber zum guten Teil wieder eingebracht werden, nämlich soweit er aus dem Mangel an Aufträgen herrührt. Falls, wie zu erwarten steht, die Einführung des Achtstundentages eine Kohlenknappheit zur Folge hat, käme dieser Grund einer Betriebsbeschränkung gänzlich in Wegfall.

Weiter ist auch noch der Verlust an verfügbarer Arbeitszeit zu erwähnen, der dem willkürlichen Feiern der Belegschaften entspringt. Diese Unsitte hat im britischen Bergbau, wie die nachstehende Tabelle zeigt, eine außerordentliche Verbreitung.

Es feierten willkürlich von den Untertagearbeitern in pCt

in	1899		1905	
	Hauer	Alle Untertage-Arbeiter	Hauer	Alle Untertage-Arbeiter
Ostschottland . . . . .	6,1	5,0	6,7	5,8
Westschottland . . . . .	5,6	4,7	7,3	6,2
Northumberland und Cumberland . . . . .	6,8	5,2	6,3	4,6
Durham . . . . .	5,4	4,3	4,9	3,9
Yorkshire . . . . .	9,1	8,3	10,3	9,5
Manchester u. Irland . . . . .	8,0	6,6	13,2	11,7
Westlancashire und Cheshire . . . . .	12,5	11,1	16,1	14,1
Nordwales . . . . .	6,4	5,3	14,2	11,3
Midland . . . . .	7,3	6,7	8,0	7,5
Stafford . . . . .	11,1	9,3	10,1	9,1
Cardiff . . . . .	4,5	4,3	5,4	5,1
Swansea . . . . .	4,3	4,4	4,5	4,5
Monmouthshire . . . . .	7,3	8,3	6,2	7,2
Großbritannien . . . . .	7,0	6,1	8,0	7,1

In 1899, einem Jahre sehr lebhaften Geschäftsganges im Kohlenbergbau, feierten täglich 6,1 pCt, in dem viel weniger günstigen Jahr 1905 gar 7,1 pCt der unterirdischen Belegschaft willkürlich. Die einzelnen Distrikte haben unter der Unsitte in sehr verschiedenem Maße zu leiden, am breitesten macht sie sich in Westlancashire, wo sie in 1899 einen Ausfall von 11,1 pCt, in 1905 einen solchen von 14,1 pCt der verfügbaren Arbeitszeit zur Folge hatte. Auf der andern Seite steht Durham mit einem Verluste von nur 4,3 und 3,9 pCt. Am meisten huldigen die Hauer dem willkürlichen Feiern (in 1905 mit 8 pCt gegen 7,1 bei der Gesamtheit der Untertagearbeiter), das in den Sommermonaten auch weit stärker hervortritt als im Winter. Wie verschieden die einzelnen Wochentage davon betroffen werden, zeigt das folgende Beispiel einer als typisch bezeichneten Grube.

	Zahl der arbeitenden Hauer	Zahl der übrigen Arbeiter	Gesamtzahl	Fördermenge long t
Montag . .	601	359	960	1203
Dienstag . .	830	422	1255	1896
Mittwoch . .	819	411	1230	1710
Donnerstag . .	811	417	1228	1676
Freitag . .	825	419	1244	1832
Samstag . .	712	392	1104	1486

Zieht man aus dem Ergebnisse der Jahre 1899 und 1905 für das Vereinigte Königreich den Durchschnitt des willkürlichen Feierns, so ergibt sich ein Verlust von 6,12 pCt der vollen Arbeitszeit = 3 st 3 min in der Woche. Die theoretische volle Arbeitszeit von 49 st 53 min, welche wir schon oben infolge der durch mannigfache Gründe bedingten vorübergehenden Betriebseinstellungen auf 46 st 16 min reduziert sahen, erfährt damit eine weitere Verminderung auf 43 st 3 min, eine Stundenzahl, welche wir als die tatsächliche wöchentliche Durchschnittsarbeitszeit für alle Untertagearbeiter ansprechen dürfen. Verteilt man diese Stundenzahl auf die 6 Tage der Woche, so erhält man eine tägliche Arbeitszeit von 7 $\frac{1}{4}$  st oder unter der Annahme, daß am Samstag nur 6 st 13 min (die Durchschnittsdauer des short day) gearbeitet wird, für die übrigen Wochentage eine Arbeitszeit von 7 st 24 min.

Der Verlust an verfügbarer Arbeitszeit infolge des willkürlichen Feierns kann aller Voraussicht nach unter der Herrschaft eines Achtstundentages bis zu einem gewissen Grade wieder hereingewonnen werden. Dafür spricht vor allem die Tatsache, daß in den Bezirken mit kürzerer Arbeitszeit wie Schottland und Durham das willkürliche Feiern weit weniger in Blüte steht als in Ost- und Westlancashire und Nordwales mit ihrem weit längeren Arbeitstag. Es ist nicht unwahrscheinlich, daß die Verkürzung des Arbeitstages regelmäßiger Arbeitgewohnheiten befördern wird. Das gilt namentlich für die ausschließlich im Stücklohn beschäftigten Hauer, zumal da, wo ihnen wie in Süd-wales nach Angabe eines dortigen Bergwerksbesitzers nur die Verrichtung einer bestimmten Arbeitsmenge, „stint“ genannt, gestattet ist, sodaß sie nach deren Leistung manchmal schon am Mittwoch Abend oder Donnerstag Morgen ihre Wochenarbeit abrechnen. Die gleiche Gewohnheit soll auch in andern Bezirken anzutreffen sein. Es liegt die Annahme nahe, daß die Hauer in erheblichem Umfange bestrebt sein werden,

auch bei verkürzter Arbeitszeit ihre bisherige Arbeitsmenge zu leisten. Des weitern bietet sich die Möglichkeit, für den durch die Verkürzung der Arbeitszeit hervorgerufenen Förderausfall durch eine Erhöhung der Arbeitsleistung auf den Kopf der Untertagearbeiter einen Ausgleich zu schaffen. Einem gewissen Anhaltspunkt zur Beurteilung dieses Auskunftsmittels bietet die folgende Tabelle, in der die Entwicklung des jährlichen Förderanteils auf den Kopf der unter Tage beschäftigten Bergleute von 1873—1905 zur Darstellung gebracht ist.

Jahr	Berginspektionsbezirk													
	Ostschottland	Westschottland	Newcastle	Durham	Yorkshire und Lincolnshire	Manchester und Irland	Liverpool <sup>1)</sup>	Midland	Nordstafford <sup>2)</sup>	Südstafford <sup>3)</sup>	Südwest-Bezirk <sup>4)</sup>	Süd-wales <sup>5)</sup>	Vereinigtes Königreich	
1873	327	304	371	474	343	307	115	314	323	401	424	251	322	351
1874	311	302	356	454	307	299	132	295	308	396	330	255	282	328
1875	371	360	361	476	334	328	127	327	310	371	413	228	240	346
1876	390	376	377	489	324	337	136	355	310	368	428	268	309	364
1877	398	388	355	503	342	366	161	370	337	404	461	270	315	377
1878	393	376	362	499	337	353	150	382	356	420	500	282	331	381
1879	377	371	365	482	345	356	162	378	361	401	546	297	372	377
1880	399	377	419	563	369	377	178	383	385	425	571	319	368	413
1881	450	399	428	561	386	359	170	377	408	458	583	323	362	423
1882	454	401	426	558	387	377	183	381	409	447	525	328	356	422
1883	459	409	439	562	394	372	186	394	416	444	597	331	363	429
1884	448	403	410	539	380	378	178	375	392	468	560	325	358	414
1885	449	404	394	531	367	373	176	391	397	489	583	310	330	408
1886	426	396	397	530	370	369	170	390	390	443	549	313	326	401
1887	426	380	365	538	380	378	175	384	397	440	612	318	349	404
1888	366	402	418	541	373	381	164	391	400	459	605	475	349	416
1889	448	417	417	533	390	368	188	383	411	410	582	305	331	409
1890	425	399	393	505	358	351	186	347	389	396	516	290	314	383
1891	410	392	371	464	344	343	195	340	381	401	516	277	300	369
1892	413	398	333	461	332	321	182	325	364	387	510	278	310	349
1893	394	374	373	463	229	234	173	228	263	363	456	261	305	319
1894	320	311	330	469	326	320	168	336	347	369	454	296	312	350
1895	422	417	357	454	326	316	183	320	344	371	454	286	308	357
1896	459	434	370	470	341	334	183	351	361	382	474	311	310	374
1897	469	436	385	484	344	339	186	350	380	397	501	325	326	385
1898	463	435	399	490	363	356	192	334	398	409	511	242	249	379
1899	465	422	393	484	368	360	179	381	412	397	488	347	350	400
1900	451	415	375	463	363	351	173	362	406	381	463	317	309	382
1901	424	407	357	447	330	322	151	324	373	375	301	311	298	357
1902	434	419	363	441	334	327	187	333	376	368	311	320	299	362
1903	440	422	368	439	335	318	186	331	365	361	310	312	294	359
1904	440	424	369	431	332	321	188	327	367	374	312	320	301	361
1905	446	417	370	433	341	326	175	319	379	375	302	321	288	361
1873—1880	371	357	371	493	338	346	145	351	336	398	459	271	317	367
1881—1890	435	401	409	540	379	371	178	374	401	445	571	332	344	411
1891—1900	427	403	374	460	334	327	181	338	366	386	483	294	368	366
1901—1905	437	418	365	438	334	323	177	327	372	371	307	317	296	360

Gegenwärtige Dauer der Hauerschicht in: Ostschottland 8 st 41 min, Westschottland 8 st 55 min, Newcastle 7 st 28 min, Durham 6 st 49 min, Yorkshire und Lincolnshire 8 st 29 min, Manchester 9 st 10 min, Irland 9 st 36 min, Liverpool 9 st 6 min, Midland 9 st 18 min, Nordstafford 9 st 8 min, Südstafford 9 st 44 min, Südwestbezirk 9 st 19 min, Süd-wales 8 st 22 min, Vereinigtes Königreich 8 st 36 min.

Leider findet sich in der britischen Bergbaustatistik nicht die Schichtleistung, sondern nur die Jahresleistung auf den Mann nachgewiesen, immerhin dürfte auch dieser Ziffer, namentlich soweit sie nicht das Ergebnis einzelner Jahre, sondern von Jahrzehnten wiedergibt, eine gewisse Beweiskraft zukommen. Da zeigt sich bei einer Gegenüberstellung der Ergebnisse in den Jahrzehnten 1881—1890 und 1891—1900 und in dem Jahr-

<sup>1)</sup> Von 1901 ab Liverpool und Nordwales. <sup>2)</sup> Stafford. <sup>3)</sup> Cardiff. <sup>4)</sup> Swansea. <sup>5)</sup> Südbezirk.

fünft 1901—1905. daß die Jahresleistung in allen Bezirken einen Rückgang aufweist, der teilweise sehr erheblich ist und sich für den gesamten britischen Steinkohlenbergbau für die Periode 1901—1905 gegen 1881—1890 auf 51 t = 12.4 pCt beläuft. Ob und inwieweit auf diese Entwicklung die in den letzten 35 Jahren vorgenommenen Verkürzungen der Schichtzeit von Einfluß gewesen sind, ist bei der Vielheit der die Leistung bestimmenden Faktoren nicht festzustellen. Für die Gegenwart läßt der Vergleich von Schichtdauer und Arbeitsleistung jedenfalls keine gleichförmige Beziehung zwischen beiden erkennen. So bringt, um ein Beispiel zu wählen, obwohl in den Bezirken von Newcastle und Durham die Arbeitsdauer fast die gleiche ist, der Untertagearbeiter in letzterem Bezirke eine Jahresleistung (1905) von 433 t zu Wege, in dem erstern dagegen nur von 370 t. Es ist klar, daß die Produktivität der Arbeit des Einzelnen in erster Linie durch die Natur des abzubauenen Flözes bestimmt wird. Aber wenn man dieses Moment gebührend in Betracht zieht, so läßt sich doch nach der m. E. zutreffenden Ansicht der Kommission der Schluß nicht von der Hand weisen, daß eine Arbeitsstunde in Ost- und Westschottland, sowie in Northumberland und Durham, Bezirken, welche die kürzeste Arbeitszeit haben, eine größere Arbeitsmenge in Kohle ausgedrückt liefert als in Lancashire und Südwaies, wo die Schichtdauer am längsten ist. Die Tabelle läßt zwar keine gleichmäßige proportionale Beziehung zwischen beiden Größen, wohl aber eine gewisse allgemeine Relation zwischen Schichtdauer und Leistung erkennen. Hieraus ist auch eine gewisse Wahrscheinlichkeit dafür gewonnen, daß der Achtstundentag in den Bezirken mit der gegenwärtig längsten Arbeitszeit eine größere Stundenleistung zur Folge haben wird. Diese Ansicht wird auch durch Bekundung einiger Sachverständiger gestützt, wonach u. a. die Hauer in Südwaies z. Z. nicht ihre volle Leistung einsetzen. Auf einer dortigen Grube ist festgestellt worden, daß die Stundenleistung an zwei kurzen Samstagtagen von 7½ Arbeitstunden 10 pCt größer war, als im Durchschnitt der 14-tägigen Lohnperiode, die außerdem noch 2 Montage von 9½ und 8 weitere Tage von 10 Arbeitstunden umfaßt.

Leider liegt kein entsprechendes Zahlenmaterial vor, um aus frühern Verkürzungen der Arbeitszeit ein einigermaßen sicheres Urteil über ihre Einwirkung auf die Leistung zu gewinnen. Es wäre übrigens auch falsch, aus der etwaigen Tatsache, daß eine Herabsetzung der Arbeitszeit von 13 oder 12 auf 10 Stunden nicht von einer entsprechenden Abnahme der Leistung auf den Mann gefolgt war, den Schluß zu ziehen, daß auch eine weitere Schichtverkürzung von 10 auf 8 Stunden ohne Förderausfall möglich sei. Erfahrungen des Auslandes liefern ebenso wenig schlüssige Ergebnisse zu dieser Frage. Das österreichische Ackerbauministerium hat 1906 einen Bericht veröffentlicht, aus dem sich ergibt, daß trotz der Einführung der 9-Stundenschicht in 1902 die durchschnittliche Schichtleistung auf den Mann in 1903 und 1904 auf der überwiegenden Mehrzahl der Gruben größer war als in 1901. Gegenüber dem Versuche, hieraus eine Steigerung der Stundenleistung als Folge erhöhter Anstrengung der Arbeiter abzuleiten, ist jedoch von sachverständiger Seite darauf hingewiesen worden, daß die Zunahme der Schichtleistung lediglich die Wirkung des Zurücktretens der weniger

produktiven Vorrichtungsarbeiten zugunsten der reinen Gewinnungsarbeiten in den fraglichen Jahren gewesen ist.

Wenn, wie die Kommission annimmt, die Stundenleistung der Hauer unter der Herrschaft des Achtstundentages eine gewisse Steigerung erfahren wird, so würde sich daraus, insbesondere auch aus dem erwarteten regelmäßigeren Anfahren dieser Arbeiterkategorie für die übrigen Untertagearbeiter und die Tagesarbeiter, die weit weniger willkürlich feiern und daher auch wohl an jedem Tage in der Lage sind, das Maximum der Tagesleistung der Hauer zu bewältigen, ebenfalls eine Leistungssteigerung ergeben.

Ferner besteht die Möglichkeit, dem Rückgang der Förderung, wie er von der Einführung des Achtstundentages zu erwarten ist, bis zu einem gewissen Grade durch eine Verbesserung der Betriebseinrichtungen der Gruben zu begegnen. Nach den Feststellungen der Kommission gibt es in den meisten Bezirken, vor allem in Yorkshire, schon jetzt eine ständig wachsende Anzahl von neuen großen Gruben, die wenn sie über ausreichende Arbeitskräfte verfügten, ohne weiters ihre Förderung beträchtlich steigern könnten. Andere müßten zu dem Zwecke allerdings erst ihre Schacht- und Streckenförderung weiter ausbauen und zur Investierung neuen Kapitals schreiten, welche die zu erwartende gesteigerte Nachfrage als aussichtreich erscheinen lassen würde. Für viele ältere Gruben, welche der baldigen Erschöpfung ihrer Kohlenvorräte entgegensehen, würden sich dagegen aus wirtschaftlichen Gründen solche Aufwendungen verbieten. Falls sie nicht etwa zur doppelten Förderschicht übergehen können — eine Frage, die nachher noch behandelt werden soll —, müssen sie im ganzen mit einem der Verkürzung der Arbeitszeit entsprechenden Rückgang ihrer Förderung rechnen.

In diesem Zusammenhang ist auch auf die zunehmende Verwendung von Schrämmaschinen hinzuweisen, ein Mittel, das gleichfalls dazu berufen erscheint, einem Förderrückgang in etwa zu begegnen. Die Anwendung von Schrämmaschinen ist lange Zeit nicht aus dem Versuchstadium herausgekommen, neuerdings macht sie aber, wie die nachstehende Tabelle zeigt, starke Fortschritte.

		Kohलगewinnung			Zahl der Schrämmaschinen
		überhaupt	mittels Schrämmaschinen	von der Gesamtgewinnung	
	Mill. metr. t	Mill. metr. t	pCt		
Großbritannien	1900	225,18	3,32	1,47	311
	1902	227,10	4,16	1,83	483
	1903	230,33	5,25	2,28	643
	1904	232,43	5,74	2,47	755
	1905	236,13	8,10	3,43	946
	1906	251,07	10,20	4,06	1136
West-Schottland	1900	14,11	0,23	1,65	12
	1902	18,23	0,53	2,89	52
	1903	18,59	0,65	3,50	73
	1904	18,50	0,97	5,23	95
	1905	18,17	1,07	5,90	109
	1906	18,90	1,39	7,35	129
York und Lincoln	1900	28,25	1,05	3,71	83
	1902	27,96	1,35	4,83	129
	1903	28,53	1,58	5,53	158
	1904	28,84	1,95	6,76	165
	1905	29,93	2,41	8,06	247
	1906	32,55	2,85	8,75	252

Es wäre jedoch andererseits falsch, die Möglichkeit der Verwendung von Schrämmaschinen im britischen Bergbau allzu optimistisch zu beurteilen. Diese ist von einer großen Anzahl von Momenten abhängig, von denen vor allem ein gutes Dach, eine 6 Fuß nicht übersteigende Flözmächtigkeit, ein nicht zu steiles Einfallen und nicht zuletzt die unerläßliche, aber vielfach mangelnde Geneigtheit der Belegschaften, die ungewohnte Arbeitsmethode zu versuchen, erwähnt seien. Es bestand unter den Sachverständigen auch Übereinstimmung darüber, daß sich für die an den Schrämmaschinen beschäftigten Arbeiter ein streng einzuhaltender Achtstundentag nicht durchführen lasse, sofern nicht in vielen Fällen eine wirtschaftliche Verwendung der Maschinen unmöglich gemacht und der Ausdehnung ihres Gebrauches entgegengewirkt werden solle. Falls die Schrämmaschine ihr Arbeitsfeld wesentlich erweitern kann, so würden dadurch in steigendem Maße Kohlenhauer für die Beschäftigung in solchen Gruben frei werden, in denen die Maschine wegen der natürlichen Verhältnisse keinen Eingang zu finden vermag. Auf manchen Gruben ließe sich eine Fördersteigerung auch durch einen ausgedehnteren Gebrauch der Wetterschächte zur Mannschaft- und Kohlenförderung erreichen. Dem gleichen Zwecke könnte dort, wo die Kohle in geringer Teufe ansteht und die Wege zu den Gewinnungspunkten sehr weit sind, die Niederbringung von neuen Schächten dienen. Eine gewisse Bedeutung dürfte auch dem Aufschluß und der Nutzbarmachung bisher noch nicht in Angriff genommener Kohlenfelder zukommen. Maßnahmen, die, unter dem Einfluß der Preishausse in den Jahren 1873/74 in die Wege geleitet, alsbald zu einer solchen Steigerung der Produktion führten, daß ihr die Nachfrage nicht folgen konnte. Aber jetzt liegen die Verhältnisse wesentlich anders als damals, wo noch unverritzte Felder mit reichen Kohlenvorräten, die in geringer Teufe lagen, in großer Menge vorhanden waren, während heute zwar auch noch große jungfräuliche Felder unausgebeutet daliegen, in denen jedoch ganz überwiegend die Kohle erst in einer solchen Teufe anzutreffen ist, daß von dem Beginn der Schachtarbeiten bis zur Aufnahme der regelmäßigen Förderung eine ganze Anzahl von Jahren vergehen würde. Dazu würde eine derartige Anlage ein weit größeres Kapital (etwa 10 Mill. *M*) erfordern als ein vor 30 Jahren begründetes Werk, ein Moment, das in Verbindung mit der langen Ertraglosigkeit des Kapitals zu derartigen Unternehmungen nicht gerade ermutigen würde.

Als ein weiteres Mittel, die Wirkung des Achtstundentages in der Richtung eines Förderrückganges abzuschwächen, bezeichnet die Kommission die Ausbreitung der zweifachen Förderschicht. Vom privat- und volkswirtschaftlichen Standpunkte aus dürfte im allgemeinen die Doppelschicht den Vorzug vor der einfachen Schicht verdienen, da sie, falls die nötigen Arbeitskräfte vorhanden sind und der Markt entsprechend aufnahmefähig ist, derselben Anlage eine weit höhere Produktion gestattet. Die Doppelschicht hat in Großbritannien eine sehr geringe Verbreitung, wie die nachfolgende Tabelle erschen läßt, die sich auf Nachweisungen von Gruben mit einer Hauerbelegschaft von 280500 Mann gründet.

## Von diesen arbeiteten

Bezirk:	in der Fröhschicht		in allen Schichten	
	absolut	in pCt aller Hauer	absolut	in pCt aller Hauer
Ostschottland . . . . .	19 503	87,5	22 284	12,5
Westschottland . . . . .	16 393	91,6	17 892	8,4
Northumberland u. Cumberland	10 349	51,4	20 140	48,6
Durham . . . . .	20 434	46,6	43 825	53,4
Yorkshire . . . . .	27 063	73,2	36 987	26,8
Manchester . . . . .	13 841	85,6	16 160	14,4
Westlancashire u. Cheshire .	12 165	87,1	13 959	12,9
Nordwales . . . . .	2 681	77,4	3 463	22,6
Mitland . . . . .	24 905	86,0	28 969	14,0
Stafford . . . . .	11 557	82,9	13 939	17,1
Cardiff . . . . .	25 742	93,0	27 665	7,0
Swansea . . . . .	11 169	89,4	12 487	10,6
Monmouth . . . . .	17 201	93,1	18 470	6,9
Forest of Dean . . . . .	1 836	89,6	2 049	10,4
Bristol u. Somerset . . . . .	1 697	76,8	2 211	23,2
zusammen . . . . .	216 536	77,2	280 500	22,8

Außerhalb Northumberlands und Durhams haben die doppelte und die dreifache Förderschicht nur in Ostschottland und Yorkshire eine etwas größere Verbreitung. In den meisten andern Bezirken bestehen sie nur auf vereinzelter Anlagen und haben dort meist nur unter großen Schwierigkeiten und hartnäckigem Widerstand der Belegschaften eingeführt werden können. Die Gründe, welche ihrer Aufnahme in größerem Maßstabe bisher im Wege gestanden haben, liegen hauptsächlich in dem unzureichenden Angebot von Arbeitskräften, insbesondere in Zeiten, wo eine starke Nachfrage nach Kohle ihre Einführung nahelegt, sodann aber auch in der natürlichen Abneigung der Belegschaften, in der Nacht anstatt am Tage zu arbeiten. Mit Ausnahme von Northumberland und Durham weigert sich der Hauer auch meist, mit seinem marrow, d. i. der Mann, der in der nächsten Schicht seine Arbeitstelle belegt, in Kompagnie zu arbeiten. Dazu kommt dann in einigen Bezirken noch eine systematische Opposition der lokalen Gewerksvereine gegen das System der Doppelschicht. Es kann aber mit Sicherheit darauf gerechnet werden, daß die Bestrebungen auf seine Einführung mit dem etwaigen Inkrafttreten des Achtstundentages einen mächtigen Ansporn erhalten werden; für die Gruben, welche sich außer Stande sehen, ihre Betriebseinrichtungen zu verbessern, wird die Doppelschicht nach der Verkürzung der Arbeitszeit direkt zur Notwendigkeit werden. Ob sie jedoch in größerem Umfange Eingang finden wird, muß nach der Ansicht von Sachverständigen als zweifelhaft gelten, da die hierzu nötige Beseitigung der Knappheit im Angebot von Arbeitskräften nicht in Aussicht genommen werden könne. Der Kohlenbergbau übe in Großbritannien trotz der relativ sehr günstigen Lage der Bergarbeiter keine große Anziehungskraft auf die Angehörigen anderer Berufskreise aus und die bergbauliche Bevölkerung vieler Bezirke bilde eine sozusagen geschlossene Klasse mit nur geringen Beziehungen zu andern Bevölkerungskreisen. Immerhin aber hat sich die Belegschaft der dem Coal Mines Act unterstellten Gruben in den letzten 10 Jahren von 692 684 auf 882 345 Mann erhöht, sie ist mithin um 27 pCt gestiegen, während die Bevölkerung des Vereinigten Königreichs gleichzeitig nur um 12 pCt zugenommen hat. Dieses Verhältnis läßt erschen, daß, selbst wenn

man bei der bergmännischen Bevölkerung einen stärkern Vermehrungskoeffizienten durch Geburten als für die gesamte Bevölkerung annehmen will, sie doch in beträchtlichem Umfange Zuzug von außen erhalten haben muß. Diese Bewegung tritt besonders in Hochkonjunkturjahren hervor, so ist in 1900 die Belegschaftsziffer der britischen Kohlengruben um mehr als 51000 Mann gewachsen. Dieser starke Zustrom dürfte im wesentlichen der beträchtlichen Lohnsteigerung zuzuschreiben sein, welche das genannte Jahr auf Grund der ungewöhnlichen Erhöhung der Kohlenpreise den Bergarbeitern brachte. Eine gleiche Lohnentwicklung und damit die gleiche Folgeerscheinung darf auch vorausgesehen werden, wenn durch den Achtstundentag die Kohlenförderung eingeschränkt und damit der Preis der Kohle in die Höhe getrieben werden wird. Vielleicht kommt dann auch ein stärkeres Zuströmen von Arbeitern aus dem Auslande nach den britischen Bergbaubezirken in Frage. Schon jetzt werden in dem schottischen Bezirke Lanarkshire 3000 im Bergbau beschäftigte Polen gezählt. Die polnische Einwanderung reicht bis ins Jahr 1879 zurück, wo ein Streik in der Eisenindustrie Anlaß zur Heranziehung dieser Leute gab, die alsbald meist zum Bergbau übergegangen sind und nach und nach, insbesondere in 1900, eine größere Zahl von Landsleuten nachzogen.

Im Anschluß an die vorstehenden Ausführungen über die vorraussichtlichen Wirkungen des Achtstundentages auf die Kohlenförderung und über die Mittel, dem Produktionsausfall in etwa zu begegnen, seien im folgenden noch einige Mitteilungen über die weitem Untersuchungsergebnisse der Kommission gemacht.

Interesse können zunächst ihre Feststellungen über den Gesundheitszustand der Bergleute beanspruchen. Es ist bekannt, daß der Beruf des Bergmanns gefährlicher ist als die Ausübung irgend eines andern Gewerbes, mit Ausnahme des des Seemanns. Im Durchschnitt der Jahre 1902—1906 verunglückten im Vereinigten Königreich von 10000 Bergleuten jährlich 12,82 tödlich, wogegen sich für Seeleute ein Satz von 53,15‰, für Steinbrucharbeiter von 10,83‰ und für Eisenbahnangestellte von 7,77‰ ergibt. Ein direkter Zusammenhang zwischen Unfallhäufigkeit und Länge der Arbeitszeit ist jedoch, wie aus der folgenden Tabelle zu ersehen ist, für den britischen Steinkohlenbergbau nicht festzustellen. Durham und Northumberland zeigen zwar bei der kürzesten Schichtdauer eine vergleichsweise niedrige Unfallziffer, die bei weitem niedrigste Unfall-

rate weisen jedoch Manchester und Irland sowie die Midlands auf trotz ihrer den Durchschnitt nicht unbeträchtlich übersteigenden Arbeitszeit.

Die Sterblichkeit der Bergleute ist nach der amtlichen Statistik geringer als die der Gesamtbevölkerung. Einer Sterbequote von 1000 der gesamten männlichen Bevölkerung von Irland und Wales in den Jahren 1900—1902 entspricht eine solche von 925 der erwerbstätigen männlichen Personen und von nur 846 der Bergleute. Gegen 1890—1892 hat dazu die Sterblichkeit der Bergleute, wenn man die tödlichen Unfälle mitberücksichtigt, um 20,8 pCt abgenommen, die der Gesamtbevölkerung nur um 13,4 und die der erwerbstätigen männlichen Arbeiter um 16,1 pCt. Soweit Einzelangaben vorliegen, ist die Sterblichkeitsziffer der Bergleute im Bezirke von Derbyshire und Nottingham bei einer unter dem Durchschnitt bleibenden Schichtdauer am niedrigsten (675), in Lancashire, das die längste Arbeitszeit hat, dagegen am höchsten (1006). Ob an dieses Verhältnis die Erwartung geknüpft werden kann, daß der Gesundheitszustand der Bergleute in den Bezirken mit der längsten Schichtdauer durch den Achtstundentag eine Verbesserung erfahren wird, ist bei der Lückenhaftigkeit des zur Verfügung stehenden Materials schwer zu sagen.

In der Frage des Einflusses des Achtstundentages auf die Kohlenausfuhr entbehrt nach der Meinung der Kommission die von sachverständiger Seite geäußerte Ansicht, daß diese den ganzen Ausfall der Produktion zu tragen haben werde, der Stichhaltigkeit, denn der ausländische Verbraucher hat, soweit er seinen Brennstoff nicht anderswoher beziehen kann, an der Versorgung mit britischer Kohle das gleiche Interesse wie der britische Konsument, da die Aufrechterhaltung seines Betriebes von dieser in gleicher Weise abhängig ist. Er wird daher auch so lange steigende Preise zu zahlen geneigt sein und damit auch weiter als Käufer auf dem britischen Kohlenmarkte auftreten, solange er die Fortsetzung seines Betriebes beabsichtigt. So hat auch die Kohlenausfuhr unter der Herrschaft der Hochkonjunkturpreise von 1873, 1890/91 und 1899/1900 nach wie vor ihren vollen Anteil von der Produktion des Landes beansprucht. Und als die britische Förderung in 1893 infolge eines großen Streiks um 17,5 Mill. t zurückging, erfuhr die Kohlenausfuhr nur einen verhältnismäßig viel geringern Abfall (1,9 Mill. t); in 1898 stieg sie gar noch um ein Geringes, obwohl der Förderrückgang durch den Streik in Süd-Wales um 9 Mill. t von den übrigen Revieren nicht ausgeglichen werden konnte. Die ausländischen Verbraucher suchten eben in dem Produkt der andern britischen Bergbaubezirke Ersatz für das Minderangebot an waliser Kohle. Die Behauptung der britischen Kohle auf den Auslandsmärkten hängt vor allem davon ab, ob sie auf diesen eine Monopolstellung besitzt. Dies ist in der Hauptsache der Fall in den Mittelmeerländern, wemgleich auch hier jetzt schon deutscher und amerikanischer Wettbewerb in Frage kommt und sich künftig noch verstärken wird. In größerem Umfange kann ein Ersatz der britischen Kohle in diesen Gebieten durch Kohle anderer Länder jedoch als ausgeschlossen gelten. Die dortigen Verbraucher werden daher auch genötigt sein, die im Gefolge des Achtstundentages voraussicht-

Berginspektionsbezirk	Tägliche Schichtzeit	Zahl der tödlich Verunglückten auf 1000 Beschäftigte	
		1900—1904	1905
Ostschottland . . .	8 st 51 min	1.59	1.22
Westschottland . . .	8 .. 57 ..	1.67	1.44
Northumberland . . .	8 .. 20 ..	1.07	1.15
Durham . . . . .	8 .. 17 ..	1.23	0.93
Yorkshire u. Lincolnshire . . . . .	8 .. 42 ..	1.11	1.14
Manchester u. Irland . . .	9 .. 32 ..	1.47	0.73
Midland . . . . .	9 .. 26 ..	0.91	0.95
Stafford . . . . .	9 .. 17 ..	1.72	1.50
Cardiff . . . . .	9 .. 54 ..	2,13 <sup>1</sup>	3.71
Swansea . . . . .	9 .. 43 ..	1,63 <sup>1</sup>	2.10
Südbezirk . . . . .	8 .. 44 ..	1.46	0.82

<sup>1</sup> Durchschnitt 1901—1904.

lich eintretenden höhern Kohlenpreise zu bezahlen. Anders liegen die Verhältnisse in dem etwa von Nantes und Hamburg begrenzten Absatzgebiet, das r. 14 Mill. t britische Kohle aufnimmt. Hier hat deren Absatz schon nicht unerheblich unter dem Kohlenausfuhrzoll gelitten und eine Steigerung des Exportpreises der britischen Kohle würde mit Sicherheit bei dem scharfen Wettbewerb, der besonders von deutscher Seite kommt, einen erheblichen Ausfall der Ausfuhr zur Folge haben. In einer ähnlichen Lage befindet sich die britische Kohlenausfuhr nach den skandinavischen Ländern und nach Rußland. Im fernem Osten, in Indien und in Südafrika hat die britische Kohle ihre frühere dominierende Stellung in neuerer Zeit verloren. Die Kohle dieser Länder ist billiger zu gewinnen und näher zur Hand; gleichwohl besitzt die britische Kohle in diesen Gebieten aus andern wirtschaftlichen Gründen, die im Zusammenhang mit dem Gesamthandel des Landes stehen, einen vergleichsweise sichern Markt, der jedoch keiner besondern Ausdehnung fähig erscheint. Die Einfuhr Großbritanniens besteht in der Hauptsache aus sperrigen, schweren Gütern, die Ausfuhr dagegen, wenn man von Kohle absieht, aus hochwertigen Gütern von geringer Sperrigkeit und geringem Gewicht. Diese letztern werden fast ausschließlich von den Dampferlinien verfrachtet und die Dampfer in freier Fahrt (tramp steamers), die Korn, Holz und andere sperrige Güter ins Land bringen, laden ununterschiedlich als Ausfracht Kohle oder aber sie gehen in Ballast. Obgleich nun der Kohlenpreis auf den östlichen Märkten durch die Gewinnungskosten der Kohle in Indien, Australien, Natal usw. bestimmt wird, mag es für den britischen Reeder, der Reis in einem östlichen Hafen laden will, doch vorteilhafter sein, eine Ladung Kohle nach dem Kap oder nach Singapore zu bringen, als in Ballast auszufahren. Der Kohlenpreis fob. Cardiff ist eben nur ein Faktor in einem zusammengesetzten Geschäft. Wenn er unverhältnismäßig steigt, so muß sich der Reeder mit einer niedrigen Fracht für die Kohle begnügen, wofür er als Ausgleich auf Grund eines ökonomischen Gesetzes in der Regel eine höhere Heimfracht erhält. Falls nun bei einer zeitweiligen Kohlenknappheit der Preis der britischen Kohle so hoch steigen würde, daß er noch nicht einmal eine niedrige Fracht für die nach diesen Gebieten auszuführende Kohle zuließe, so würden die Schiffe, welche den Verkehr mit ihnen vermitteln, in Ballast auslaufen und auf diese Weise den Druck auf dem heimischen Markte vermindern; in normalen Zeiten würden diese Absatzgebiete jedoch wieder zurückgewonnen werden.

Die Wirkung des Achtstundentages auf den Lohn der Bergarbeiter wird durch die Beziehung bestimmt, welche im britischen Bergbau zwischen Lohnhöhe und Kohlenpreis besteht. Für die Lohnrate ist nicht der Preis der Ware Arbeit auf dem Arbeitsmarkte maßgebend, sondern der Preis der Kohle auf dem Kohlenmarkte. In allen Bergbaubezirken des Vereinigten Königreichs bestehen Vereinbarungen zwischen den Unternehmerorganisationen und den zu starken Gewerkvereinen zusammengeschlossenen Belegschaften, welche in der Hauptsache dieses Verhältnis regeln. Würde nun im Gefolge des Achtstundentages der Kohlenpreis steigen,

so wäre unter der Herrschaft des jetzigen Systems eine entsprechende Erhöhung des Arbeitslohnes von selbst gegeben. Wieweit hierbei allerdings ein dauernder Gewinn für die Arbeiter in Frage kommt, steht dahin. Entscheidend wird in dieser Hinsicht die allgemeine Marktlage und die dadurch bedingte Stärke der Nachfrage nach Kohle sein. Nach der anfänglichen Steigerung der Kohlenpreise und damit auch der Löhne wird auf die Länge ein Rückschlag kaum ausbleiben. Dieser wird die Belegschaften, vor allem die ausschließlich nach dem Stück, d. h. nach dem Gewicht der gehauenen Kohle bezahlten Hauer angesichts ihrer unter dem Achtstundentag voraussichtlich geringern Tagesleistung in die Notwendigkeit versetzen, zur Aufrechterhaltung ihres bisherigen Tagesverdienstes eine Revision ihrer Lohnbasis zu verlangen. Bei der Ausbreitung und Macht, welche die Gewerkvereine der britischen Bergarbeiter besitzen, ist dann mit einer das ganze Land erfassenden Lohnbewegung zu rechnen, deren Ergebnis im wesentlichen von den Verhältnissen der gesamten Wirtschaftslage abhängen wird.

Mit der wichtigste Teil der ganzen Untersuchung ist die Frage der Rückwirkung des Achtstundentages auf die allgemeine Lage von Handel und Industrie des ganzen Landes. In keinem andern Lande ist ein annähernd so großer Teil der Bevölkerung in Handel und Industrie tätig wie in Großbritannien und von der Ausfuhr seiner Produkte im Austausch gegen industrielle Rohstoffe und Nahrungsmittel in gleicher Weise abhängig. In keinem andern Lande ist die Industrie in gleichem Umfange auf die Kohlenversorgung aus heimischer Quelle angewiesen. Der Grad der Abhängigkeit der einzelnen Industrien von dem Preis der Kohle wird von deren Anteil an den Selbstkosten des Produktes bestimmt. Während in der Textilindustrie der Aufwand für Kohle als Selbstkostenfaktor von einigermaßen nebensächlicher Bedeutung ist, beträgt in der Roheisenindustrie sein Anteil an den Selbstkosten 48 bis 56 pCt., der Anteil des Arbeitslohnes dagegen nur 8 pCt. In der Roheisengewinnung Großbritanniens sind allerdings nur etwa 13000 Personen beschäftigt, die Eisenindustrie des Landes im weitesten Sinne des Wortes gibt dagegen etwa einer Million Menschen Arbeit. Die einzelnen Zweige dieser Industrie gründen sich überwiegend, z. T. sogar ausschließlich auf ein nahegelegenes Kohlenvorkommen, das billigen Brennstoff liefert; sie sind darauf angewiesen, ihre Kohle zu dem lokalen Preise zu kaufen, während sie für ihr Produkt einen internationalen Preis annehmen müssen. Auch bei den Betriebskosten der Dampfschiffahrt spielt der Aufwand für die Kohle die Hauptrolle, sein Anteil wird bei Dampfern in freier Fahrt auf 25 bis 30 pCt., bei Postdampfern auf 42 und bei Schnelldampfern auf 49 pCt. geschätzt, allerdings einschl. der Kosten für Versicherung. Es dürfte dem Eisengewerbe ebenso wie der Dampfschiffahrt schwer fallen, eine Erhöhung des Kohlenpreises auf andere Kreise abzuwälzen, da sowohl der britische Eisenproduzent wie der Reeder den Bedingungen des Weltmarktes unterworfen sind. Auch die Möglichkeit, Kohle vom Auslande in größerer Menge zu beziehen, ist nicht hoch zu veranschlagen; der Bezug von deutschem Koks seitens der Eisenhütten

von Westcumberland in 1905 und in geringerm Maße auch noch in 1906 dürfte zusammen mit der Gepflogenheit einiger Dampfer, die zwischen Liverpool und der Union verkehren, in Amerika ihre Bunker gleich für beide Fahrten mit dortiger Kohle zu füllen, die einzigen Beispiele dafür abgeben, daß ein britischer Gewerbezweig nicht völlig von der Versorgung mit heimischer Kohle abhängig ist.

Der Einfluß einer Knappheit in irgend einer Ware auf ihren Preis wird nun nicht sowohl von der Höhe des Ausfalls in dem Angebot als von der Natur der Nachfrage abhängen, die bei einem für jede Industrie direkt unentbehrlichen Hilfstoff wie Kohle, alsobald einen stürmischen Charakter annehmen und im freien Markte den Preis der Kohle außerordentlich in die Höhe treiben muß. Das sind Erfahrungen, welche sich aus der Entwicklung der Preise in den Hochkonjunkturjahren 1873, 1900 und 1906 mit aller Deutlichkeit gewinnen lassen. Es könnte daher im Gefolge des Achtstundentages sehr wohl eine Lage eintreten, in der das unmittelbare Interesse der Bergwerksunternehmer und ihrer Arbeiter in direkten Widerstreit käme mit dem wirtschaftlichen Gesamtinteresse des Landes. Für diesen Fall müßte nach Ansicht der Kommission in ähnlicher Weise wie in andern Ländern der Regierung ein gewisses Dispensationsrecht zustehen, durch dessen Anwendung sie imstande wäre, die britische Industrie vor unübersehbarem Schaden zu bewahren.

Im Vorstehenden sind die wichtigsten Ergebnisse niedergelegt, zu denen die Kommission bei ihrer Untersuchung über die voraussichtlichen Wirkungen des Achtstundentages im britischen Bergbau gelangt ist. Ihr Votum, dem eine einigermaßen optimistische Auffassung zu Grunde liegt, ist der Maßregel durchaus günstig. Unter Berücksichtigung der in Übung befindlichen stop und short days ist sie zur Feststellung einer theoretischen wöchentlichen Arbeitszeit im britischen Steinkohlenbergbau von 49 st 53 min gelangt, welche nach ihrer Berechnung, wenn die stop und short days in dem bisherigen Umfange bestehen bleiben würden, durch den Achtstundentag eine Verkürzung um 10.27 pCt erfahren würde. Der von der Mehrzahl der Sachverständigen vertretenen Ansicht, daß dieser Verkürzung der Schicht ein proportionaler Förderausfall (unter Zugrundelegung der Förderung des letzten Jahres) von 25 783 000 t entsprechen werde, hat die Kommission nicht beipflichten können, da sie ebensosehr eine Nutzbarmachung des unter den gegenwärtigen Verhältnissen aus mannigfachen Gründen ungenutzt bleibenden Teiles der theoretischen Arbeitszeit (13.36 pCt dieser) ins Auge fassen zu können, wie auch in einigen Bezirken mit einer Steigerung der Stundenleistung der Arbeiter rechnen zu dürfen glaubt. Als weitere Momente, von denen sie eine Abschwächung des zu befürchtenden Förderrückganges erwartet, seien angeführt: Betriebsverbesserungen, ausgedehntere Verwendung von Schrämmaschinen, Ausbreitung des Doppelschichtsystems, größerer Zufluß von Arbeitern nach den Bergbaudistrikten. Gleichwohl betrachtet sie eine Verminderung der Produktion als sichere Folge des Achtstundentages, ohne sich jedoch über deren Größe in Mutmaßungen zu ergehen, wobei sie nur hervorhebt, daß die einzelnen Distrikte in sehr verschiedenem

Grade von der Maßnahme betroffen werden würden. Die eigenartigen Verhältnisse einiger Klassen von Gruben, so der unter sehr großen Schwierigkeiten arbeitenden Werke des Forest of Dean, soweit sie Hausbrandkohle fördern und der das dicke Flöz bauenden Gruben von Südstaffordshire, veranlaßt sie, für diese Unternehmungen den Erlaß besonderer Vorschriften zu fordern, wie sie auch gewisse Kategorien von Beamten und Arbeitern von dem Gesetze ausgenommen wissen will, da deren Einbeziehung die Schichtzeit für die übrigen Belegschaftsmitglieder noch unter die gesetzliche Grenze herabsetzen und dadurch eine weitere nicht unbeträchtliche Erhöhung des Förderausfalles zur Folge haben werde, wogegen für diesen Teil der Belegschaft nur eine Verlängerung der Schicht um wenige Minuten über das gesetzliche Maß hinaus in Frage komme. Größere Schwierigkeiten für die britische Kohlenausfuhr sieht die Kommission nur für die Märkte voraus, in denen schon jetzt der deutsche Wettbewerb eine wichtige Rolle spielt. Um Schädigungen von der britischen Volkswirtschaft fernzuhalten, wie sie die aus der Einführung des Achtstundentages resultierende Kohlenknappheit und die wahrscheinliche Steigerung der Kohlenpreise zur Folge haben könnten, schlägt sie, wie wir sahen, vor, nach dem Vorbild anderer Länder der Bergbehörde im öffentlichen Interesse gewisse Rechte auf Aufhebung und Einschränkung der gesetzlichen Bestimmungen über den Achtstundentag zu verleihen.

Nach diesem Votum der Kommission konnte die Stellungnahme der liberalen Regierung zur Frage des Achtstundentages bei ihrer mehrfach bekundeten grundsätzlichen Geneigtheit für ein gesetzgeberisches Vorgehen auf diesem Gebiete nicht zweifelhaft sein. In einem soeben dem Parlament zugegangenen Gesetzesvorschlag, dessen wichtigste Bestimmungen ich noch meinen bereits im Druck befindlichen Darlegungen anfügen kann, stellt sie sich auf den Boden des Achtstundentages. Zunächst, bis zum 30. Juni 1909, soll die neunstündige und erst von da ab die achtstündige Schicht gelten. Die Schicht wird gerechnet von dem Beginn der Einfahrt bis zum Beginn der Ausfahrt oder von der Beendigung der Einfahrt bis zur Beendigung der Ausfahrt, mit andern Worten, sie begreift den einen Weg einerlei in welcher Richtung in sich, sodaß also der Aufenthalt unter Tage für den einzelnen Mann unter der Annahme der gleichen Reihenfolge bei der Ausfahrt wie bei der Einfahrt nicht länger als 8 Stunden währt. Die Dauer der Seilfahrt ist von der Grubenverwaltung nach Genehmigung der Bergbehörde durch Anschlag zur Kenntnis der Belegschaft zu bringen. Über die Seilfahrt hat die Verwaltung Buch zu führen, worin unter Angabe des Grundes alle Fälle zu vermerken sind, wo ein Mann über die gesetzliche Zeit unter Tage bleibt. Der Grubenbelegschaft soll das Recht zustehen durch einen aus ihrer Mitte gewählten Vertreter die Seilfahrt auf Einhaltung der gesetzlichen Vorschriften zu überwachen. Nicht unter das Gesetz fallen die Grubenbeamten, die Anschläger am Füllort, die Pferdetreiber und die Bedienungsmannschaften der Pumpen, Kategorien, für die die strikte Anwendung eines Maximalarbeitstages aus betrieblichen Rücksichten unangezeigt erschien. Für die Bedienungsmannschaften der Schrämmaschine ist dagegen keine Ausnahme gemacht worden. Im Falle eines Unglückfalles,

zur Abwendung von Gefahr, oder bei Eintritt außerordentlicher Umstände, deren Nichtbeseitigung eine Unterbrechung des Betriebes der Grube herbeiführen würde, ist auch für die übrigen Arbeiter die Beschränkung der Schichtdauer aufgehoben. Des weitern ist an 60 Tagen des Jahres eine Verlängerung der gesetzlichen Schichtzeit um je 1 Stunde zulässig. Hierüber hat die Grubenverwaltung gleichfalls Buch zu führen, in das dem Revierbeamten Einsicht zu gewähren ist.

Von größter Tragweite ist die Bestimmung, wonach der König auf Grund eines Beschlusses des Ministerrates im Falle eines Krieges oder einer sonstigen nationalen Gefahr, sowie bei einer Störung des Wirtschaftslebens infolge unzureichender Kohlenproduktion die Geltung des Gesetzes für alle Kohlengruben oder einen Teil von ihnen auf eine bestimmte in dem Beschlusse des Ministerrats namhaft zu machende Zeit aufheben kann.

### Die Belegschaft der Bergwerke und Salinen im Oberbergamtsbezirk Halle.

Auf Grund einer am 28. Oktober 1905 vorgenommenen Zählung hat das Königl. Oberbergamt zu Halle a. S. eine Statistik über die Lebensverhältnisse der Bergarbeiter in seinem Bezirk zusammengestellt, die einem Mangel abhelfen soll, der sich in wirtschaftlicher wie sozialer Hinsicht vielfach fühlbar gemacht hat. Bereits im Jahre 1891 sind zwar ähnliche statistische Erhebungen im Anschluß an die allgemeine Volkszählung vom 1. Dezember 1890 angestellt und veröffentlicht worden, diese haben sich jedoch nur auf die auf fiskalischen Werken des Bezirkes beschäftigten Arbeiter und Werksbeamten erstreckt und sind inzwischen gänzlich veraltet, da sich die Verhältnisse des dortigen Bergbaus seit dieser Zeit außerordentlich geändert haben. Die Aufstellung einer eingehenden Statistik erschien um so wünschenswerter, als in mehreren andern Bergbaubezirken amtliche Untersuchungen über die Lebensverhältnisse der Bergarbeiter vorgenommen und veröffentlicht worden sind. Die Privatindustrie hat in dankenswerter Weise einen großen Teil der nicht unerheblichen Kosten übernommen und sich mit großem Interesse an den Beratungen über den Inhalt und Umfang des statistischen Werkes beteiligt.

Der Oberbergamtsbezirk Halle umfaßt die Provinzen Sachsen, Brandenburg und Pommern sowie das Amt Neustadt in der Grafschaft Hohenstein (Provinz Hannover). Innerhalb dieses Bezirkes geht neben unbedeutender Gewinnung von Eisenerzen und Steinkohle Bergbau auf Braunkohle, auf Stein- und Kalisalz und auf silberhaltige Kupfererze um. Außerdem stehen eine Reihe von zum Teil sehr leistungsfähigen Salinen im Betriebe. Die Bedeutung und den Umfang des Bergbaus mögen einige Produktionsziffern aus dem Jahre 1905, in dem die Zählung stattgefunden hat, veranschaulichen. Die Förderung an Stein- und Kalisalzen betrug 2 458 512 t und an Braunkohlen 34 189 697 t, wovon 6 670 314 t zu Briketts verpreßt wurden. Die Kupfererzgewinnung erreichte eine Höhe von 701 280 t; an Silber wurden r. 101 290 kg abgesetzt. Die Produktion an Siedesalz betrug r. 108 895 t.

In der Art der Erhebung und Verarbeitung des statistischen Materials hat das im Jahre 1895 erschienene Werk über die Belegschaft der Bergwerke und Salinen im

Diese weitgehende diskretionäre Befugnis, welche unter Umständen das ganze Gesetz wirkungslos machen kann, wird voraussichtlich im Parlament sehr heftigem Widerstand begegnen, im übrigen darf jedoch bei der gegenwärtigen politischen Konstellation, sofern nur die liberale Partei noch einige Zeit am Ruder bleibt, die Annahme des Achtstundentages als gesichert gelten. Der deutsche Steinkohlenbergbau kann dem interessanten und, wie mir scheint, sehr gefährvollen Experiment, das man sich soeben in Großbritannien anzustellen ansieht, mit voller Ruhe zusehen; seine Wettbewerbsfähigkeit wird wahrscheinlich dadurch gehoben werden und ebenso läßt sich davon auch für die deutschen Ausfuhrindustrien, nicht zum wenigsten auch für die Dampfschiffahrt, eine Stärkung ihrer Stellung im wirtschaftlichen Kampfe gegenüber Großbritannien erwarten.

Oberbergamtsbezirk Dortmund nach der Zählung vom 16. Dezember 1893 (zusammengestellt vom Oberbergamt Dortmund) als Muster gedient. Jedoch sind mehrere der in diesem Werk enthaltenen Tabellen nicht übernommen oder erheblich vereinfacht worden, teils weil die Angaben dieser Tabellen für die hiesigen Verhältnisse bei großem Raumbedarf nur verhältnismäßig geringes Interesse bieten würden, teils weil das Material bereits anderweitig statistisch verarbeitet und veröffentlicht wird, wie es z. B. hinsichtlich des Verhältnisses der Bergarbeiter zu den Knappschaftsvereinen geschieht. Dagegen ist in dem vorliegenden Werk eine Lohnstatistik aufgenommen, die in der Veröffentlichung des Oberbergamts Dortmund nicht enthalten ist. Als Zeitpunkt der statistischen Aufnahme ist, um bei der wechselnden Geschäftslage im Braunkohlen- und Salzbergbau brauchbare Durchschnittsangaben zu erhalten, ein Tag im Herbst, und zwar der 28. Oktober 1905, gewählt worden. Die Zählung hat sich auf alle Aufsichtspersonen im Sinne des § 73 des Allgemeinen Berggesetzes (Betriebsführer, Steiger, technische Aufseher usw.) sowie auf alle Arbeiter und Arbeiterinnen erstreckt, die am Zähltag auf einer Saline, einem Bergwerk oder einem, der bergpolizeilichen Aufsicht unterstellten Nebenbetrieb beschäftigt waren; kaufmännische Angestellte sind nicht gezählt. Auf Schürfarbeiten (Bohrbetriebe) sind die Erhebungen nicht ausgedehnt worden.

Als Einheit der tabellarischen Zusammenstellung ist das Bergwerk gewählt. Die Unterabteilungen sind nicht wie in dem statistischem Werk des Oberbergamts Dortmund nach Bergrevieren, sondern nach Kreisen und Regierungsbezirken gebildet, um einen bessern Vergleich mit andern statistischen Erhebungen ähnlicher Art zu ermöglichen. In der ersten Tabelle ist jedoch gleichzeitig angegeben, zu welchem Bergrevier die einzelnen Werke gehören.

Die Ergebnisse der Zählung sind in 7 Tabellen zusammengestellt; das Wesentliche davon sei nachstehend kurz hervorgehoben.

Die Tabelle I bietet eine allgemeine Übersicht der Belegschaft nach Gesamtzahl, Abstammung, Personenstand und Militärverhältnis. Wie aus ihr zu ent-

nehmen ist, waren am Zähltag im Oberbergamtsbezirk Halle 243 Braunkohlen-, 20 Salz- und 17 Erzbergwerke, 10 Salinen und Solquellenbergwerke sowie 1 Steinkohlenbergwerk im Betrieb mit einer Gesamtbelegschaft von 61 812 Köpfen. Hiervon sind 2422 Aufsichtspersonen, so daß durchschnittlich auf je 24,5 Mann eine Aufsichtsperson kommt. Die Zahl der weiblichen Arbeiter beträgt 742, von denen 205 verheiratet sind. Die verheirateten Frauen sind alle bis auf zwei im Braunkohlenbergbau beschäftigt. Von der Belegschaft haben 24 535 Mann, also r. 40 pCt beim Militär gedient; Kinder von Bergleuten sind 21 118 = 34,2 pCt. Die Neigung, den Bergmannsberuf des Vaters zu ergreifen, findet sich am stärksten ausgeprägt bei den Erzbergleuten, von denen etwa die Hälfte aus Bergmannsfamilien stammt. An Unfallinvaliden waren 2135 beschäftigt davon 1146 im Braunkohlen- und 699 im Erzbergbau.

Die Tabelle II gibt eine Übersicht der Belegschaft nach Besitzstand, Nebenerwerb, Unterkunft und Zahl der Angehörigen sowie nach Aufsichtspersonen und Arbeitern.

Von den Arbeitern besitzen 8969 Haus und Feld, 3132 nur Haus und 381 nur Feld oder Garten. Sieht man von den verheirateten Frauen ab, so sind r. 20,5 pCt der Belegschaft Hauseigentümer. An Vieh besitzt die Arbeiterbelegschaft 129 Pferde, 61 Esel, 2601 Stück Rindvieh, 17 735 Ziegen, 35 376 Schweine und 95 Schafe. Es entfällt somit im Durchschnitt annähernd je ein Stück Vieh auf den Kopf der Belegschaft (genau 0,94 Stück). Den größten Viehbesitz haben die Bergleute in der Provinz Sachsen.

Nebenerwerb betreiben . . .	2873 Mann	=	5,0 pCt.
Innerhalb des Grubenbezirks wohnen:			
im eigenen Hause . . . . .	11 835	=	20,0 "
in Dienstwohnung . . . . .	190	=	0,3 "
in selbstgemieteter Werksmiet-			
wohnung . . . . .	3 589	=	6,0 "
in anderer Mietwohnung . . . .	25 717	=	43,5 "
im Schlafhause . . . . .	2 006	=	3,4 "
in Wohnung bei den Eltern. . . .	11 409	=	19,3 "
in Wohnung bei Fremden . . . . .	4 439	=	7,5 "

Weitaus der größte Teil der Belegschaft, fast die Hälfte hat Mietwohnungen inne. Von den Kostgängern bei Fremden wohnen noch 1100 in Werksmietwohnungen, so daß von der gesamten Arbeiterbelegschaft des Bezirks 4689 Köpfe = 7,9 pCt in Werksmietwohnungen Unterkunft gefunden haben. Die Angaben über Hauseigentum und Wohnung im eigenen Hause stimmen nicht überein; 266 Hauseigentümer wohnen nicht in ihrem Hause. Diese Bergleute sind zumeist aus den östlichen Provinzen zugewandert. Die Zahl der von den 41 331 Haushaltungen benutzten Räume beträgt 125 787, so daß auf den einzelnen Haushalt im Durchschnitt r. 3 Räume kommen. Insgesamt haben die Bergarbeiter des Bezirks 179 430 Angehörige, nämlich 41 097 Ehefrauen, 47 330 Söhne unter und 22 882 über 14 Jahre, sowie 46 742 Töchter unter und 21 379 über 14 Jahre. Außerdem sind von der Belegschaft noch 532 Geschwister und 4643 andere Familienangehörige zu ernähren oder doch zu unterstützen.

In der Tabelle III ist die Gesamtbelegschaft nach dem Geburtslande und der Muttersprache nachgewiesen. Der bei weitem größte Teil der Belegschaft, 56 589 Mann,

stammt aus Preußen. Aus andern deutschen Bundesstaaten sind 3962 Personen gebürtig. Von den auswärtigen Staaten steht Österreich-Ungarn mit 673 Köpfen an erster Stelle, dann folgt Rußland mit 450.

Von der Belegschaft haben 56 156 Mann die deutsche Sprache als ihre Muttersprache angegeben, so daß von den im Deutschen Reiche gebürtigen 60 551 Bergleuten 4395 nicht deutsch als ihre Muttersprache reden. Fremdsprachige Arbeiter sind im Bezirk 5656 beschäftigt; von denen 5048 der deutschen Sprache mächtig sind und 3927 auch deutsch lesen und schreiben können. Von den Bergleuten mit deutscher Muttersprache können 41 weder lesen noch schreiben. Die Zahl der aus den östlichen Provinzen Preußens (Ost- und Westpreußen, Posen und Schlesien) stammenden Bergleute ist, mit 10 625 fast doppelt so groß als die Zahl der Belegschaftsmitglieder, welche das Polnische als ihre Muttersprache angeben. Ein Beweis dafür, daß aus diesen Gebieten keineswegs, wie vielfach auch mit Bezug auf das Rheinisch-Westfälische Industriegebiet behauptet wird, nur Polen nach West- und Mitteldeutschland abwandern.

Die Tabelle IV bringt eine Übersicht der Belegschaft nach Aufsichtspersonen und Arbeiterklassen sowie nach Lebens- und Dienstalterstufen. Sie enthält für jedes einzelne Werk eine Zählung der Belegschaft nach Lebensalter und Dienstalter und zwar getrennt nach Aufsichtspersonen und den drei Arbeiterklassen: 1. Maschinen- und Heizerpersonal, 2. eigentliche Bergarbeiter, 3. Arbeiter in Aufbereitungsanstalten und Nebenbetrieben. Die letzte Gruppe umfaßt auch die Tagearbeiter einschließlich der Kläuber und der Werkstättenarbeiter sowie die Salinenarbeiter, soweit sie nicht zur ersten Gruppe gehören. Was nun zunächst die jugendlichen Arbeiter betrifft, so sind 2 Kinder (unter 14 Jahre alt) gezählt worden, die beide über Tage beschäftigt sind. Junge Leute (14—16 Jahre alt) sind 1787 vorhanden, von denen 1080 unter Tage arbeiten und zwar 69 auf Braunkohlen-, einer auf Salz- und 1010 auf Erzbergwerken. Über 66 Jahre alt sind 285 Mann; hiervon gehören 29 zu den Aufsichtspersonen, 29 zu dem Maschinen- und Heizerpersonal, 45 zu den eigentlichen Bergarbeitern und 182 zu den Arbeitern in Aufbereitungsanstalten usw. Im Alter von 17—21 Jahren üben 15 Personen Aufsichtsbefugnisse aus und zwar 8 im Braunkohlen-, 4 im Salz- und 3 im Erzbergbau. Das höchste Dienstalter in der Gruppe der eigentlichen Bergarbeiter, das über 50 Jahre nicht hinausgeht, haben 9 Arbeiter erreicht, von denen 5 im Braunkohlen-, 3 im Erz- und 1 im Salzbergbau beschäftigt sind. Ein Dienstalter von mehr als 50 Jahren haben 27 Mann und zwar 13 Aufsichtspersonen, 2 Heizer oder Maschinisten und 12 Arbeiter in Aufbereitungsanstalten.

Die Tabelle V enthält eine Nachweisung derjenigen Aufsichtspersonen und Arbeiter, welche bis zum Zähltag (28. Oktober 1905) auf ein und demselben Werke beschäftigt gewesen sind. Es sind im ganzen 36 082 Personen, also r. 58 pCt der Gesamtbelegschaft. Diese Zahl ist gegen die Wirklichkeit wahrscheinlich etwas zu hoch. Sie ist ermittelt worden aus den übereinstimmenden Angaben auf der Zählkarte für das Dienstalter im bergmännischen Berufe überhaupt und für das Dienstalter auf dem Werke, wo am Zähltag die Beschäftigung stattgefunden hat. Bei einer nur kurzen Arbeitszeit auf einem

andern Werke wird aber der geringe Unterschied in den beiden Arten von Dienstalter auf der Zählkarte nicht immer angegeben worden sein.

Auf die Aufsichtspersonen und die einzelnen Arbeiterklassen verteilen sich diese 36 082 Mann nach Dienstjahren getrennt wie folgt:

	unter 1 Jahr	1 bis 5	6 bis 10	11 bis 15	16 bis 20	21 bis 25	26 bis 30	31 bis 35	36 bis 40	41 bis 45	46 bis 50	darüber	Summe
Aufsichtspersonen . . . . .	15	116	96	94	89	101	100	68	50	16	13	4	762
Maschinen- und Heizerpersonal . . . . .	52	494	289	172	175	191	120	79	46	9	3	1	1 631
Eigentliche Bergarbeiter . . . . .	2 017	8 029	3 610	2 187	2 081	2 239	1 046	497	134	26	2	—	21 868
Arbeiter in Aufbereitungen und Nebenbetrieben . . . . .	1 985	4 274	1 408	799	733	947	633	470	397	132	38	5	11 821

Zum Vergleiche sei für diese Gruppen das bergmännische Dienstalter überhaupt angegeben:

	unter 1 Jahr	1 bis 5	6 bis 10	11 bis 15	16 bis 20	21 bis 25	26 bis 30	31 bis 35	36 bis 40	41 bis 45	46 bis 50	darüber	Summe
Aufsichtspersonen . . . . .	27	209	340	362	330	339	297	228	175	64	37	13	2 421
Maschinen- und Heizerpersonal . . . . .	80	787	696	476	415	329	227	194	113	32	7	2	3 358
Eigentliche Bergarbeiter . . . . .	2 467	12 036	7 504	4 774	3 932	3 588	1 812	1 005	337	86	8	—	37 549
Arbeiter in Aufbereitungen und Nebenbetrieben . . . . .	2 307	6 343	2 784	1 656	1 403	1 411	970	767	577	196	58	12	18 484

Tabelle VI bietet eine Nachweisung der in den einzelnen Ortschaften ansässigen Aufsichtspersonen, Arbeiter und ihrer Angehörigen. Das Verhältnis der bergmännischen Bevölkerung zur ortsanwesenden ist in den einzelnen Ortschaften außerordentlich verschieden. In einigen Gemeinden kommt die bergmännische Bevölkerung der Einwohnerzahl nahezu gleich.

Tabelle VII gibt eine Nachweisung der in der regelmäßigen Schicht verdienten Löhne in Form einer Skalenstatistik und getrennt nach fünf Arbeiterklassen. Die Naturalbezüge der Arbeiter (die Stein- und Braunkohlenbergleute erhalten meist Kohlen unentgeltlich oder zu ermäßigten Preisen, die Salinenarbeiter Deputatsalz) sind unberücksichtigt geblieben; die Gehälter und Löhne der Aufsichtspersonen sind ebenfalls nicht angegeben. Die Statistik weist jedoch nicht die auf jedem Werke verdienten, sondern nur die in den politischen Kreisen von den verschiedenen Zweigen des Bergbaus gezahlten Löhne nach, sodaß die Lohnverhältnisse eines einzelnen Bergwerks nicht ersichtlich sind. Einige Werksverwaltungen haben sich mit der Veröffentlichung ihrer Löhne in dieser Form nicht einverstanden erklärt. Diese Werke sind aus der Zusammenstellung fortgelassen und durch Fußnoten bei den einzelnen Kreisen kenntlich gemacht.

Unter Lohn ist der Bruttolohn nach Abzug der Beträge für Sprengmaterialien und Gezähe zu verstehen. Die durchschnittlich für eine Schicht verdiente Lohnsumme ist (nach der Anweisung zur Zählung) in der Weise ermittelt worden, daß der im Monat Oktober 1905 von jedem Bergmann verdiente Lohnbetrag durch die Anzahl der von ihm verfahrenen Schichten (nicht Arbeitstage) dividiert worden ist. Etwaige Überschichten und Nebenschichten sind angerechnet, nachdem ihre Dauer auf die regelmäßige Schichtzeit umgerechnet worden ist. Die Bezüge der arbeitenden Unfallrentenempfänger sind dem Schichtlohn hinzugezählt worden, sodaß für solche Arbeiter in der Tabelle ein Lohnbetrag angegeben ist, der sich aus dem wirklich verdienten Schichtlohn und der Unfallrente zusammensetzt. Die von den Knappschaftsvereinen gezahlten Renten sind nicht berücksichtigt.

Die Löhne sind nach fünf Arbeiterklassen getrennt zusammengestellt. Die dritte Gruppe „Arbeiter in Aufbereitungen und Nebenbetrieben“ umfaßt wie in der Tabelle IV und V auch die Tagearbeiter einschließlich der Kläuber und Werkstättenarbeiter sowie die Salinenarbeiter. In der fünften Klasse „jugendliche Arbeiter“ sind auch die weiblichen Arbeiter bis zum vollendeten 16. Lebensjahr enthalten.

Im Oktober 1905 haben in der Schicht durchschnittlich verdient

	im Steinkohlen- bergbau	im Braunkohlen- bergbau	im Salzbergbau	im Erzbergbau	auf Salinen u. Sokquellen- bergwerken	Zusammen
0,50—0,99 M	—	7	18	—	3	28
1,00—1,24 "	—	94	37	45	12	188
1,25—1,49 "	—	190	33	906	4	1133
1,50—1,74 "	—	695	74	160	15	944
1,75—1,99 "	—	421	68	1242	1	1732
2,00—2,24 "	—	1159	80	1021	11	2271
2,25—2,49 "	—	1794	63	561	18	2436
2,50—2,74 "	10	5114	312	949	46	6481
2,75—2,99 "	9	4594	213	1325	41	6182
3,00—3,24 "	10	5606	561	2745	94	9016
3,25—3,49 "	—	3602	643	1797	97	6139
3,50—3,99 "	—	5066	1764	2811	142	9783
4,00—4,49 "	—	3941	1997	1623	71	7632
4,50—4,99 "	—	1752	1053	997	56	3858
5,00—5,49 "	—	444	185	282	5	916
5,50—5,99 "	—	92	51	97	1	241
6,00—6,49 "	—	24	17	35	3	79

Von der Gesamtbelegschaft (ausschl. Aufsichtsbeamte) verdienten

weniger als 2 M	6,78 pCt
2—2,99 M	29,16 "
3—3,99 M	41,99 "
4—4,99 M	19,35 "
5 M und mehr	2,08 "

Seit dem Zeitpunkt der statistischen Erhebungen sind die Löhne namentlich beim Braunkohlenbergbau nicht unerheblich, zum Teil um 15—20 pCt, gestiegen.

## Technik.

## Baumannscher Wagenwechsler für Förderschächte.

Ein Baumannscher Wagenwechsler für Förderschächte<sup>1</sup> ist seit 2 Jahren an der Hängebank und den Füllörtern des Hauptförderschachtes der dem Fürsten Henckel von Donnersmarck gehörenden Deutschlandgrube eingebaut und hat während der ganzen Zeit ununterbrochen zur vollen Zufriedenheit gearbeitet. Die Förderwagen werden durch Klauen, die mit Hilfe eines Zahnstangenantriebes bewegt werden, auf die Schale gedrückt und zugleich die auf der Schale angekommenen Wagen hinuntergestoßen. Infolge der Einführung des Wagenwechslers ist nur 1 Anschläger an der Hängebank erforderlich.

Der Wagenwechsler arbeitet an der Hängebank in folgender Weise: 2 leere Förderwagen werden über die in der Fahrriichtung umklappbare Klaue 12 in Fig. 1

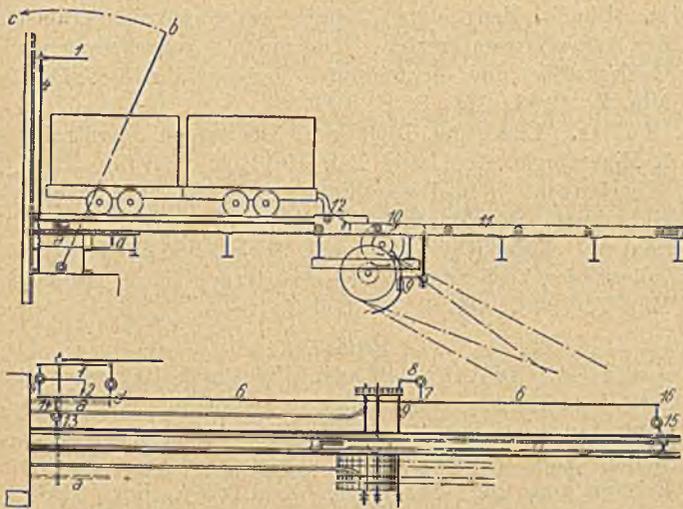


Fig. 1. Seitenansicht und obere Ansicht des Wagenwechslers beim Beginn des Aufschiebens.

geschoben und vor dem noch verschlossenen Schachte aufgestellt. Sobald die Schale heraufgekommen ist, wird durch Vorschieben des Hebels b nach c die Aufsatzvorrichtung a ausgelegt und die Verriegelung für die beladenen Förderwagen auf der Schale gelöst. Durch das Verschieben der Aufsatzvorrichtung wird der Anschlaghebel d (s. obere Ansicht in Fig. 1 und 2) frei; nun kann der Steuerhebel 1 nach 2 (s. Fig. 1) gedreht werden. Durch die Drehung wird mittels der stehenden Achse 4 und des Hebels 5 die Steuerstange 6 verschoben; infolgedessen dreht sich der Winkelhebel 7—8 und rückt durch die Stange 9 den Antrieb des Ritzels 10 durch ein Wendegetriebe ein. Das Ritzel 10 treibt die zwischen dem Gleise liegende Zahnstange 11 dem Schachte zu und die Klaue 12 drückt die vor dem Schachte stehenden leeren Wagen auf die Förderschale (Fig. 2) und zugleich die beladenen Wagen aus der Schale hinaus.

Am Ende des Hubes stößt die an der Zahnstange befindliche Klaue gegen den zweiarmigen Hebel 13—14 (s. obere Ansicht in Fig. 2) und schiebt die Stangen 6 und 9 soweit zurück, daß das Getriebe über die Ruhestellung hinweg auf Rücklauf eingestellt wird. Zugleich wird durch den auf Achse 4 sitzenden Hebel 5 der Steuerhebel 1 in der Pfeilrichtung nach 3 gedreht. Hat die nun zurücklaufende

Zahnstange die hintere Endstellung erreicht, so dreht sie den zweiarmigen Hebel 15—16 (s. Fig. 1) und schiebt die Steuerstange 6 und das Antriebsgestänge 7—8—9 in die Mittellage, sodaß das Ritzel 10 stillgesetzt wird.

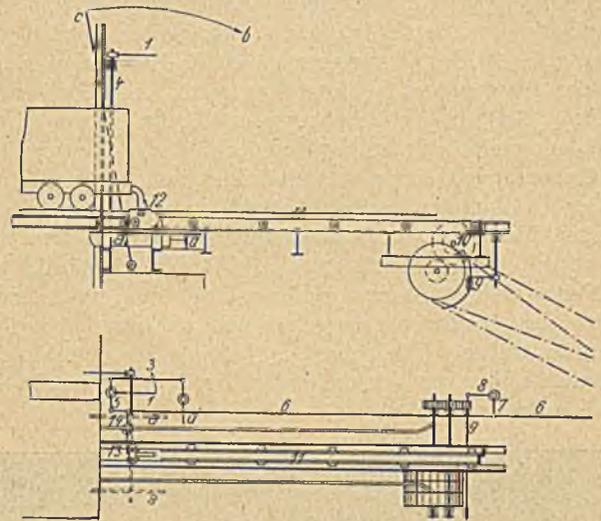


Fig. 2. Seitenansicht und obere Ansicht des Wagenwechslers in der Endstellung beim Aufschieben.

Mit dem Verschieben der Steuerstange 6 wird zugleich durch Hebel 5 und Achse 4 der Steuerhebel aus der Stellung 3 wieder in die Anfangstellung 1 gebracht. Die Vorrichtung 3 ist damit wieder betriebsbereit.

Die Zahnstange kann in jeder Stellung auch von Hand durch den Steuerhebel in Ruhe gesetzt oder zum Rücklaufen gebracht werden.

Eine ähnliche Ausführung dieses Wagenwechslers wird z. Z. für die Dubenskogrube geplant. Hierbei soll das Riemen-Wendegetriebe durch eine Reibungskupplung ersetzt werden.

Gr.

**Automatische Aufladevorrichtung<sup>1</sup>.** Die Vorrichtung dient dazu, loses Gerölle, Erdstücke, Kohlen, Koks usw. vom Boden mechanisch in Wagen einzuladen. Sie besteht im

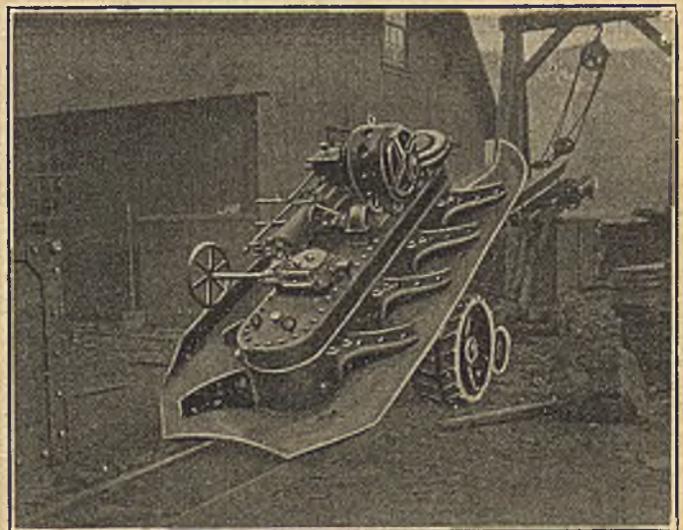


Fig. 1. Gesamtansicht der Aufladevorrichtung.

<sup>1</sup> s. Patentbericht Glückauf 1907 S. 726.

<sup>1</sup> Nach „The Engineering and Mining Journal“ vom 22. Juni.

wesentlichen aus einem kleinen schweren Rollwagen mit einer stählernen Platte und einem beweglichen Greifapparat. An dem Ausgüßende befindet sich ein kurzer breiter Conveyor, der das geförderte Material in die Wagen ausleert (s. Fig. 1). Die ganze Vorrichtung ist wie eine Dampfwalze frei beweglich u. zw. erfolgt der Antrieb von einem auf dem Gestell verlagerten 10 PS-Elektromotor, der auch den Greifapparat in Bewegung setzt. Die Greiferarme mit ihren Schaufeln erfassen das am Boden liegende Material und gießen es am Kopfende auf den Conveyor aus. Der Conveyor hat einen besondern Elektromotor von 3 PS.

Der Greifapparat selbst besteht aus einer schweren endlosen Kette mit dicht ineinander greifenden Gliedern, die unter einem Schutzmantel aus Stahlblech läuft. An der Kette befinden sich Greiferansätze, die durch einen Schlitz des Schutzmantels gehen und auswärts desselben Schaufeln tragen. Die Schaufeln haben einen rückwärtigen Stützansatz, der zur Verminderung der Reibung mit Rollen versehen ist (s. Fig. 2).

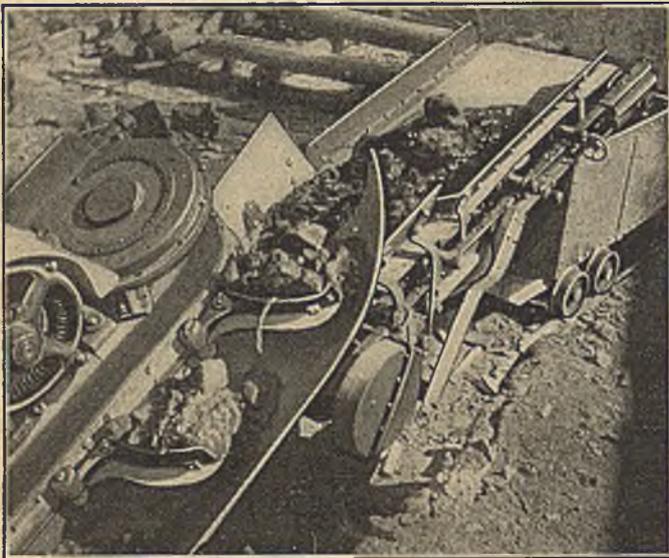


Fig. 2. Ausgüßende der Aufladevorrichtung.

Die Arbeitsweise der Vorrichtung gleicht der des Baggers. Der Hauptvorteil der Vorrichtung besteht in seiner geringen Raumbeanspruchung (sie ist ca. 2 m lang und 1,70 m breit), sodaß man sie auch in der Grube ohne weiteres verwenden kann. Seitlich ist ein von Hand zu betätigendes Stellrad angebracht, mittels dessen man in der Lage ist, den Unebenheiten des Bodens folgend, die Greiferplatte auf und ab bewegen zu können; natürlich ist ein vollkommen ebener Boden vorteilhafter.

Die von Park erfundene Maschine wird von der Railway Materials Co. in Chicago hergestellt. Sie soll 2 bis 4 cbm/min leisten können. Die Korngröße des Materials darf etwa 40 cm betragen, doch sind schon Gesteinsbrocken von ca. 60 cm Korngröße und ca 300 kg Gewicht mit der Maschine verladen worden. Db.

### Mineralogie und Geologie.

#### Übersicht der neuern geologischen Literatur über das niederrheinisch-westfälische Steinkohlenbecken.

Im Band I des Sammelwerkes über die Entwicklung des niederrheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbaus in der

zweiten Hälfte des 19. Jahrhunderts findet sich auf S. 269 ff. die Literatur über die geologischen Verhältnisse des besprochenen Gebietes zusammengestellt. Die Zahl der Veröffentlichungen über diesen Gegenstand ist nun in den letzten Jahren ganz bedeutend angewachsen. Als eine Ergänzung des ältern Verzeichnisses möge daher die nachfolgende Übersicht dienen<sup>1</sup>:

1902.

Drevermann. Über eine Vertretung der Étroeuingt-Stufe auf der rechten Rheinseite. Z. d. d. g. G. 1902, S. 480 ff.

Reismann. Die Flüsse unserer Ruhrtäler in der Diluvialzeit und das interglaciale Moor im Ennepe-Tale bei Haspe. Jahrbuch des Vereins für Orts- und Heimatskunde in der Grafschaft Mark. Witten 1902.

1903.

Dill. Die in den letzten Jahren auf Steinkohlengruben des Oberbergamtsbezirks Dortmund vorgekommenen Gebirgsstöße und die hierdurch herbeigeführten Unfälle. Min. Z. 1903, Abt. B, S. 439 ff.

G. Müller. Lias und Rhät am Niederrhein. Zentralbl. f. Mineralogie, Geol. und Pal. 1903, S. 722 ff.

E. Naumann. Neu-Diepenbrock III. Ein geologisches Gutachten. Als Manuskript gedruckt.

Pommer. Kohlensäure führende Soolquellen im Schacht Robert der Zeche de Wendel bei Hamm in Westfalen. Min. Z. 1903, Abt. B, S. 375 ff.

1904.

Holzmüller. Die Geologie der Umgebung Hagens und ihre Beziehungen zur Industrie. Vortrag im Verein deutscher Ingenieure, Bezirksverein an der Lenne, Hagen. Beilage zum Bericht Nr. 40. Abdruck aus der Hagener Zeitung vom 26. Nov. 1904. Z. d. V. d. Ing. 1905, S. 260 ff.

Kampmann. Über die Festsetzung des Anteilverhältnisses an gemeinsamen Bergschäden benachbarter Zechen. Gl. 1904, S. 959 ff.

Krusch. Über die neueren Aufschlüsse im östlichen Teile des Ruhrkohlenbeckens und über die ersten Blätter der von der Kgl. Geologischen Landesanstalt herausgegebenen Flözkarte im Maßstabe 1:25 000. Gl. 1904, S. 793 ff. und V. d. n. V. 1904, S. 179 ff.

Krusch. Über die Zusammensetzung der westfälischen Spaltenwässer unter besonderer Berücksichtigung des Baryumgehaltes. Z. f. p. G. 1904, S. 252 ff. und Z. d. d. g. G. 1904, S. 36 ff.

H. Mentzel. Baryum- und Schwefelsäure-haltige Wasser auf Zeche de Wendel bei Hamm. Gl. 1904, S. 1012 ff.

H. Mentzel. Beiträge zur Kenntnis der Dolomitvorkommen in Kohlenflözen. Gl. 1904, S. 1164 ff.

#### <sup>1</sup> Abkürzungen:

Gl. = Glückauf, berg- und hüttenmännische Zeitschrift, Essen. Jahrb. d. g. L. = Jahrbuch der Kgl. preußischen geologischen Landesanstalt, Berlin.

Min. Z. = Zeitschrift für Berg-, Hütten und Salinenwesen, Berlin. V. d. n. V. = Verhandlungen des naturhistorischen Vereins der preußischen Rheinlande, Westfalens und des Regierungsbezirks Osnabrück, Bonn.

Z. d. d. g. G. = Zeitschrift der deutschen geologischen Gesellschaft, Berlin.

Z. d. V. d. Ing. = Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure, Berlin.

Z. f. p. G. = Zeitschrift für praktische Geologie, Berlin.

- G. Müller. Über die neueren Aufschlüsse im westlichen Gebiete des rheinisch-westfälischen Steinkohlenbeckens. Gl. 1904, S. 800 ff. und V. d. n. V. 1904, S. 199 ff.
- G. Müller. Das Vorkommen von Petroleum in Westfalen. Z. f. p. G. 1904, S. 9 ff.
- G. Müller. Das Ergebnis einiger Tiefbohrungen im Becken von Münster. Z. f. p. G. 1904, S. 7 ff.
- G. Müller. Der Gasausbruch auf der Tiefbohrung Ascheberg III bei Ascheberg. Gl. 1904, S. 1361.
- Naumann. Gutachten über die Felder Trier I und II bei Dorsten. Als Manuskript gedruckt.
- Naumann. Gutachten über das Feld Trier III bei Hamm. Als Manuskript gedruckt.
- Bericht über die Ergebnisse von Tief- und Flachbohrungen. (Metelen, Vorhelm, Neu-Ahlen) Jahrb. d. g. L. für das Jahr 1901, Amtl. Teil S. 87.
- 1905.
- Brandes. Bemerkungen zu Herrn Th. Wegners Aufsatz: Die Granulatenkreide des westlichen Münsterlandes. Z. d. d. g. G. 1905, S. 576 ff.
- Frech. Das zweifellose Vorkommen der Posidonia Becheri im Obercarbon. Z. d. d. g. G. 1905, S. 272 ff.
- von Koenen. Über Posidonia Becheri im produktiven Carbon und die Stellung von Anthracosia. Zentralbl. f. Mineralogie, Geol. und Pal. 1905, S. 308 ff.
- Krusch. Zur Stratigraphie und Tektonik der Gegend von Dortmund und Witten. Jahrb. d. g. L. 1904, S. 574 ff.
- H. Mentzel. Der östliche Abschnitt der Bochumer Mulde zwischen Hamm und Beckum. Gl. 1905, S. 301 ff.
- H. Mentzel. Die Entstehung des rheinisch-westfälischen Kohlengebirges. Vortrag, gehalten im Bochumer Bezirksverein Deutscher Ingenieure. Bochumer Bezirksverein deutsch. Ing. 1905, Nr. 17, und Z. d. V. d. Ing. 1905, S. 2068.
- Wegner. Die Granulatenkreide des westlichen Münsterlandes. Z. d. d. g. G. 1905, S. 112 ff.
- Westermann. Die Gliederung der Aachener Steinkohlenformation auf Grund ihres petrographischen und paläontologischen Verhaltens. V. d. n. V. 1905, S. 1 ff. Vgl. auch Referat von H. Mentzel. Gl. 1906, S. 278 ff. Bericht über die wissenschaftlichen Ergebnisse der geologischen Aufnahmen in den Jahren 1901 und 1902. Jahrb. d. g. L. für das Jahr 1902. Westfalen. S. 554 ff.
- 1906.
- Böker. Die Mineralausfüllung der Querverwerfungspalten im Bergrevier Werden und einigen angrenzenden Gebieten. Gl. 1906, S. 1065 ff. und 1101 ff.
- Kolbe. Regelung der Streitigkeiten zwischen Grubenbesitzer und Tagesflächeneigentümer bei vorhandenen Bergschäden. Essen. G. D. Baedeker.
- Krusch. Über neue Aufschlüsse im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbecken. Z. d. d. g. G. 1906, Protokoll, S. 25 ff.
- Krusch. „Neue Aufschlüsse im westfälischen Carbon“. Vortrag in der d. g. G. Gl. 1906, S. 289.
- H. Mentzel. Die Bewegungsvorgänge am Gelsenkirchener Sattel im Ruhrkohlengebirge. Gl. 1906, S. 693 ff.
- H. Mentzel. Mit welchen Lagerungsverhältnissen wird der Bergbau in der Lippe-Mulde zwischen Dorsten und Sinsen zu rechnen haben. Gl. 1906, S. 1234 ff.
- H. Meyer. Das flözführende Steinkohlengebirge in der Bochumer Mulde zwischen Dortmund und Camen. Gl. 1906, S. 1169 ff.
- Pilz. Neuere Mergelabstürze im niederrheinisch-westfälischen Steinkohlengebirge. Gl. 1906, S. 502 ff.
- Rzehak. Bergschläge und verwandte Erscheinungen. Z. f. p. G. 1906, S. 345 ff.
- F. Trippe. Die Entwässerung lockerer Gebirgsschichten als Ursache von Bodensenkungen im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbezirk. Gl. 1906, S. 545 ff.
- A. Renier. Le processus tectonique de l'anticlinal de Gelsenkirchen dans le bassin houiller de la Ruhr. Annales de la société géologique de Belgique. XXXIII.
- Wegner. Die Spülversatzmaterialien der Umgebung Halterns a. d. Lippe. Gl. 1906, S. 455 ff. 1907.
- Bärtling. Zur Frage der Entwässerung lockerer Gebirgsschichten als Ursache von Bodensenkungen besonders im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbezirk. Z. f. p. G. 1907, S. 148 ff.
- Hilgenstock. Die neuern Aufschlüsse im Osten der Essener Mulde und des Gelsenkirchener Sattels bis zur Linie Olfen-Lünen. Gl. 1907, S. 117 ff.
- Krusch und Wunstorff. Das Steinkohlengebirge nordöstlich der Roer nach den Ergebnissen der Tiefbohrungen und verglichen mit dem Cardiff-Distrikt. Gl. 1907, S. 425 ff. Mentzel.
- Geologische Landesaufnahme.** Kürzlich ist der Tätigkeitsbericht der Königlichen Geologischen Landesanstalt für das Jahr 1906 erschienen. Danach sind im abgelaufenen Jahre die geologischen Aufnahmen der Blätter Kilburg (Rheinprovinz), Steinau (Hessen-Nassau) Quellendorf, Raguhn (Provinz Sachsen und Anhaltinisches Grenzgebiet) und Tarnowitz (Schlesien) sowie die geologisch-agronomischen Aufnahmen von etwa 31 Blättern in den verschiedenen Teilen der Monarchie fertiggestellt und eine ganze Reihe anderer ihrer Vollendung nahe gebracht worden. Verschiedene schon früher fertiggestellte Blätter wurden für die Herausgabe einer Neuanlage einer Revision unterzogen. Die schon im Vorjahre begonnene Studie über das Ibbenbürener Bergbaugebiet wurde beendet. Der südliche Teil der Provinz Posen wurde zum Zwecke der Aufsuchung nützbarer Mineralien und zum Studium der dortigen Braunkohlenbildung bereist. Die Abschätzungen der Vorräte Preußens an abbauwürdigen Kalisalzen wurden auf Grund von Grubenbefahrungen und früheren Studien abgeschlossen und die neuen Aufschlüsse im Hannoverschen Erdölgebiet wurden weiter verfolgt. Ferner wurden Untersuchungen zahlreicher Tiefbohrungen im ganzen Aufnahmegebiet insbesondere in Westfalen und Oberschlesien ausgeführt. Die Moore des Brockens und des Bruchberg-Ackergebietes im Harz wurden untersucht und die Studien über Torf- und Faulschlammablagerungen fortgesetzt. Auch in Pommern und Ostpreußen wurden Moore in größerer Zahl und Ausdehnung untersucht. Für viele Gemeinden wurden geologische Untersuchungen zum Zwecke der Wasserversorgung vorgenommen. Die wichtigeren geologischen Aufschlüsse bei den Neubauten der Eisenbahnen und Tunnels wurden untersucht und kartiert. Wie schon seit einer Reihe von Jahren wurden auch im Berichtjahr geologische Instruktionkurse für Bergassessoren und Bergreferendare sowie für Landwirtschaftslehrer abgehalten.

Im Berichtjahr wurden 40 neue Blätter herausgegeben. Da bisher 632 Blätter veröffentlicht waren, beträgt die Zahl der nunmehr veröffentlichten Blätter 672. Ferner ist die lithographische Ausführung von 47 Blättern demnächst beendet und 51 weitere Blätter sind in der lithographischen Ausführung begriffen. Die geologische Aufnahme von 81 Blättern ist fertiggestellt; jedoch sind sie noch nicht zur Veröffentlichung in Lieferungen abgeschlossen. Die gesamte Summe der fertig untersuchten Blätter beträgt mithin 851. Außerdem sind noch 77 Blätter in der geologischen Bearbeitung und 167 Blätter bei der Vorarbeit. Von weiteren Veröffentlichungen der geologischen Landesanstalt ist noch die Herausgabe von 3 Abhandlungen und von 5 Heften des Jahrbuchs der Königlich Preussischen Geologischen Landesanstalt und Bergakademie zu erwähnen. Einige weitere Abhandlungen und Hefte befinden sich im Druck.

Der Arbeitsplan für das Jahr 1907 sieht die Fortsetzung bzw. Fertigstellung der in der Kartierung begriffenen Blätter und die Inangriffnahme neuer Blätter vor. Von größeren Arbeiten sind umfangreiche Studien über die Endmoränen und Talbildungen vorgesehen. Ferner sollen die Studien über die Salz- und Eisenerzlagerstätten und ebenso die Untersuchung von Aufschlüssen der neuen Zechen und der Tiefbohrungen im Steinkohlenbezirk Westfalens und des Niederrheins sowie Oberschlesiens fortgesetzt werden. Die Frage der Wasserversorgung sowohl des ganzen oberschlesischen Industriebezirks als auch einzelner Ortschaften und Werke soll eingehend untersucht werden usw.

### Gesetzgebung und Verwaltung.

**Bei Teilschuldverschreibungen schließt die Zahlung des Reichsstampels die Erhebung einer landesgesetzlichen Stempelabgabe auch für den Antrag auf Eintragung einer Sicherungshypothek wegen der Forderung aus den Teilschuldverschreibungen aus.** (Beschluss des Kammergerichts vom 14. Februar 1907).

Die Aktiengesellschaft . . . hat durch Vermittlung der . . . Bank eine Anleihe von 6 500 000 *M* aufgenommen, die in 6 500 Teilschuldverschreibungen von je 1 000 *M* zerlegt ist; die Verzinsungs- und Rückzahlungsmodalitäten ergeben sich aus den Anleihebedingungen in den Grundakten . . .

Zu diesen Grundakten überreichte die Aktiengesellschaft die Verpfändungsurkunde vom 27. April 1906, inhalts deren sie:

„für die Forderungen aus 6 500 von ihr ausgegebenen Teilschuldverschreibungen über je 1 000 *M* nebst 4 pCt jährlicher Zinsen und einem Rückzahlungszuschlage von 2 pCt (130 000 *M*), die der . . . Bank und ihren Rechtsnachfolgern zustehen, der . . . Bank und ihren Rechtsnachfolgern, nämlich den durch Indossament legitimierten Besitzern der bezeichneten Teilschuldverschreibungen, eine Sicherungshypothek auf ihrem (einzeln aufgeführten) Grundbesitze bestellt.“

Weiter heißt es in dieser Urkunde:

„Wegen der Zins- und Rückzahlungsbedingungen wird auf das hiermit überreichte Druckexemplar der Teilschuldverschreibungen verwiesen, auf das wir uns nur für die Zins- und Rückzahlungsbedingungen beziehen, ohne es

im übrigen zum Gegenstande der vorliegenden Verhandlung machen zu wollen.

Da ein besonderer Darlehnvertrag zwischen der . . . Bank und uns nicht geschlossen ist und nicht besteht, so verzichten wir auf jegliche Beurkundung eines solchen.“

Im weiteren Verlaufe der Urkunde wird die . . . Bank zur Grundbuchvertreterin der Teilschuldverschreibungsgläubiger bestellt und wird die Eintragung von zwei Vormerkungen bewilligt und beantragt, nämlich:

- a) zur Sicherheit des der . . . Bank und ihren Rechtsnachfolgern zustehenden Anspruchs auf Löschung derjenigen Teilbeträge, welche durch Einlösung von Teilschuldverschreibungen sich mit dem Eigentum am Grundstück in einer Person vereinigen,
- b) zur Sicherung der von der Aktiengesellschaft übernommenen Verpflichtung, gewisse voreingetragene Hypotheken von mehreren Millionen Mark löschen zu lassen.

Daraufhin ist in Abteilung III des Grundbuchs eine Sicherungshypothek zum angegebenen Betrage wegen der Forderung aus 6 500 von der Grundstückseigentümerin ausgegebenen Teilschuldverschreibungen für die . . . Bank und ihre Rechtsnachfolger, nämlich die durch Indossament legitimierten Besitzer der Teilschuldverschreibungen, eingetragen worden. Zu jener notariell beglaubigten Urkunde vom 27. April 1906 hatte der Notar nur 5 *M* Stempel verwendet. Das Amtsgericht liquidierte aber einen Stempel von 5 525 *M*, nämlich  $\frac{1}{12}$  pCt von 6 630 000 *M* aus Tarifstelle 58 des Stempelsteuergesetzes.

Die Gründe des auf die Beschwerde bzw. die weitere Beschwerde der Aktiengesellschaft ergangenen Kammergerichtsbeschlusses vom 14. Februar 1907 lauten:

„Die weitere Beschwerde ist insoweit unbegründet, als sie sich gegen den Ansatz (vom Beschwerdegericht angeordneter) weiterer 5 *M* Stempel aus Tarifstelle 59 für Bewilligung der zweiten Vormerkung richtet. Der Behauptung der Beschwerdeführerin, daß es sich bei beiden Vormerkungen nur um ein stempelpflichtiges Geschäft handle, kann nicht beigetreten werden, vielmehr sind beide Vormerkungen zur Sicherung ganz verschiedener Ansprüche bestimmt — die eine sollte die Löschung älterer, voreingetragener Hypotheken, die andere die Löschung einer etwa später, durch teilweise Tilgung der neu einzutragenden Post entstehenden Eigentümergrundschuld sicherstellen.

Dagegen muß der weitem Beschwerde insoweit stattgegeben werden, als sie gegen den Ansatz des Schuldverschreibungstempels von 5 525 *M* erhoben ist. Die vorliegende Urkunde v. 27. April 1906 unterliegt einer wesentlich andern Beurteilung als der Vertrag v. 11. Mai 1899, dessen Verstempelung gleichzeitig Gegenstand einer andern Beschwerde der Aktiengesellschaft gewesen ist. In diesem unter der Herrschaft des alten Rechts abgeschlossenen Vertrage war ausführlich beurkundet, daß und unter welchen nähern Bedingungen die Aktiengesellschaft von dem . . . Bankverein eine Anleihe von 2 500 000 *M* aufgenommen habe, die in 2 500 Teilschuldverschreibungen von je 1 000 *M* zerlegt werden sollte, und auf Grund der im Vertrage ausgesprochenen Bewilligung war sodann im Grundbuch in Abt. III eingetragen:

„für den Bankverein 2 700 000  $\mathcal{M}$  Kation zur Sicherheit für alle Ansprüche einschließlich Zinsen und Kosten, die dem genannten Bankverein erwachsen werden aus der Gewährung einer ausweislich der notariellen Urkunde v. 11. Mai 1899 zugesicherten, v. 2. Januar 1899 ab mit  $4\frac{1}{2}$  pCt verzinslichen, in 2 500 Teilschuldverschreibungen von je 1 000  $\mathcal{M}$  zerlegten und unter den in der Urkunde v. 11. Mai 1899 angegebenen Bedingungen rückzahlbaren Anleihe von 2 500 000  $\mathcal{M}$ .“

Dagegen ist in der hier streitigen Urkunde v. 27. April 1906 lediglich in der oben angegebenen Weise seitens der Aktiengesellschaft

„für die Forderung aus 6 500 von ihr ausgegebenen Teilschuldverschreibungen über je 1 000  $\mathcal{M}$  usw.“

der . . . Bank und ihren Rechtsnachfolgern, nämlich den durch Indossament legitimierten Besitzern der bezeichneten Teilschuldverschreibungen eine Hypothek mit dem Grundbesitz der Schuldnerin bestellt, und diese Hypothek ist im Grundbuch in Abt. III dahin eingetragen:

„eine Sicherungshypothek von 6 630 000  $\mathcal{M}$  wegen der Forderung aus 6 500 von der Aktiengesellschaft ausgegebenen Teilschuldverschreibungen über je 1 000  $\mathcal{M}$ , die der . . . Bank und ihren Rechtsnachfolgern zustehen, für die . . . Bank und ihre Rechtsnachfolger, nämlich die durch Indossament legitimierten Besitzer der bezeichneten Teilschuldverschreibungen.“

Der Unterschied beider Urkunden und der daraufhin erfolgten Grundbucheintragungen springt in die Augen: in dem Verträge v. 11. Mai 1899 ist der zwischen der Schuldnerin und dem emittierenden Bankhause über die Gesamtanleihe abgeschlossene Vertrag ausführlich beurkundet, und im Grundbuch ist lediglich der Bankverein als Hypothekengläubiger eingetragen, wenn auch im weiteren Verlaufe der Eintragung noch bemerkt ist, daß er über die Hypothek nur zugunsten der Erwerber der Teilschuldverschreibungen verfügen solle. Dagegen enthält die Urkunde v. 27. April 1906 eine Hypothekenbestellung nur zugunsten der aus den 6 500 Teilschuldverschreibungen berechtigten Gläubiger, und die . . . Bank ist nur als erste Nehmerin der Teilschuldverschreibungen hervorgehoben; dem entspricht auch die Eintragung im Grundbuche, wie denn auch in der Judikatur und Literatur die Meinung herrschend ist, daß bei der Eintragung einer Sicherungshypothek für Teilschuldverschreibungen, die an Ordre lauten, der erste Nehmer des Papiers als Gläubiger im Grundbuch mit einzutragen ist. (O. L. G. Dresden in J. K. G. Bd. 22 D. 28; Fuchs-Arnheim, Grundbuchrecht Anm. 3 zu § 51 G. B. O.). Hier ist also auch die Hypothek unmittelbar verknüpft mit den Ansprüchen aus den einzelnen Teilschuldverschreibungen. Diese Form hypothekarischer Sicherheitsbestellung unmittelbar für Schuldverschreibungen aus Ordrepapieren ist aber überhaupt erst durch die Gesetzgebung des B. G. B. möglich geworden; nach dem frühern Preußischen Rechte mußte bei der Aufnahme solcher, in Teilobligationen zerlegten Anleihen die zu ihrer Sicherheit bestellte Hypothek als eine einheitliche Schuld auf den Namen eines bestimmten Gläubigers — in der Regel der die Anleihe vermittelnden Bank — geschrieben werden, und die Inhaber der Teilschuldverschreibungen konnten nur durch Cession unmittelbare Rechte an der Hypothek erwerben. Dies ist

durch die auf Veranlassung der II. Kommission in das B. G. B. aufgenommenen §§ 1187—1189 geändert, wonach bei Inhaber- und Ordreschuldverschreibungen, für welche eine Hypothek bestellt ist, mit der Übertragung der Rechte aus der Schuldverschreibung (durch bloße Übergabe des Papiers bzw. durch Indossament) auch die Hypothek unmittelbar auf den Erwerber übergeht (vgl. Turnau-Förster, Liegenschaftsrecht Bd. I zu §§ 1187—1189 B. G. B.). Hierdurch ist eine besondere Art von Hypotheken neu geschaffen. Damit in Verbindung steht die Bestimmung des § 51 R. Gr. Ordnung, wonach es bei der Eintragung einer Hypothek für Teilschuldverschreibungen auf den Inhaber genügt, wenn der Gesamtbetrag der Hypothek unter Angabe der Anzahl, des Betrages und der Bezeichnung der Teile eingetragen wird. Mit dem Oberlandesgericht Dresden (vgl. die Veröffentlichungen des R. Just. Amts Bd. 2 S. 147) und mit der Literatur (Turnau-Förster, Liegenschaftsrecht Bd. II zu § 51 Gr. B. O.; Predari Anm. 2 zu § 51, Gütthe Anm. 3 zu § 51; Fuchs-Arnheim Anm. 3 zu § 51) ist aber unbedenklich anzunehmen, daß der § 51 auch für indossable Teilschuldverschreibungen Anwendung findet. Sonach bedarf es jetzt zur Erreichung des Zwecks, eine in Teilschuldverschreibungen zerlegte Anleihe hypothekarisch sicherzustellen, nicht mehr einer Beurkundung des Gesamtdarlehns zugunsten eines bestimmten Gläubigers; vielmehr ist es rechtlich zulässig, unmittelbar die Teilschuldverschreibungen als Träger der der Hypothek zugrundeliegenden Forderungen zu behandeln und trotzdem die Sicherungshypothek nur zu einem Gesamtbetrage einzutragen. Freilich ist der wirtschaftliche Hergang bei der Aufnahme solcher Anleihen sicher auch nach Inkrafttreten der neuen Gesetze der gleiche geblieben wie früher, daß nämlich das Bankhaus die Anleihe im ganzen übernimmt (als Darlehensgeber oder als Vermittler), und ihm die Begebung (d. h. Verkauf) der Teilschuldverschreibungen überlassen bleibt; der zwischen dem Schuldner und dem Bankhause geschlossene Vertrag ist nach wie vor zu trennen von dem Rechtsverhältnis, welches nach Verkauf der Partialobligation zwischen den Käufern und dem Aussteller derselben entsteht. Aber eine rechtliche Notwendigkeit zur Beurkundung des Gesamtdarlehns, wie letztere in der Entscheidung des Reichsgerichts v. 21. Februar 1890 (Entsch. Bd. 25 S. 67) zugrundeliegenden Urkunde erfolgt war, besteht nicht mehr, wenn die emittierende Bank sich damit begnügt, daß sie selbst eine hypothekarische Sicherheit für die übernommene Anleihe nur insoweit erhält, als sie (die Bank) im Besitze von Teilschuldverschreibungen ist. Es muß daher in jedem einzelnen Falle nach dem Inhalte der Urkunde geprüft werden, ob eine Beurkundung des Gesamtdarlehns mit nachfolgender Bestellung einer einheitlichen Sicherungshypothek vorliegt (w. z. B. in dem vom Reichsgericht am 8. April 1903 — Gruchot Bd. 77 S. 1144 ff. — entschiedenen Falle), oder nur die Bestellung einer Hypothek für die Forderungen aus den Teilschuldverschreibungen. In den bisher dem Kammergericht zur Entscheidung unterbreiteten Fällen war nun regelmäßig der Hypothekenbestellung eine mehr oder minder ausführliche Darlegung der Bedingungen der ganzen Anleihe vorausgeschickt; darin ist dann mit Recht eine Schuldverschreibung hinsichtlich des Gesamtdarlehns gefunden, und es ist der Einwand der Beteiligten, daß diese Angaben nur zur Verdeutlichung der Hypothekenbestellung und nur in der

Form historischer Erwähnung gemacht seien, mit Recht verworfen, da für die Stempelpflichtigkeit der Inhalt der Urkunde und nicht die Absicht entscheidet, welche die Parteien bei der Beurkundung gehabt haben. Im vorliegenden Falle hat aber die Aktiengesellschaft im Einverständnis mit der . . . Bank offenbar bewußt den durch die neuere Gesetzgebung (§ 1187 ff B. G. B., § 51 Gr. B. O.) eröffneten Weg betreten und sich streng auf die Bestellung einer Sicherungshypothek für die Forderungen aus den Teilschuldverschreibungen beschränkt. Eine Beurkundung des Gesamtdarlehns im Gegensatz zu den Ansprüchen aus den Partial-Obligationen wird ausdrücklich abgelehnt und kann auch in dem Inhalt der Urkunde v. 27. April 1906 nicht gefunden werden. Entgegen der Auffassung des Amtsgerichts ist darauf hinzuweisen, daß sowohl im Eingange der Urkunde als auch bei der spätern Bezugnahme auf die gedruckten Anleihebedingungen immer nur von der Verzinsung und Rückzahlung der Teilschuldverschreibungen die Rede ist, welche natürlich in ihrer Totalsumme die Gesamtanleihe darstellen, mit derselben aber nicht identifiziert werden können.

Soweit nun aber in dem Antrage auf Eintragung einer Hypothek für eine eigene Schuld mit Rechtsnotwendigkeit auch eine Beurkundung dieser Schuld liegt (K. G. Jahrbuch, Bd. 31, R. B. 12), und soweit daher in der Urkunde v. 27. April 1906 die Forderungen aus den 6500 Teilschuldverschreibungen beurkundet sind, fehlt es für die Anwendbarkeit der Tarifstelle 58 Nr. I Preuß. St. St. G. (d. h. für die Versteuerung der Urkunde als Schuldverschreibung) an dem Erfordernis der prinzipialen (neuen) Beurkundung der Forderungen, da diese schon in den einzelnen Partial-Obligationen beurkundet waren (vgl. Reichsgericht, Entsch. Bd. 42, S. 266).

Zweifelhaft kann es sein, ob die Versteuerung der fraglichen Urkunde nach Tarifstelle 58 Nr. III oder nach Tarifstelle 59 zu erfolgen hat; der Notar hat letzteres angenommen. Da aber in der Urkunde nicht materielle Einigung zwischen der Aktiengesellschaft und der . . . Bank über die Sicherstellung der Ansprüche aus den Teilschuldverschreibungen beurkundet ist, sondern nur die einseitige Eintragungsbewilligung und der einseitige Antrag auf Eintragung einer Sicherungshypothek, muß die Tarifstelle 58 Nr. III zur Anwendung kommen (vgl. Hummel-Specht, Kommentar zum St. St. G. Seite 1091 unter III). Nach Tarifstelle 58 Nr. III unterliegen auch bloße Eintragungsanträge dem Stempel zu  $\frac{1}{12}$  pCt, sofern nicht gemäß Absatz 2 (in Verbindung mit Tarifstelle 2 Abs. 6) die dem Eintragungsantrage zugrundeliegenden Schuldverschreibungen vorgelegt werden. Dem Antrage liegen nach obigen Ausführungen die 6500 Teilschuldverschreibungen zugrunde, die allerdings nicht alle körperlich dem Grundbuchamt „vorgelegt“ sind. Wohl aber ist dem Grundbuchamt nachgewiesen, daß sie ausgestellt und mit 39000  $\mathcal{M}$  Reichstempel nach Tarifstelle 2 des Reichsstempelgesetzes v. 14. Juni 1900 versteuert sind. Dieser Nachweis muß genügen; es wäre ein unberechtigter Formalismus, die körperliche Vorlegung aller Teilschuldverschreibungen zu fordern. Nach § 2 Abs. 1. R. St. G. schließt die Zahlung des Reichstempels die Erhebung einer landesgesetzlichen Stempelabgabe von den Teilschuldverschreibungen aus, und daraus folgt, daß auch für den Eintragungsantrag ein Stempel nach Tarifstelle 58 III Pr. St. St. G. nicht weiter

zu entrichten ist. Die Urkunde v. 27. April 1906 ist vielmehr landesgesetzlich nur nach Tarifstelle 59 mit 2 mal 5  $\mathcal{M}$  für die Bewilligung der Eintragung der beiden Vormerkungen zu versteuern.

Unter Aufhebung der Vorbeschlüsse war daher der Schuldverschreibungstempel von 5525  $\mathcal{M}$  niederzuschlagen und im übrigen die Sache an das Amtsgericht zur weiteren Veranlassung zurückzuweisen.

#### Berufsinvalidität und Erwerbsunfähigkeit nach dem Invalidenversicherungsgesetze bei Bergleuten.<sup>1</sup>

Im Bergmannstande ist die Verwechslung der Berufsinvalidität mit derjenigen, welche Voraussetzung für die Bewilligung der reichsgesetzlichen Invalidenrente ist, noch häufiger als in andern Berufskreisen. Der Bergmann, der drei, vier Jahrzehnte eigenartiger, schwerer und gefahrvoller Arbeit hinter sich hat, die Folgen dieser Arbeit in mancherlei gewiß nicht zu unterschätzenden Beschwerden verspürt und nun mit der wohlverdienten Bergrente aus dem ihm zu schwer gewordenen Beruf ausscheidet, lebt fast immer in der Vorstellung, daß ihm nicht zugemutet werden könne, anderweitig Arbeit zu suchen, daß er sich, wenn auch noch in gewissem verringertem Grade arbeitsfähig, als invalide betrachten, der Ruhe pflegen, und auch die reichsgesetzliche Invalidenrente beanspruchen dürfe. Diese Auffassung ist doppelt erklärlich, wenn man bedenkt, daß der bergfertige Bergmann für die ihm noch offen stehenden Arbeiten an sich in der Regel erheblich geringer gelohnt wird als für die bergmännische Arbeit, und daß er außerdem auch bei diesen Arbeiten zumeist mit vollkräftigen Arbeitsgefährten nicht Schritt halten, also auch nicht ebensoviel wie diese verdienen kann.

Dessenungeachtet ist jene verbreitete Auffassung nach den klaren Bestimmungen des Inv. V. G. unrichtig; sie entspricht auch, so begreiflich sie zunächst erscheint, in Wahrheit nicht den wirtschaftlichen Verhältnissen und den Aufgaben, die das Leben stellt. Das Reichsversicherungsamt hat hierüber unlängst in einem Falle, der als Musterbeispiel gelten kann, folgendes ausgeführt:

Es ist nach dem überzeugend festgestellten ärztlichen Befunde nicht abzusehen, weshalb der Kläger nicht leichtere Arbeiten des allgemeinen Arbeitsmarktes übernehmen und mit gutem Lohnerfolge durchführen kann. Der von der unteren Verwaltungsbehörde angeführten Erfahrung, daß bei ältern Bergleuten in der Regel die vom Kläger geltend gemachten Beschwerden zu finden sind, steht die andere gegenüber, daß in den Kreisen der Bergleute der Irrtum weit verbreitet ist, der mit der Berginvalidenpension Bedachte sei, weil bergfertig, deshalb auch ohne weiters vom allgemeinen Arbeitsmarkt ausgeschlossen und zum Bezuge der Reichsinvalidenrente berechtigt. Vom Bergmanne muß ebensogut wie von jedem andern Arbeiter verlangt werden, daß er, wenn er die schweren hochgelohnten Arbeiten seines Berufs nicht mehr leisten kann, zu leichtern, wenn auch weniger gut bezahlten Arbeiten übergehe, die ihm verbliebenen Arbeitskräfte verwerte, soweit es die Lage des Arbeitsmarktes gestattet, und erst dann die Reichsinvalidenrente in Anspruch nehme, wenn ihm wirklich die Kräfte fehlen, um den gesetzlichen Invalidengrenzwert zu erarbeiten. Daß dieser Fall beim Kläger vorliege, davon hat sich

<sup>1</sup> Monatsblätter für Arbeiterversicherung I. Jg. Nr. 7.

keiner der zur Sache gehörten Ärzte überzeugen können, und dafür spricht ihr Befund in keiner Weise. Auch die Erwägung der untern Verwaltungsbehörde, daß der Kläger sicherlich nicht ohne Not auf seinen bisherigen hohen Verdienst verzichten würde, trifft die Sache nicht, so überzeugend sie zunächst erscheint. Daß er in seiner Erwerbfähigkeit erheblich beschränkt und zu den lohnendsten bergmännischen Arbeiten nicht mehr geeignet ist, davon scheinen alle Sachverständigen auszugehen. Danach aber war die Frage für den Kläger nicht mehr, ob er gegen die Rente auf seinen bisherigen hohen Lohn verzichten wolle — dieser Lohn kam für ihn gar nicht mehr in Betracht — sondern, ob er bei gleicher, vielleicht sogar etwas längerer Arbeitszeit um einen erheblich geringeren Lohn arbeiten und zugleich die Unbequemlichkeiten des Suchens nach anderweitiger Beschäftigung und der Eingewöhnung in neue Verhältnisse auf sich nehmen, oder aber sich mit den bescheideneren Einkünften von Berg- und Reichsinvalidenrente begnügen wolle. Zur Beantwortung dieser Frage im Sinne der zweiten Möglichkeit kann auch derjenige wohl kommen, der noch nicht invalide im Sinne des Reichsgesetzes ist, zumal wenn er auf ausgiebige Unterstützung von seiten seiner Angehörigen rechnen kann, wie es beim Kläger ausweislich seiner an das Schiedsgericht gerichteten Eingabe bei Stellung des Rentenanspruchs der Fall war.

### Volkswirtschaft und Statistik.

**Kohlengewinnung Belgiens im 1. Halbjahr 1907.** Dem *Moniteur des Intérêts Matériels* entnehmen wir die folgende Übersicht der belgischen Kohlengewinnung in den ersten 6 Monaten dieses Jahres. Die Förderung zeigt mit 11 868 655 t gegen die gleiche Zeit des Vorjahres eine Abnahme um 2 285 t. Die Vorräte erhöhten sich um 96 768 auf 459 101 t.

Provinz	Netto- förderung t	Vorräte am Schluß des Vierteljahres	Zahl der Arbeiter
Hennegau			
Couchant de Mons . . . . .	2 523 688	76 781	34 363
Centre . . . . .	1 802 147	38 880	21 985
Charleroi . . . . .	4 170 950	193 500	46 089
Lüttich			
Liege-Seraing . . . . .	2 463 270	124 200	29 787
Plateaux de Herve . . . . .	463 290	5 690	4 403
Namur . . . . .	445 310	20 050	4 345
Ganzes Königreich . . . . .	11 868 655	459 101	140 863
1. Halbjahr 1906 . . . . .	11 870 940	362 333	

### Kohlengewinnung in den Vereinigten Staaten im Jahre 1906.

Nach dem Bericht von Edward W. Parker, dem Statistiker der United States Geological Survey, stellte sich die Kohlenförderung in den Ver. Staaten im letzten Jahre auf 414 039 341 net tons<sup>1</sup> im Werte von 512 610 744 \$. 1905 wurden 392 919 341 t gewonnen im Werte von 476 756 963 \$, sodaß für 1906 eine Steigerung der Förderung um 21 120 240 t = 5,4 pCt, des Wertes um 35 853 781 \$ = 7,5 pCt zu verzeichnen ist. Diese Steigerung ist um so bemerkenswerter, als die große, etwa 6 Wochen andauernde Ausstandsbewegung, welche sich auf die meisten Kohlenbezirke des Landes erstreckte, die

<sup>1</sup> net ton = 907,2 kg.

Förderung naturgemäß erheblich beeinträchtigte. Die Verteilung der Gewinnung auf die einzelnen Bundesstaaten ist aus der folgenden Zusammenstellung zu ersehen.

Fördergebiet	1905 net tons	1906 net tons
Alabama . . . . .	11 866 069	13 107 663
Arkansas . . . . .	1 934 673	1 864 518
Colorado . . . . .	8 826 429	10 114 074
Georgien und Nord-Carolina . . . . .	353 548	363 463
Idaho . . . . .	5 882	6 165
Illinois . . . . .	38 434 363	41 497 435
Indiana . . . . .	11 895 252	12 084 281
Indianer Territorium . . . . .	2 924 427	2 859 450
Iowa . . . . .	6 798 609	7 321 639
Kalifornien und Alaska . . . . .	80 824	30 831
Kansas . . . . .	6 423 979	6 010 858
Kentucky . . . . .	8 432 523	9 673 536
Maryland . . . . .	5 108 539	5 434 528
Michigan . . . . .	1 473 211	1 336 338
Missouri . . . . .	3 983 378	3 755 778
Montana . . . . .	1 643 832	1 787 934
Neu-Mexiko . . . . .	1 649 933	1 963 558
Nord-Dakota . . . . .	317 542	300 998
Ohio . . . . .	25 552 950	27 729 843
Oregon . . . . .	109 641	79 731
Pennsylvanien Hartkohle . . . . .	77 659 850	71 282 411
Pennsylvanien Weichkohle . . . . .	118 413 637	129 263 673
Tennessee . . . . .	5 963 306	6 262 686
Texas . . . . .	1 200 684	1 160 707
Utah . . . . .	1 332 372	1 773 847
Virginien . . . . .	4 275 271	4 275 815
Washington . . . . .	2 864 926	3 276 184
West-Virginien . . . . .	37 791 580	43 276 485
Wyoming . . . . .	5 602 021	6 138 152
zusammen	392 919 341	414 039 341

Fast die Hälfte (48,4 pCt) der gesamten Kohlengewinnung der Union entfällt auf Pennsylvanien, das im letzten Jahre insgesamt 200 546 084 t Kohle im Wert von 262 182 935 \$ förderte. Davon waren 71 282 411 t im Werte von 131 917 694 \$ Hartkohle, d. s. 6 377 439 t und 9 961 306 \$ weniger als im Vorjahre. Der Rückgang ist eine Folge des letztjährigen Ausstandes der pennsylvanischen Hartkohlenbergleute. Dagegen zeigte die pennsylvanische Weichkohlenförderung mit 129 263 673 t eine Zunahme um 10 850 036 t; ihr Wert stieg gleichzeitig um 16 874 734 \$.

Illinois, dessen Gewinnungsziffer bisher an zweiter Stelle stand, ist im letzten Jahre von West-Virginien auf den dritten Platz gedrängt worden. Es ist das darauf zurückzuführen, daß in Illinois wie in den übrigen Staaten während des ganzen Monats April und eines Teils des Mai 1906 die Bergarbeit infolge Lohnstreitigkeiten ruhte, wogegen West-Virginien von dem Ausstand verschont blieb. Außerdem rief die in der Streikzeit gesteigerte Nachfrage naturgemäß auch eine stärkere Förderung der Werke West-Virginiens hervor.

Trotz des Förderausfalls infolge des Ausstandes verzeichneten die Staaten östlich des Mississippi mit wenigen Ausnahmen (Michigan, Georgien, Nord-Carolina) durchweg eine Zunahme ihrer Gewinnung. Die Förderung von Illinois, wo der Lohnkampf am schärfsten war, stieg von 38 434 363 t in 1905 im letzten Jahr auf 41 497 435 t. Indianas Förderung erhöhte sich von 11 895 252 auf 12 084 281 t, die Ohios von 25 552 950 auf 27 729 843 t.

**Kohlengewinnung Britisch-Indiens im Jahre 1906.** Nach einem Bericht der Verwaltung der Indischen Eisenbahnen wurden im letzten Jahre in Indien 9 261 714 t Kohle

gefördert, 843 975 t = 10,03 pCt mehr als im Vorjahre. Die folgende Zusammenstellung läßt die überaus schnelle Entwicklung der indischen Förderung in den letzten 10 Jahren erkennen.

l. t	l. t
1897 4 063 127	1902 7 424 480
1898 4 605 528	1903 7 438 386
1899 5 093 260	1904 8 216 706
1900 6 118 692	1905 8 417 739
1901 6 635 727	1906 9 261 714

Während sie 1896 kaum  $3\frac{1}{2}$  Mill. t betrug, hatte sie 1899 5 Mill. schon überschritten und im letzten Jahre erreichte sie annähernd 10 Mill. t. Fast ein Drittel der Förderung beanspruchen die indischen Eisenbahnen, auf die 1906 ein Verbrauch von 2 878 281 t indischer Kohle entfiel gegen 2 668 424 t im Jahre vorher. Zur Verschiffung über indische Häfen gelangten 1 830 793 t (1905 1 635 263 t); die Ausfuhr nach ausländischen Häfen belief sich auf 1 394 732 (1 144 680) t. Die Einfuhr britischer Kohle hat sich wieder etwas gehoben, sie stieg von 147 760 t in 1905 auf 199 205 t im letzten Jahre. Dagegen ist die Einfuhr aus andern Ländern (27 150 t gegen 50 024 t in 1905) fast um die Hälfte zurückgegangen.

#### Einfuhr englischer Kohlen über deutsche Hafenplätze im Juli 1907. (Aus N. f. H. u. L.)

	Juli		Januar bis Juli	
	1906 t	1907 t	1906 t	1907 t
A. über Hafenplätze an der Ostsee:				
Memel . . . . .	10 801	4 806	52 155	65 829
Königsberg-Pillau . . . . .	30 994	41 129	177 436	203 788
Danzig-Neufahrwasser . . . . .	26 273	26 619	170 694	192 403
Stettin-Swinemünde . . . . .	109 893	136 338	553 670	669 181
Kratzwieck . . . . .	15 142	19 475	110 103	122 314
Rostock-Warnemünde . . . . .	540	11 928	67 494	86 574
Wismar . . . . .	15 805	16 544	56 705	66 412
Lübeck-Travemünde . . . . .	9 702	18 675	64 812	77 313
Kiel-Nemühlen . . . . .	28 167	33 556	196 232	234 375
Flensburg . . . . .	12 950	21 870	89 462	102 555
Andere Ostseehäfen . . . . .	16 268	23 984	96 569	106 887
zusammen A . . . . .	276 535	354 924	1 635 332	1 927 631
B. über Hafenplätze an der Nordsee:				
Tönning . . . . .	4 826	2 509	27 425	26 826
Rendsburg . . . . .	9 617	13 926	82 780	86 006
Hamburg-Altona . . . . .	305 473	446 839	1 764 921	2 733 732
Bremen . . . . .	11 143	21 843	93 499	144 983
Andere Nordseehäfen . . . . .	21 795	58 690	111 255	229 113
zusammen B . . . . .	352 854	543 807	2 079 880	3 270 660
C. über Hafenplätze im Binnenlande:				
Emmerich . . . . .	16 147	372 344	226 271	947 867
Andere Binnenplätze im Binnenlande . . . . .	6 561	6 572	33 879	48 162
zusammen C . . . . .	22 708	378 916	260 150	996 029
Gesamt-Einfuhr über deutsche Hafenplätze . . . . .	652 097	1 277 647	3 975 362	6 194 320

**Die Kokserzeugung der Welt im Jahre 1905.** In der nachstehenden Zusammenstellung der Kokserzeugung der Welt sind, soweit amtliche Angaben nicht zu erlangen waren, geschätzte, mit <sup>1</sup> gekennzeichnete Ziffern eingesetzt worden.

Abgesehen von Rußland und Australien, die einen geringen Rückgang ihrer Gewinnung aufweisen, ist im Jahre 1905 bei sämtlichen Ländern eine sehr erhebliche Zunahme der Koksproduktion festzustellen, die als eine

Folge des guten Geschäftsganges in der Eisen- und Stahlindustrie in diesem Jahre zu betrachten ist. Die gesamte Erzeugung der Welt stieg im Jahre 1905 auf 76 366 257 t von 63 638 376 t in 1904<sup>1</sup>.

Länder	Kohlengewinnung		Kokserzeugung	
	1904 metr. t	1905 metr. t	1904 metr. t	1905 metr. t
Ver. Staaten . . . . .	319 147 732	356 433 973	21 465 355	29 240 080
Großbritannien . . . . .	236 130 373	239 888 928	18 326 593 <sup>1</sup>	18 326 593
Deutschland . . . . .	169 450 583	173 810 669	12 331 163	16 491 427
Frankreich . . . . .	34 167 966	35 927 704	1 673 519 <sup>1</sup>	1 907 913 <sup>3</sup>
Belgien . . . . .	22 761 430	21 775 280	2 211 820	2 238 920
Rußland . . . . .	19 318 370	19 628 008	2 402 878 <sup>2</sup>	2 374 335 <sup>2</sup>
Österreich . . . . .	33 855 895	35 277 339	1 282 473	1 400 283
Italien . . . . .	362 151	412 916	607 297	627 984
Spanien . . . . .	3 123 540	3 371 919	605 318	641 689
Kanada . . . . .	6 812 834	7 961 397	493 107	622 154
Australien . . . . .	6 963 202	7 616 248	173 750	165 576
Ungarn . . . . .	6 674 670	7 176 664	5 103	69 303
Mexiko . . . . .	700 000 <sup>1</sup>	700 000 <sup>1</sup>	60 000 <sup>1</sup>	60 000 <sup>1</sup>
Andere Länder . . . . .	27 028 976	31 033 962	2 000 000 <sup>1</sup>	2 200 000 <sup>1</sup>
Welt . . . . .	886 497 722	941 015 007	63 638 376	76 366 257

Ihrer Stellung in der Kohlenförderung und Roheisengewinnung der Welt entsprechend nehmen die Vereinigten Staaten auch in der Kokserzeugung den ersten Platz ein. Ihre Gewinnung betrug 1905 mit über 29 Mill. t annähernd das Doppelte der deutschen Erzeugung. Sie hat sich in den letzten 25 Jahren fast verzehnfacht. Gegen 1904 ist im Jahre 1905 eine Steigerung um 7 774 725 t gleich mehr als 36 pCt zu verzeichnen. In noch stärkerem Maße stieg der Wert der Gewinnung, der 1904 46 144 941 \$ betrug und sich im Jahre 1905 auf 72 476 196 \$, d. i. um 57 pCt, erhöhte. Mehr als zwei Drittel der Erzeugungsmenge wurden von Pennsylvanien aufgebracht, das 1905 18 664 493 t produzierte. Dann folgen in weitem Abstände West-Virginien mit 3 085 018, Alabama mit 2 337 842, Virginien mit 1 360 329, Colorado mit 1 250 869 t. Zur Ausfuhr gelangten im Jahre 1904 531 492, 1905 599 605 t. Eingeführt wurden 1904 164 072, 1905 184 290 t.

Der Union folgt zunächst Großbritannien, dessen Erzeugungsziffer jedoch die Deutschlands, das den dritten Platz einnimmt, nur wenig übersteigt. Seine Koksproduktion wurde für 1905 zum ersten Mal nachgewiesen, weshalb ein Vergleich mit früheren Jahren nicht möglich ist. Gegenüber der Erzeugung in England (16 231 695 t) fällt die von Wales (959 923 t), Schottland (1 005 450 t) und Irland (120 852 t) wenig ins Gewicht. Die Koksausfuhr Großbritanniens hat in den letzten Jahren ständig zugenommen. Sie stieg von 699 664 t in 1902 auf 728 957 t in 1903, 769 060 t in 1904, 786 496 t in 1905 und 828 268 t in 1906. Der Wert der Ausfuhr erhöhte sich 1906 wieder auf 593 785 £, nachdem er in den beiden Vorjahren nicht unerheblich zurückgegangen war. Die größten Absatzgebiete sind Spanien und Dänemark.

Deutschlands Koksproduktion erhöhte sich 1905 trotz des großen Bergarbeiterausstandes im Ruhrbezirk um mehr als 4 Mill. t = 33,7 pCt. Sie entfiel fast ausschließlich auf Preußen, außer dem nur Sachsen eine geringe Menge (1906 66 947 t) erzeugte. Im letzten

<sup>1</sup> geschätzt. <sup>2</sup> Nur Donezbecken, Ural und Sibirien. <sup>3</sup> Erzeugung von Pas-de-Calais, Nord, Loire, Gard, Hérault. <sup>4</sup> Angabe für 1905.

Jahre stieg die Produktion wiederum erheblich, u. z. auf 20 265 572 t. Von dieser Menge wurden im Oberbergamtsbezirk Dortmund 15 555 786, in Breslau 2 172 826, Bonn 2 163 325, Clausthal 165 743 und Halle 135 945 t gewonnen. Zur Ausfuhr gelangten 1904 2 716 855 t, 1905 2 761 080 t. Davon gingen 1905 1 030 771 t nach Frankreich, 622 132 t nach Österreich, 248 251 t nach Belgien, 207 398 t nach Rußland, 158 035 t nach der Schweiz und 150 286 t nach den Niederlanden. Zur Einfuhr kamen 1905 713 619 t gegen 550 302 t im Jahre vorher, davon mehr als die Hälfte aus Belgien.

Die Kokserzeugung Frankreichs wird amtlich nicht bekannt gegeben. Die in der Tabelle angegebene Menge stellt die Erzeugung der Bezirke Pas-de-Calais, Nord, Loire, Gard und Hérault dar, deren Kohlegewinnung 1905 30 069 329 t = r. 84 pCt der gesamten Förderung Frankreichs betrug. Im Pas-de-Calais, dem bedeutendsten Erzeugungsgebiet, wurden 1905 1 025 686 t Koks gewonnen. Von der Koksaußfuhr von insgesamt 229 000 t entfiel 1905 fast ein Drittel (70 000 t) auf Belgien, 63 000 t gingen nach Deutschland, 44 000 t nach der Schweiz, 38 000 t nach Italien. Eingeführt wurden 1 633 000 t, davon mehr als 1 Million t aus Deutschland.

In Belgien wird Koks nur in den Provinzen Lüttich und Hennegan gewonnen. Die Erzeugung zeigt, ebenso wie die Kohlenförderung, seit Jahren einen stationären Charakter. Die Koksaußfuhr hat sich in dem Jahrfünft 1901—1905 mehr als verdoppelt, sie stieg von 154 247 t im Jahre 1901 in 1904 auf 338 127 t, 1905 auf 356 136 t. Dagegen hat sich die Koksaußfuhr nur wenig verändert. Sie betrug 1901 829 421 t, 1904 879 883 t und 1905 977 095 t.

Die amtliche Statistik Rußlands gibt nur die Erzeugung im Donezbecken, im Ural und in Sibirien an. Für 1905 ist sie bisher nur vom Donezbecken bekannt. Die Angabe in der letzten Spalte der Tabelle ist durch Addition dieser Menge mit der Produktionziffer der beiden übrigen Becken für 1904 entstanden. Wie die Übersicht erkennen läßt, hat die Erzeugung ihre mit dem Jahre 1900 einsetzende rückläufige Bewegung auch 1904 und 1905 fortgesetzt. Haupterzeugungsgebiet ist das Donezbecken, auf das 1905 eine Menge von 2 364 453 t entfiel.

Österreichs Koksgewinnung erscheint seiner Kohlenförderung gegenüber äußerst gering, doch ändert sich das Verhältnis, wenn man nur Steinkohle zum Vergleich heranzieht, von der 1904 11 868 245 t, 1905 12 585 263 t gewonnen wurden. 1906 wurden 1 677 646 t Koks erzeugt, davon in Mähren 873 880, in Schlesien 771 652 und in Böhmen 32 114 t. Ins Ausland gingen 531 248 t.

**Gewinnung von Ammoniak, Teer und Benzol im Oberbergamtsbezirk Dortmund.** Die Erzeugung von schwefelsaurem Ammoniak hat im letzten Jahre eine sehr erhebliche Steigerung erfahren, sie erhöhte sich von 98 990 t in 1905 auf 144 300 t, d. i. um mehr als 45 pCt. Der Jahresdurchschnittspreis (236 *M* für 1 t gegen 236,70 *M* in 1905) hatte gleichzeitig einen geringen Rückgang zu verzeichnen, zum ersten Mal seit Jahren. Da auf 1 t Ammoniak im Durchschnitt  $2\frac{1}{2}$  t Teer entfallen, wurden 1906 im Oberbergamtsbezirk Dortmund r. 360 000 t Teer erzeugt gegen r. 247 000 t im Vorjahre. Der Jahresdurchschnittspreis von Teer setzte seine 1903 begonnene Abwärtsbewegung etwas weniger stark auch im letzten Jahre

fort. Er stellte sich auf 21,50 *M* für 1 t gegen 22,50 *M* im Jahre vorher. Die Benzolgewinnung erhöhte sich von 19 800 t auf 26,400 t. Der Benzolpreis sank von 250 *M* in 1905 im letzten Jahre auf 215 *M*.

### Bergbau und Eisenindustrie Luxemburgs im Jahre 1906.

Nach dem Generalbericht über die Geschäftslage von Industrie und Handel im Großherzogtum Luxemburg erhöhte sich die Gewinnung der luxemburgischen Erzgruben im letzten Jahre um 633 525 t auf 7 229 385 t, der Wert der Förderung um 1 464 473 fr. auf 17 979 103 fr. Der Durchschnittspreis für 1 t ist wiederum etwas zurückgegangen und hat damit den bisher tiefsten Stand seit 1897 erreicht. Über die Entwicklung der Förderung, des Gesamtwertes und des Durchschnittswertes für die Tonne in den letzten 10 Jahren gibt folgende Übersicht Aufschluß:

	Förderung t	Gesamtwert fr.	Preis für 1 t fr.
1897 . . .	5 349 009	13 980 550	2,64
1898 . . .	5 348 951	13 934 186	2,60
1899 . . .	6 014 394	16 237 500	2,70
1900 . . .	6 171 229	17 283 289	2,80
1901 . . .	4 455 179	11 770 046	2,63
1902 . . .	5 130 069	14 527 891	2,84
1903 . . .	6 010 012	15 278 923	2,54
1904 . . .	6 347 781	16 458 904	2,59
1905 . . .	6 595 860	16 514 630	2,50
1906 . . .	7 229 385	17 979 103	2,49

Die Zahl der betriebenen Erzbergwerke erhöhte sich im vergangenen Jahre auf 78 (1905 75), auf denen insgesamt 6 875 Arbeiter beschäftigt wurden gegen 6 278 im Jahre 1905.

Die Erzeugung von Roheisen betrug 1906 1 460 105 t, 91 854 t mehr als 1905. Der Preis für 1 t hat seine bis 1902 zurückreichende Aufwärtsbewegung fortgesetzt, steht jedoch gegen 1900 und 1901, die den höchsten Preisstand in den letzten 10 Jahren verzeichnen, noch erheblich zurück. Die folgende Tabelle zeigt die Ergebnisse der luxemburgischen Roheisengewinnung in den letzten 2 Jahren:

	1905 t	1906 t
Hochöfen im Betrieb . . .	30—32	32
Erzeugung . . . . .	1 368 251	1 460 105
Davon:		
Frisch-Roheisen . . . . .	100 766	123 050
Thomas-Roheisen . . . . .	1 098 154	1 236 681
Gießerei-Roheisen . . . . .	169 331	100 374
	fr.	fr.
Preis für 1 t . . . . .	60,17	62,56
	t	t
Verbrauchte Erze . . . . .	4 349 201	4 688 919
Arbeiterzahl . . . . .	8 165	8 315

In dem letzten Jahrzehnt entwickelte sich die Roheisengewinnung wie folgt:

Erzeugung t	Preis für 1 t fr.	Erzeugung t	Preis für 1 t fr.
1897 872 457	56,53	1902 1 080 305	55,35
1898 945 866	55,46	1903 1 217 830	55,71
1899 982 929	56,70	1904 1 198 002	55,39
1900 970 885	76,46	1905 1 368 251	60,17
1901 916 404	72,32	1906 1 460 105	62,56

Auch für die Stahlwerke brachte das Jahr 1906 eine nennenswerte Steigerung ihrer Erzeugung, wie die folgende Tabelle erkennen läßt:

	1905	1906
Erzeugung . . . . .	397 942 t	435 284 t
Gesamtwert . . . . .	40 725 780 fr.	48 198 481 fr.
Roheisenverbrauch . . . . .	534 530 t	581 192 t
Arbeiterzahl . . . . .	2 902	3 846

Die Produktion der Gießereien stellte sich 1906 auf 15 877 t gegen 13 628 t in 1905.

**Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im 1. Halbjahr 1907.** In der Nummer vom 1. August des Bulletin of the American Iron and Steel Association werden die Ergebnisse der amerikanischen Roheisengewinnung in der ersten Hälfte dieses Jahres veröffentlicht, die in der folgenden Tabelle zusammengefaßt sind. Die Erzeugung erreichte danach 13 478 044 t, d. s. 895 794 t = 7,12 pCt mehr als in der gleichen Zeit des Vorjahres. Die Zahl der im Betrieb befindlichen Hochöfen stieg von 323 am 30. Juni 1906 und 340 am 31. Dezember vorigen Jahres auf 359 am 30. Juni 1907. Außer Betrieb waren an diesem Tage 83, ein Jahr vorher 106 Hochöfen.

Staaten	Zahl der Hochöfen			Erzeugung in gross tons (einschl. Spiegeleisen u. Ferromangan)	
	im Betrieb am 31. Dez. 1906	30. Juni 1907		1. Halbjahr 1906	1. Halbjahr 1907
		zus.	davon i. Betrieb		
Massachusetts	1	2	2	10 218	8746
Connecticut	3	3	2		
New York	17	26	17	746 271	859 125
New Jersey	9	11	8	167 820	195 245
Pennsylvanien	132	160	141	5 688 743	5 964 884
Maryland	4	5	4	194 907	221 145
Virginien	14	25	16	257 806	260 912
Georgien	2	4	2		
Texas	1	4	1	46 865	26 173
Alabama	31	49	34	825 090	861 771
West-Virginien	3	4	4	136 662	151 643
Kentucky	5	8	5	35 533	79 013
Tennessee	13	21	14	208 569	193 371
Ohio	57	66	58	2 675 812	2 815 174
Illinois	22	24	24	1 011 639	1 263 258
Michigan	12	12	12	175 672	197 330
Wisconsin	6	7	6		
Minnesota	1	1	1	190 949	160 045
Missouri	2	2	2		
Kolorado	5	6	6		
Oregon	0	1	0	214 694	220 209
Washington	0	1	0		
zusammen	340	442	359	12 582 250	13 478 044

Bei der Erzeugung diente für 12 514 014 t als Brennstoff bituminöse Kohle und Koks, für 758 234 t Anthrazit, gemischter Anthrazit und Anthrazit-Koks und für 205 796 t Holzkohle. Von der Produktionszunahme entfallen 276 141 t auf Pennsylvanien, 251 619 t auf Illinois, 139 362 t auf Ohio. Einen Rückgang ihrer Gewinnung verzeichnen Wisconsin und Minnesota (30904 t), Georgien und Texas (20692 t) sowie Massachusetts und Connecticut (1472 t)

## Verkehrswesen.

### Kohlen- und Koksbelegung in den Rheinhäfen zu Ruhrort, Duisburg und Hochfeld im Juli 1907.

	Juli		Januar bis Juli	
	1906	1907	1906	1907
	t	t	t	t
A. Bahnzufuhr				
nach Ruhrort . . . . .	547 497	605 869	3 246 369	3 123 278
„ Duisburg . . . . .	295 890	317 920	2 138 383	1 767 370
„ Hochfeld . . . . .	80 632	45 174	473 763	299 640
B. Abfuhr zu Schiff				
überhaupt . . von Ruhrort	561 744	622 847	3 144 781	3 205 383
„ Duisburg	303 644	309 116	2 113 366	1 794 473
„ Hochfeld	78 118	45 312	465 682	314 488
davon nach				
Coblenz und oberhalb . .				
„ Ruhrort	316 219	493 674	1 747 557	2 052 146
„ Duisburg	202 581	222 473	1 387 497	1 248 753
„ Hochfeld	65 871	40 390	384 779	272 887
bis Coblenz (ausschl.) . .				
„ Ruhrort	8 694	14 610	41 451	67 349
„ Duisburg	360	918	7 895	7 718
„ Hochfeld	610	510	2 932	3 095
nach Holland				
„ Ruhrort	118 398	24 402	741 133	590 250
„ Duisburg	75 445	61 465	566 466	371 100
„ Hochfeld	7 209		41 306	16 949
nach Belgien u. Frankreich				
„ Ruhrort	115 852	87 561	606 183	480 677
„ Duisburg	22 556	18 393	140 900	133 419
„ Hochfeld	1 041	230	10 809	2 739

**Entwicklung des Güterverkehrs auf den deutschen Eisenbahnen.** Die folgende Zusammenstellung zeigt die Entwicklung des Güterverkehrs seit 1890.

Jahr	Gesamter Güterverkehr 1000 t	Davon						
		Steinkohlen, -Koks, -Briketts 1000 t	Braunkohlen -Koks, -Briketts 1000 t	Roh-eisen 1000 t	Eisen- erz 1000 t	Blei- erze usw. 1000 t	Kupfer- erze, -stein 1000 t	übrige Erze 1000 t
1890	151 681	58 510	11 384	4 438	6 039		607	
1895	181 480	67 235	14 604	5 507	7 167		575	
1900	264 968	95 370	21 860	8 053	11 611	351	22	
1901	259 380	92 245	22 229	6 535	9 857	397	29	
1902	263 552	91 914	22 175	7 064	10 415	351	35	
1903	286 725	100 474	22 498	8 704	12 896	384	34	
1904	295 942	101 975	23 835	8 510	10 710	399	93	
1905	316 580	105 094	25 614	9 514	11 152	391	85	
1906	344 665	115 995	26 583	10 463	13 866	508	117	
von dem Gesamtverkehr pCt								
1890	100	38,57	7,51	2,93	3,98		0,40	
1895	100	37,05	8,05	3,03	3,95		0,32	
1900	100	35,99	8,25	3,04	4,38	0,13	0,01	
1901	100	35,56	8,57	2,52	3,80	0,15	0,01	
1902	100	34,88	8,41	2,91	3,95	0,13	0,01	
1903	100	35,04	7,85	3,04	4,50	0,13	0,01	
1904	100	34,46	8,05	2,88	3,62	0,13	0,03	
1905	100	33,20	8,09	3,01	3,52	0,12	0,03	
1906	100	33,65	7,71	3,04	4,02	0,15	0,03	

Steigerung des Versandtes gegen 1890								
1890	100,00	100,00	100,00	100,00				100,00
1895	119,65	114,91	128,29	124,09	118,68			94,73
1900	174,69	163,00	192,02	181,46	192,27	100,00	100,00	100,00
1901	171,00	157,66	195,27	147,25	163,22	113,11	131,82	88,87
1902	173,75	157,09	194,79	172,69	172,46	100,00	159,09	98,13
1903	189,03	171,72	197,63	196,12	213,55	109,40	154,55	103,54
1904	195,11	174,29	209,37	191,75	177,35	113,68	422,73	109,97
1905	208,71	179,62	225,00	214,38	184,67	111,40	386,36	113,77
1906	227,23	198,25	233,51	235,76	229,61	144,73	531,82	124,13

In diesen Zahlen spiegelt sich die außerordentliche Entwicklung unsers Wirtschaftlebens deutlich wieder. 1895 stellte sich der gesamte Eisenbahn-Güterverkehr um 19,65 pCt höher als im Jahre 1890, um nach weitem 5 Jahren eine Zunahme um 74,69 pCt aufzuweisen. Diese Ziffer des Hochkonjunkturjahres 1900 ist nach kurzem, unbedeutenden Rückgang weiter stark gestiegen, sodaß in 1905 und 1906 im Vergleich zu 1890 eine Steigerung um 108,71 bzw. 127,23 pCt zu verzeichnen war.

Der Steinkohlenversand stieg seit 1890 um 98,25 pCt, der Versand von Braunkohlen um 133,51 pCt. Roheisen vermochte seine Versandmenge um 135,76 pCt zu steigern. Eine fast gleichstarke Versandsteigerung zeigt Eisenerz mit 129,61 pCt. Für Blei- und Kupfererze liegen Angaben erst seit 1900 vor. Im Vergleich zu diesem Jahre stieg der Versand ersterer um 44,73 pCt, letzterer sogar um 431,82 pCt.

Fast die Hälfte des gesamten Güterverkehrs — 41,36 pCt — entfällt auf den Kohlenverkehr, ein Drittel allein auf den Versand von Steinkohlen. Die Anteilziffer des Steinkohlenversandes ist seit 1890 erheblich zurückgegangen. Die kleine Erhöhung im letzten Jahre gegen das Vorjahr ist lediglich eine Folge des in 1905 durch den Ausstand der Ruhrbergarbeiter hervorgerufenen Versandausfalles. Der gesamte Erzversand stellt 4,76 pCt des Gesamtverkehrs dar, von denen Eisenerz allein 4,02 pCt in Anspruch nimmt. Auf Roheisen entfallen 3,04 pCt.

Von andern, in der obigen Tabelle nicht genannten Gütern waren 1906 (1905) am Gesamtverkehr beteiligt: Steine mit 10,4 (10,2) pCt, Holz mit 5,41 (5,36) pCt, Erde mit 4,91 (4,63) pCt, bearbeitetes Eisen mit 4,6 (4,4) pCt, Zement mit 1,36 (1,23) pCt und gebrannter Kalk mit 1,20 (1,25) pCt.

**Ämtliche Tarifveränderungen.** Mitteldeutsch-Berlin-nordostdeutscher Braunkohlenverkehr. Mit Gültigkeit vom 1. September ab ist die Station Janikow (Direktionsbezirk Stettin) als Empfangstation in den Tarif für den bezeichneten Verkehr einbezogen worden.

Staatsbahngütertarif. Gruppen I/II, Tarifheft II F. Mit Gültigkeit vom 1. September ab hat der Ausnahmetarif 4 d für Ammoniak, rohe Kalisalze usw. nach Dzieditz, Oderberg, Oswiecim hinsichtlich des Geltungsbereichs eine erweiterte Fassung erhalten.

Oberschlesisch-österreichischer Kohlenverkehr. Teil II, Heft 7 (Galizien und die Bukowina). Vom 25. August ab ist die Station Zarwanica (k. k. Staatsbahndirektion Lemberg) in den direkten Verkehr aufgenommen worden. Bis auf Widerruf bzw. bis zur Durchführung im Tarifwege, längstens jedoch bis zum 1. Februar 1908, gelten für Zarwanica die für die Station Pluchów bestehenden Tarifsätze.

Oberschlesisch-österreichischer Kohlenverkehr. Teil II, Heft 1 und 2: Ausnahmetarife vom 1. April 1906 und Heft 7: Ausnahmetarif vom 1. August 1906. Mit Gültigkeit vom 20. August ab ist an Stelle der in den Tarifen für den genannten Kohlenverkehr enthaltenen besondern Tarifbestimmungen hinsichtlich des Abladens der Sendungen für den Betriebsbereich der k. k. Nordbahndirektion folgende Bestimmung in Kraft getreten: „Die Verpflichtung des Abladens durch den Empfänger gilt nur insoweit, als nicht für einzelne Stationen durch Aushang in denselben, sowie durch Bekanntmachung in einem Lokalblatte besondere Bestimmungen getroffen werden.“

Niederschlesisch-sächsischer Steinkohlenverkehr. Mit dem 1. September wird die Station Ölsnitz im Erzgebirge der Kgl. sächsischen Staatseisenbahnen in den genannten Verkehr einbezogen.

## Vereine und Versammlungen.

**I. Internationaler Kongreß für Rettungswesen.** Der Kongreß, der in der Pfingstwoche 1908 in Frankfurt a. M. stattfindet, soll einen Vereinigungspunkt für alle Kreise bilden, die beruflich oder aus freiwilligem Antriebe Interesse an dem Rettungswesen nehmen. Als Mitglieder des Kongresses werden alle Delegierten von kommunalen und städtlichen Behörden, Anstalten und Körperschaften, sowie alle jene Personen angesehen, die ihren Beitritt zum Kongreß erklären.

Die Arbeiten erstrecken sich auf alle Fragen des Rettungswesens. Der Schwerpunkt der Verhandlungen soll auf die Ausgestaltung des praktischen Rettungsdienstes gelegt werden.

Die Arbeiten des Kongresses werden erörtert:

1. in Vorträgen über Gegenstände allgemeinen Interesses, die von hervorragenden Fachmännern in allgemeinen Sitzungen gehalten werden und

2. in Verhandlungen, die in gesonderten Abteilungen stattfinden und an der Hand von Vorträgen, Berichten und Demonstrationen geleitet werden.

Insgesamt sind 10 Abteilungen gebildet, darunter Abt. 7 für das Rettungswesen in Bergwerken und verwandten Betrieben.

Der Arbeitsplan für diese Abteilung sieht vor: „Die am häufigsten in den Bergwerken vorkommenden Verletzungen. Erste Hilfeleistung und ärztliche Versorgung. Unfallmelde-dienst. Tagbeförderungen der Verletzten. Hilfsgeräte. Improvisationen. Verbandstationen. Schlagende Wetter usw. Sicherheitsvorkehrungen und Schutzgeräte. Rettungsapparate und sonstige Ausrüstung der Rettungsmanschaften. Grubenkatastrophen. Irrespirable Gase, Explosionen und Wassergefahren. Organisationen des Rettungsdienstes. Gefahren beim Tunnel- und Caissonbau, die häufigsten Erkrankungen, ihre Vorbeugungs- und Hilfsmittel. Rettungsdienst und Rettungsarbeiten bei Verschütteten. Lage und Lebensdauer der Verschütteten. Aussicht auf Rettung. Kennzeichen des eingetretenen Todes.“

Anmeldung von Vorträgen hat bis zum 1. Oktober 1907 zu erfolgen. Zuschriften und Beitrittsklärungen sind an die Geschäftsstelle des Internationalen Kongresses für Rettungswesen in Leipzig, Nikolai-Kirchhof 2, zu richten.

## Marktberichte.

**Ruhrkohlenmarkt.** Für den Eisenbahnversand von Kohlen, Koks und Briketts wurden im Ruhrbezirk durchschnittlich arbeitstäglich an Doppelwagen, auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt,

	gestellt:			
	1906	1907	1906	1907
	Juli		August	
1.—15.	21 074	22 138	20 931	22 356
16.—31.	21 485	23 306	21 664	.
	es fehlten:			
1.—15.	12	85	21	51
16.—31.	411	66	172	.

Die Zufuhr von Kohlen, Koks und Briketts aus dem Ruhrbezirk zu den Rheinhäfen betrug durchschnittlich arbeitstäglich in:

Zeitraum	Ruhrort		Duisburg		Hochfeld		diesen drei Häfen zusammen	
	1906	1907	1906	1907	1906	1907	1906	1907
	Doppelwagen, auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt.							
1.—7. August	1892	1957	1059	909	310	288	3261	3149
8.—15. "	2191	2129	1243	1199	235	268	3669	3596
16.—22. "	2227	2269	1233	1280	265	289	3725	3838
23.—31. "	2082		977		280		3339	

Der Wasserstand des Rheins bei Caub war im Aug. am:

1.	4.	8.	12.	16.	20.	24.	28.	31.
2,34	2,40	2,20	2,16	2,05	2,25	2,30	2,05	1,94 m.

In der Lage des Ruhrkohlenmarktes hat sich im August gegen den Vormonat nichts geändert. Obwohl die Förderung größer war als in irgend einem früheren Monat konnte die im ganzen in unverminderter Stärke anhaltende Nachfrage nicht voll befriedigt werden. Der Begehr hat allerdings seinen stürmischen Charakter verloren und ist in ruhigere Bahnen eingelenkt. Entsprechend der gestiegenen Förderleistung der Zechen waren die Versendungen nach den Ruhrhäfen recht erheblich, sodaß sich die Hafeneinrichtungen vielfach als unzureichend erwiesen. Die Wasserstandsverhältnisse des Rheins im Laufe des Monats sind in Anbetracht der Jahreszeit als befriedigend zu bezeichnen, doch mußte auf der Strecke Mannheim—Straßburg der Verkehr zeitweilig wegen ungenügenden Wasserstandes eingestellt werden. Die Wagengestellung zeigte nicht mehr die starken Ausfälle wie in den Frühjahrsmonaten, immerhin bestand nach wie vor störender Mangel an Kokswagen.

In Gas- und Gasflammkohlen, in Fettkohlen sowie in EB- und Magerkohlen hielten sich die Leistungen auf der Höhe des Vormonats, ohne daß der Begehr in diesen Sorten voll gedeckt werden konnte. Besonders stark war die Nachfrage nach Generatorkohlen und Hausbrandsorten.

In der Lage des Koksmarktes hat sich ebenfalls gegenüber dem Vormonat nichts geändert. Wiewohl die Abbestellungen seitens einzelner Hochofenwerke, die schon im Juli zu verzeichnen waren, sich auch im Berichtmonat fortsetzten, so konnte doch die gesamte Erzeugung glatt abgesetzt werden. Die Nachfrage nach Brech- und Siebkoks hielt in unverminderter Stärke an, sodaß sie wiederum nicht in vollem Umfange zu befriedigen war.

Die gestiegene Briketterzeugung fand schlanken Absatz.

Schwefelsaures Ammoniak. Der Monat brachte eine gewisse Belebung des Marktes dadurch, daß einerseits das Ausland noch fortgesetzt als Käufer auftrat, andererseits auch die Ausfuhrhäuser Deckung für ihre frühern Verkäufe suchen mußten. Wenngleich die englischen Notierungen mit 11 £ 12 s 6 d bis 12 £ 2 s 6 d keine Änderungen gegen den Vormonat aufzuweisen haben, so zeigte doch die Marktlage eine sehr feste Grundstimmung, besonders auch, da sowohl

England wie das Inland ihre Ablieferungen gegen das Vorjahr nicht unwesentlich erhöhen konnten.

Teer. Der Markt für Teer und Teererzeugnisse verzeichnete keine Änderungen gegen den Vormonat. Im Inlande wurde Teer regelmäßig und im vollen Umfange der Erzeugung abgenommen.

Benzol. Die englischen Notierungen stellten sich für 90er Benzol auf  $8\frac{1}{2}$  d bis  $8\frac{3}{4}$  d und für 50er Benzol auf  $8\frac{1}{2}$  d bis 9 d und waren damit gegen den Vormonat im ganzen unverändert. Im Inlande hält sich der Absatz auf der Höhe der Vormonate.

Essener Börse. Nach dem amtlichen Bericht waren am 2. September die Notierungen für Kohlen, Koks und Briketts (s. die Preise in Nr. 17/07 S. 513) wie auch die Marktlage unverändert. Die nächste Börsenversammlung findet Montag, den 9. September, Nachm. von  $3\frac{1}{2}$ — $4\frac{1}{2}$  Uhr im Stadtgartensaal statt.

Zinkmarkt. Von Paul Speier, Breslau. Rohzink. Infolge der allgemeinen Flaueit am Metallmarkt, des Mangels an Vertrauen auf eine baldige Besserung und der dadurch bedingten Zurückhaltung des Verbrauchs ist auch bei Zink keine günstigere Wendung eingetreten. Der Kurs ging seit Beginn des Monats weiter zurück und fiel in London von 22 £ 15 s auf 21 £ 15 s. Zu dieser Notiz wurden einige größere Mengen in Umsatz gebracht. Für schlesisches Zink wird je nach Marke, Menge und Termin 43,50—45 M für 100 kg gefordert. Der Abschlag beträgt seit Beginn dieses Jahres nunmehr bereits 11—12 M für 100 kg. Die Ausfuhr im Juli stellte sich auf 5203 t gegen 6055 t im gleichen Monat des Vorjahres. Am Empfang waren u. a. beteiligt: Großbritannien mit 1520 (1934), Österreich-Ungarn mit 1502 (2024), Rußland mit 925 (575), Italien mit 259 (140), Norwegen mit 367 und Schweden mit 195 t. Großbritannien führte bis Ende Juli 5310 t ein gegen 5207 t im gleichen Zeitraum des Vorjahres. — Die Firma Beer, Sondheimer & Co. erbaute in Verbindung mit amerikanischen Interessenten in Bartlesville, Ind. Terr., eine neue Zinkhütte, deren Inbetriebsetzung im Oktober bevorsteht. Die Hütte umfaßt 6 Blocks und ist zunächst auf eine Produktion von 7000 t vorgesehen. Der Hüttenbetrieb erfolgt mit natürlichem Gase, welches von dem Werk teilweise aus der Nachbarschaft bezogen und teilweise durch eigene Bohrung gewonnen wird. Auch die Zinkwerke von Hegeler Bros. in Danville, Ill., werden im nächsten Monat mit den Neubauten fertig und dürften im Oktober den Betrieb aufnehmen. Ferner ist die Errichtung neuer Zinkhütten von der United Zinc and Chemical Company in Springfield, Ill., in Aussicht genommen.

Zinkblech. Der Preis bewegt sich gegenwärtig je nach der Lage des Absatzgebietes zwischen 53—56 M für 100 kg Frachtbasis Morgenroth bzw. Oberhausen. Die Ausfuhr betrug im Juli 1775 t gegen 1411 t im gleichen Monat des Vorjahres. Am Empfang waren u. a. beteiligt: Großbritannien mit 441 (347), Dänemark mit 236 (213), Italien mit 133 (147), British Südafrika mit 250 (88), Japan mit 142 und Argentinien mit 210 t.

Zinkerz. Die Einfuhr betrug im Juli 13 108 t und die Ausfuhr 4181 gegen 9131 bzw. 2366 t im gleichen Monat des Vorjahres. An der Einfuhr waren in erster

Reihe beteiligt: Spanien mit 3433, der Australbund mit 2358, Italien mit 2677 und Schweden mit 1452 t.

Zinkstaub. Der Preis war nachgebend. Für Partien von 10 t werden 44,25—44,50  $\mathcal{M}$  für 100 kg einschl. Faß fob. Stettin gefordert.

Die Ein- und Ausfuhr Deutschlands betrug von Januar bis Ende Juli

	Einfuhr		Ausfuhr	
	1906	1907	1906	1907
	t	t	t	t
Rohzink . . . . .	19 776	18 211	34 983	36 472
Zinkblech . . . . .	42	74	8 808	10 825
Bruchzink . . . . .	1 324	656	2 867	4 017
Zinkerz . . . . .	102 346	101 312	24 765	18 880
Zinkstaub . . . . .	—	530	—	1 313
Zinkoxyd . . . . .	—	3 582	—	10 715
Lithopone . . . . .	916	1 266	4 402	5 245

**Vom amerikanischen Eisen- und Stahlmarkt.** Die Vorgänge in den Finanzzentren unseres Landes, der enorme Kursfall während der letzten Wochen, die überall herrschende Geldknappheit und die Höhe der Geldleihraten sind Faktoren, die dazu angetan sind, die schon vorher in unserer Geschäftswelt vorhandene konservative Stimmung zu verstärken und naturgemäß auch das Eisen- und Stahlgeschäft zu beeinflussen. Die größten Konsumenten von Eisen- und Stahlmaterial, die Bahngesellschaften, sehen sich angesichts der Schwierigkeit, die in Aussicht genommenen Bauarbeiten zu finanzieren, zu ihrer vorläufigen Aufgabe oder Einschränkung genötigt. Daher werden von dieser Seite neue, große Aufträge nur spärlich erteilt. Wenngleich auch gegenwärtig noch reichlich Geschäft an Hand und in Sicht ist, um die großen Eisen- und Stahlwerke bis nahezu Ende des Jahres in voller Tätigkeit zu erhalten, so erwartet man doch, daß in den Wintermonaten sich Betriebs Einschränkungen als notwendig herausstellen werden. Bei dem großen Konsum von Eisen und Stahl ist das Geschäft im allgemeinen befriedigend, wenn auch durch die schwierigen Geldmarktverhältnisse eine große Zahl von Aufträgen zurückgehalten wird. Die Ausdehnung unserer Eisen- und Stahlindustrie war anscheinend in letzter Zeit zu gewaltig. Die Pläne zur Erweiterung der vorhandenen und zum Bau neuer großer Eisen- und Stahlwerke erscheinen unter den gegenwärtigen Verhältnissen übertrieben, und der übermäßige Ehrgeiz, das Geschäft auszudehnen, ohne gehörige Rücksichtnahme auf das verfügbare Kapital, dürfte sich in nächster Zeit in nicht wenigen Fällen als verhängnisvoll erweisen. Es ist bereits zum Zusammenbruch zweier großer Industrie-Unternehmungen gekommen. Da die Macht der Verhältnisse große Konsumenten zu zeitweiliger Zurückhaltung nötigt, hat die Nachfrage nach Roheisen nachgelassen, während die Produktion nach wie vor außerordentlich groß ist. Unter diesen Umständen sind die Preise in den letzten Wochen ansehnlich gewichen und auch gegenwärtig bekunden sie noch weichende Tendenz. Zeitweilig wurde der Roheisenmarkt durch Arbeiterausstände in den nordwestlichen Eisenerz-Distrikten beeinflusst. Vorübergehend kam der in der neuen Saison gerade lebhaft einsetzende Eisenerzversand von den nördlichen nach den südlichen Seehäfen ganz zum Stillstand. Inzwischen sind jedoch die Arbeiterschwierigkeiten infolge Eingreifens der staatlichen

Behörden, und der feindlichen Haltung der Bevölkerung gegen die Wühlereien der italienischen, professionellen Hetzer beigelegt. Infolge des Streiks sind bisher in der Saison  $4\frac{1}{2}$  Mill. t Eisenerz weniger zum Versand gelangt als im vergangenen Jahre. Es erscheint zweifelhaft, ob sich der Ausfall noch einbringen lassen wird. Die Verschiffungen für die Saison werden sich aber wohl auf der Höhe derjenigen des Vorjahres von 38 Mill. t halten. Das Minderangebot von Rohmaterial bleibt mangels guter Nachfrage auf den Roheisenmarkt ohne Einfluß und neueste Verkäufe von Gießerei-Roheisen Nr. 2 zu einem Preise von 20 \$ für 1 t am Ofen im Mittelwesten bedeuten für die Tonne einen Preisrückgang seit Anfang des Jahres von 3 \$. Der Preis des Materials am 1. August 1906 betrug allerdings nur 18,75 \$, sodaß die derzeitige Rate immer noch verhältnismäßig hoch ist. Bessemer-Roheisen zeigt für dieses Jahr nur einen Preisabschlag von 1,50 \$ für 1 t. Die U. S. Steel Corp. hat kürzlich 22 \$ für Lieferung von 15 000 t im Laufe dieses Monats bezahlt. Basisches Eisen wird bereits zu 19 \$ angeboten und hat augenblicklich unter Konkurrenz von China zu leiden, da eine hier verspätet eingetroffene Ladung von 1000 t chinesisches basisches Eisens von dem Besteller nicht abgenommen worden und das Material z. Z. weit billiger zu kaufen ist, als es noch vor kurzem angeboten wurde. Auch ansehnliche Partien von chinesischem Gießerei-Roheisen sollen nach hier unterwegs sein. Trotz des Niedergehens der Preise sind die Produzenten jedoch nicht entmutigt, da die gegenwärtige Zeit regelmäßig eine flauere Geschäftsperiode mit sich bringt und weil sie erwarten, Wiederbelebung der Kaufbewegung im September werde die Preise wieder auf eine nutzbringende Basis bringen. Die statistische Lage von Roheisen spricht allerdings nicht zugunsten einer baldigen Preisbesserung. Während des Monats Juli sind 2 259 682 Brutto-Tonnen Roheisen produziert worden, gegen 2 234 375 im Juni. Die Leistung in einer Woche ist von 528 170 t am 1. Juli, dem je erreichten Höchststande, (vor einem Jahre betrug sie 449 908 und vor zwei Jahren 410 088 t) aus verschiedenen Ursachen auf 514 121 t am 1. August zurückgegangen. Diese Leistung würde einer Jahresproduktion von 26 735 000 t entsprechen, während 1906 25 307 191, 1905 22 992 380 t erblasen worden sind. Am 1. Juli befanden sich 29 Hochöfen im Bau, weitere 13 Öfen sind projektiert. Die Roheisen-Einfuhr belief sich im Juli auf 80 476 t, die bisher größte Menge für einen Monat. In den vorhergehenden 12 Monaten sind vom Ausland 564 846 t Roheisen eingeführt worden, gegen 271 790 bzw. 122 977 t in den beiden Jahren vorher. Die ungewöhnliche Einfuhrbewegung scheint jedoch jetzt ihr Ende erreicht zu haben. Die Stärke der Position des Stahlgeschäftes ist bemerkenswert; sie erklärt sich wohl daraus, daß die Fabrikanten unter Anleitung der größten Gesellschaft ihre Preisforderungen zu einer Zeit auf niedriger Basis gehalten haben, in der sie für gewisse Erzeugnisse leicht einen um 2 \$ bis 5 \$ höheren Preis für 1 t hätten erhalten können. Dieser verständigen Geschäftspolitik darf man es zuschreiben, daß das Stahlgeschäft frei von Demoralisation ist. Es werden keine Aufträge rückgängig gemacht, höchstens wird um Hinausschiebung der Lieferung gebeten, und wenn gleich das Geschäft in fertigem Stahl sich auf kleine Aufträge beschränkt, so ist die Gesamtmenge doch be-

friedigend. Die Carnegie Steel Co., die größte Rohstahlproduzentin des Landes, hat 53 von ihren 54 Hochöfen im vollen Betriebe und kann trotzdem nicht genügend Rohstahl für allen Bedarf herstellen. Daher hat sie soeben wieder 10 000 t Stahlknüppel von andern Stahlgesellschaften gekauft. Während der letzten Woche haben Bahngesellschaften Aufträge für zusammen 50 000 t Bessemer Stahlschienen ausgegeben, und man erwartet, daß bis Ende dieses Monats die Unterhandlungen zwischen Fabrikanten und Konsumenten von Stahlschienen beendet sein und die Bahnen große Aufträge in Schienen für nächstjährige Lieferung erteilen werden. Sie geben an, daß ihr nächstjähriger Bedarf an Schienenmaterial dem diesjährigen gleichkommen dürfte. Es scheint aber noch zweifelhaft zu sein, ob sich nicht in der Produktion ein Abfall zeigen wird. Man darf erwarten, daß es betreffs Lieferung eines neuen Schienen-Typs mit Rücksicht auf das erhöhte Gewicht von Lokomotiven, Wagen und Zugladung, zu einer Einigung auf eine Stahlschiene im Höchstgewicht von 125 Pfd. pro yard, gegenüber dem bisherigen von 90 Pfd., kommen wird. Diese schwerere Schiene, nach der neuen Spezifikation, wird sich jedoch langsamer walzen lassen als die bisher übliche. Gleichzeitig hat die Gewichtvermehrung eine Erhöhung des Stahlverbrauchs und des Preises für die neue Schiene zur Folge. Der letzte Umstand soll bisher eine Einigung verhindert haben. Da die Bautätigkeit im Lande, im Vergleich mit dem letzten Jahre, nicht zum mindesten infolge der übertriebenen Lohnforderungen der Arbeiter, stark nachgelassen hat, kommen auch große Aufträge für Konstruktionsstahl langsamer herein. Doch soll die größte Lieferantin, die American Bridge Co., weit über ihre Leistungsfähigkeit hinaus mit Bestellungen versehen sein. Die größten Konsumenten von Stahlplatten, die Wagenbau-Gesellschaften, zeigen neuerdings Zurückhaltung, wogegen von Schiffbau-Gesellschaften an den großen Seen in letzter Zeit gute Aufträge in Stahlplatten erteilt worden sind. In leichtern Stahlfabrikaten, wie Draht und Drahtprodukten, Weiß- und Grobblechen, Röhren usw. sind die Fabriken zumeist noch mit Lieferungen im Rückstande, jedoch liegt das neue Geschäft z. Z. ziemlich ruhig. Für ihr neues am Michigan-See in Gary, Ind., zu errichtendes gewaltiges Stahlwerk hat die U. S. Steel Corp. aus ihren Einnahmen bereits 45 Mill. \$ zurückgestellt; eine weitere Aufwendung von 30 Mill. \$ ist in Aussicht genommen.

(E. E., New York, Mitte August.)

**Vom amerikanischen Kupfermarkt.** In unserm Kupfermarkt herrscht eine rückläufige Tendenz, deren Ende vorläufig nicht abzusehen ist. Wer geglaubt hatte, die großen Verkaufsagenturen würden der Preisermäßigung um 3 c vom 8. Juli weitere Ermäßigungen nicht folgen lassen, ist angesichts der neuesten, durch einen panikartigen Kursfall sich kennzeichnenden Entwicklung der geschäftlichen und industriellen Lage anderer Meinung geworden. Nachdem in den letzten Tagen kleine Verkäufe zu einem Preise von 18 c stattgefunden haben und seitdem bekannt geworden ist, daß zu diesem Preise große Mengen von Kupfer zu kaufen gewesen wären, ohne daß es möglich gewesen wäre, Abnehmer zu finden, glaubt man, daß ein Preisfall auf 15 c oder auf einen noch tieferen Stand, unausbleiblich ist. Die Verantwortung für die Deroute des Kupfermarktes wird von der United Metals Selling Co.

der Calumet & Hecla Co. zugeschoben. Diese Gesellschaft setzte am 8. Juli plötzlich den Preis ihres Seekupfers, nachdem sie noch kurz zuvor dafür  $26\frac{1}{2}$  c pro Pfund gefordert hatte, auf 23 c herab. Dies hatte zur Folge, daß die andern großen Verkaufsagenturen, United Metals Selling Co., American Metal Co., Phelps, Dodge & Co., Vogelstein & Co. u. a. nun ihrerseits Preisherabsetzungen auf  $22\frac{1}{8}$  c für Lake und 22 c für Electrolytic-Kupfer vornahmen. Jetzt herrschen im Kupfermarkt verworrene Zustände. Von einer Kaufbewegung ist nichts zu spüren, große und kleine Konsumenten verhalten sich so vorsichtig als möglich und decken nur den allernotwendigsten Bedarf. Wie allmählich auch die Großproduzenten zugestehen, ist der Umfang der in Händen der Konsumenten infolge großer Ankäufe zu Anfang des Jahres befindlichen Metallvorräte bedeutend unterschätzt worden. Im Juni waren die Großproduzenten der Ansicht, bis Ende des Monats würden sich die Kupfer verarbeitenden Fabrikanten gezwungen sehen, an den Markt zu kommen, um ihren Vorrat zu ergänzen. Zu Anfang Juli glaubte man, eine neue Kaufbewegung könne nicht länger als bis Mitte des Monats auf sich warten lassen. Jetzt stellt sich jedoch heraus, daß die größten Käufer noch bis zum September, wenn nicht noch für spätere Zeit, versehen sind. Die Erklärung dafür ist Abfall des Konsums während der Anfangsmonate des Jahres. Besonders seit Anfang Juli sind die Aufträge für fertiges Material, für dessen Herstellung Kupfer Verwendung findet, stark abgefallen, und die Geldknappheit trägt dazu bei, die Käufer vorsichtig zu machen. Augenscheinlich haben die Geldmarkt-Verhältnisse auf den Kupferhandel weit stärkeren Einfluß als auf die Eisen- und Stahlindustrie. Jedenfalls hat der Geschäftsabfall die Kalkulationen der Fabrikanten derart über den Haufen geworfen, daß wider Erwarten ihre Kupfervorräte noch lange nicht geräumt sind. Auch wird starker Abfall des Kupferdraht-Geschäfts gemeldet und trotzdem die betreffenden Fabrikanten die Preise ihrer Waren herabgesetzt haben, sind daraufhin nicht die erwarteten, neuen großen Aufträge eingegangen. Die Konsumenten sind dadurch sogar zu noch größerer Vorsicht und Zurückhaltung veranlaßt worden. Von den kupferverbrauchenden Fabrikanten wird neue, willkürliche Preisherabsetzung durch die Großproduzenten befürchtet. Sie behaupten, es müßten einer neuen Reduktion tatsächliche große Transaktionen zwischen Produzenten und Konsumenten vorausgehen, um das Wertmaß wiederherzustellen und weitere Kaufaufträge zu veranlassen. Während die Großproduzenten an den zu Anfang Juli angekündigten Preisen festhalten, werden sie von der kleinen Konkurrenz stetig unterboten, und da sich inzwischen immer mehr Kupfervorräte in ihren Händen ansammeln, so hat es den Anschein, als ob ein radikales Vorgehen nicht mehr lange wird auf sich warten lassen können. Die Produktion entspricht zwar nicht den Erwartungen, trotzdem ist sie größer als der gegenwärtige Bedarf, und man schätzt, daß sich z. Z. mindestens einer Monats-Produktion entsprechende Vorräte, also etwa 100 Mill. Pfund, auf den Gruben und Versandplätzen befinden. Auch an den Raffinerien sollen sich Vorräte sammeln, trotzdem sie während der heißen Jahreszeit den vollen Betrieb nicht aufrecht halten, da viele Arbeiter zu dieser Zeit andere Beschäftigungen vorziehen. Die europäischen Fabrikanten sind nicht so gut mit Kupfer versehen wie die einhei-

mischen, halten jedoch ebenfalls zurück, weil sie zu noch niedrigerem Preise kaufen zu können glauben. Zudem meldet auch Europa eine Verbrauchsabnahme. Der Konsum Deutschlands von ausländischem Kupfer für die erste Hälfte d. J. hat z. B. nur 55 507 Brutto-Tonnen betragen gegen 61 115 für die ersten sechs Monate vorigen Jahres. Unter den Umständen hat sich der Bedarf Europas an amerikanischem Kupfer wesentlich verringert. Im Monat Juli sind nur 14 646 Brutto-Tonnen zur Ausfuhr gelangt, also 3 663 t weniger als im gleichen Monat des Vorjahres und 1547 t weniger als im Juni d. Js. Für die ersten sieben Monate d. J. hat Amerika dem Ausland 96 229 t geliefert, d. s. 23 845 t weniger als im gleichen Zeitraum des letzten Jahres. Andererseits betrug die hiesige Kupfer-einfuhr für Juni 9 150 t, gegen 8 900 im gleichen Monat des Vorjahres, und die Gesamteinfuhr für die ersten sechs Monate 65 400 t, gegen 51 105 t im gleichen Zeitraum des letzten Jahres. Über die Produktion von amerikanischem Kupfer im Monat Juli liegt eine Aufstellung vor, der zufolge die Ausbeute, einschließlich der Gewinnung der kanadischen und mexikanischen Kupfergruben 98 623 870 Pfd. betragen hat, im Vergleich zu 96 123 030 Pfd. im Juni 1907 und 99 276 970 Pfd. im Juli 1906. Es ergibt sich also eine Abnahme von 853 100 Pfd. Zur Erläuterung dieser Ziffern heißt es: „Eine Vermehrung der Produktion über die vorjährige hinaus scheint unmöglich zu erzielen zu sein. Mehrproduktion in einem Distrikt gleicht sich fast regelmäßig durch geringere Lieferung eines andern Distrikts aus. Utah zeigt für den letzten Monat die erfreuliche Zunahme von 10 Mill. Pfd., doch entstammt sie z. T. Erzen aus Kalifornien und Nevada. Andererseits hat der Distrikt Butte in Montana nahezu 6 Mill. Pfd. weniger geliefert als im vorhergehenden Monat. Auch Arizona hat 2 Mill. Pfd. weniger produziert.“ Für die ersten sieben Monate stellt sich die Kupferausbeute der Vereinigten Staaten, Kanadas und Mexikos auf insgesamt 662 333 133 Pfd. und zeigt damit eine Abnahme von 23 438 418 Pfd. gegen voriges Jahr. Für den Distrikt Butte allein wird für Juli eine Kupferproduktion von 27 157 395 und für die ersten sieben Monate eine solche von 181 605 007 Pfd. gemeldet, eine Abnahme von 5 819 575 bzw. 34 217 393 Pfd. gegen voriges Jahr. Die dortige Kupfergewinnung ist somit gegen das Vorjahr um einen ganzen Monat rückständig. Im allgemeinen scheint jedoch auf keine Zunahme der Butte-Produktion zu rechnen zu sein, da der Kupfergehalt der dortigen Erze seit Jahren nachläßt. Vor 10 Jahren betrug er 4,5 pCt, heute beläuft er sich nur noch auf durchschnittlich 2,5 pCt. Dabei fehlt es trotz höchster Löhne an erfahrenen und zuverlässigen Arbeitern, und für den Winter drohen anscheinend erneute Schwierigkeiten bei der Heizmaterialzufuhr. Der Lake Superior-Distrikt hat im Juli 19 661 675 und in den ersten sieben Monaten d. J. 140 736 284 Pfd. Kupfer geliefert, eine Zunahme gegen letztes Jahr um 1 703 675 bzw. 9 231 084 Pfd. Auch dort herrscht Mangel an Arbeitskräften. Man könnte 30 pCt mehr Arbeiter beschäftigen, denn trotzdem sich an den dortigen Versandplätzen größere Vorräte angesammelt haben als je und trotz des Kupfermarktrückganges zeigen die Produzenten große Aktivität und Unternehmungslust bei dem Schürfen neuer kupferhaltiger Erzkern. Sie weisen darauf hin, daß die Produktion heute pro Pfund 1—3 c

mehr koste als vor fünf oder sechs Jahren und daß der Erzvorrat der großen Gruben sich stetig vermindere, sodaß sie berechtigt seien, mindestens 5 pCt pro Pfd. für das Metall mehr zu verlangen. Mit Rücksicht auf die besonderen Eigenschaften des Kupfers sei ein Preis von 20 bis 25 c keineswegs zu hoch. Wenngleich die Geldmarktverhältnisse gegenwärtig die Finanzierung neuer Unternehmungen erschweren, so werde diese Lage sich über kurz oder lang ändern und der durch die hohen Geldraten zeitweilig zurückgehaltene Verbrauch werde den Kupfermarkt bestürmen. (E. E., New York, Mitte August.)

**Vom amerikanischen Petroleummarkt.** Die Lage dieses Marktes hat sich in den letzten Wochen nicht geändert. Die Nachfrage nach Petroleum und Petroleum-Produkten, namentlich Gasolin und Naphtha, ist für den Inland- und Ausland-Konsum so befriedigend, daß, wie es heißt, die Standard Oil Co. in der letzten Zeit ein besseres Geschäft als je gemacht hat. Die Preise sind nahezu unverändert, und da die Versorgung des Marktes nur eben zur Befriedigung der Nachfrage ausreicht, so ist alle Ursache vorhanden, auf weitere Festigkeit der Preise zu rechnen. Die Rohölpreise an der Quelle sind, laut Festsetzung seitens der leitenden Gesellschaft, folgende: Pennsylvania, 1,78 \$; second sand, 1,78 \$; Tiona, 1,78 \$; Amber, 1,78 \$; Corning, 1,14 \$; New Castle, 1,22 \$; Cabell, 1,32 \$; Butler, 1,78 \$; North Lima, 94c; South Lima, 89c; Casey, 68c; Indiana, 89c; Princeton, 68c; Kansas, 41c; Somerset, 1,20 \$; Ragland, 75c; Corsicana—light, 1,02 \$; heavy, 70c; Henrietta, 60c; Canada, 1,34 \$. Die einzige Preisänderung, welche in jüngster Zeit von der Standard Oil Co. angekündigt worden ist, bezieht sich auf den Verkauf von Gasolin in Detroit, und zwar ist der Preis des Produktes daselbst um einen Cent und damit auf 13 c für eine Gallone ermäßigt worden. Die Meldung, die dortige Greenslade Oil Co. sei dem Vorgehen der größten Gesellschaft sofort mit einer gleichen Ermäßigung gefolgt, war wahrscheinlich ein gegen die Konkurrenz gerichtetes Kampfmittel. In New York wird Ofen-Gasolin gegenwärtig zu 17 c und 86-grädiges zu 24 c für eine Gallone, einschl. des 42 Gallonen fassenden Holzfasses bezahlt, für dessen Rückgabe ein Rabatt von 1,30 \$ gewährt wird. Seit Anfang Januar bedeutet das ein Anziehen der Gasolinpreise um  $5\frac{1}{4}$  c für eine Gallone, das von der starken Zunahme der Nachfrage für Sport- und kommerzielle Zwecke herrührt. Wenn man berücksichtigt, daß bis 1. Juli 1902 nur 314 Automobile in den Ver. Staaten erbaut worden sind, deren Zahl im letzten Jahre bereits auf 58 000 gestiegen ist, so erhellt schon daraus deutlich die Zunahme der Nachfrage nach Gasolin. Dazu kommt noch die sich stetig mehrende Zahl der vom Ausland hierher gelieferten Motorwagen, sowie die sich in ähnlichem Aufschwunge befindliche Motorboot-Industrie. Dem dadurch bedingten Mehrbedarf steht keine entsprechende Zunahme in der Produktion von Gasolin gegenüber. Nach den Zensusziffern ist die Gasolin-erzeugung in Amerika von 5 615 554 Faß zu je 50 Gallonen in 1899 auf 5 811 289 Faß in 1904 und, nach Abzug des Exportes, der einheimische Verbrauch in der gleichen Zeit von 5 257 474 auf 5 511 501 Faß gestiegen. Seit 1904 ist die Ausfuhr bedeutend gewachsen, während die Erzeugung kaum größere Fortschritte gemacht

hat als in den vorausgegangenen fünf Jahren. Gegenüber dem das Angebot übersteigenden Bedarf sah die Standard Oil Co. sich kürzlich genötigt, den Verkauf hochprozentigen Gasolins einzustellen. Da bestes pennsylvanisches Rohöl nur 20 pCt Gasolin und Naphtha liefert und die Produktion nachläßt, so werden die Bemühungen zur Erschließung neuer Bezugsquellen mit großem Eifer betrieben. Es soll der Gesellschaft auch neuerdings gelungen sein, in einem neuen Distrikte Öl zu finden, welches an Qualität dem pennsylvanischen nahe kommt. Sofern sich die Meldung bestätigt, wäre eine Zunahme des Gasolin-Angebotes und evt. ein Rückgang des Marktpreises zu erwarten. Aus den verschiedenen Produktionsgebieten werden unter dem Ansporne verhältnismäßig hoher Rohölpreise und infolge günstiger Witterung überall große Regsamkeit und auch bessere Erfolge als gewöhnlich gemeldet. Der beste Ölfund in Pennsylvanien war eine Quelle in Greene County, welche anfänglich 800 Faß am Tage lieferte. In dem hochgradiges pennsylvanisches Öl liefernden Gebiet wurden im Juni 685 Quellen erbohrt, die größte Monatsziffer in diesem Jahre. Mit Rücksicht auf den großen Prozentsatz von Fehlbohrungen stellte sich die Durchschnittsproduktion der neuen Quellen nur auf  $6\frac{3}{4}$  Faß am Tage, die niedrigste Monatsziffer des Jahres. Auch Illinois hat eine Rekordzahl an Neubohrungen im Juni aufzuweisen, nämlich 639, gegen 493 im Mai. Die neue Produktion stellte sich auf durchschnittlich 18 807 Faß am Tage, gegen 13 329 im vorhergehenden Monat; das entspricht  $33\frac{1}{3}$  bzw. 31 Faß für eine Quelle. In dem sog. mittelkontinentalen Gebiet sind im Juni insgesamt 3 806 285 Faß entweder mittels der Rohrleitungen nach den Raffinerien versandt oder auf Lager genommen worden. Das entspricht der enormen täglichen Durchschnittsproduktion von 127 000 Faß. Seit etwa drei Jahren bietet dieses Ölfeld mit seiner Ergiebigkeit immer neue Überraschungen. Könnte alles Öl zu Tage gefördert und könnten alle Quellen betrieben werden, so wäre die Produktion noch weitaus größer. Trotzdem hat der Preis keinen Fall erlitten. Mittelkontinentales Öl behauptet sich auf einem Preisniveau von 41 c, während in Ohio der Preis s. Z. bis auf 15 c, in Kalifornien auf 9 c und in Texas gar auf 3 c für die Gallone herabgegangen ist. Allerdings sind inzwischen verschiedene Rohrleitungen und nahezu 20 Raffinerien gebaut worden. Wenn der Bau der nach Port Arthur in Texas führenden Rohrleitungen vollendet sein wird und durch diese neue wichtige Verbindung die Nachfrage nach mittelkontinentalem Öle sich steigert, glaubt man eher einen Preisaufschlag erwarten zu dürfen, trotzdem zu Ende Juni die Vorräte bereits 26 572 018 Faß betragen und während der ersten Jahreshälfte eine Vermehrung um 4 527 189 Faß erfahren haben. Auch aus dem Golf-Distrikt wird größere Aktivität gemeldet. Dort sind im Juni 85 Quellen neu erbohrt worden, 31 mehr als im vorhergehenden Monat. Eine weitere Steigerung zeigen die Preise von Texas- und Louisiana-Öl auf 88c für 1 Faß für Saur Lake, 84c für Saratoga, 86c für Humble, 83c für Jennings und 83c für Shreveport. Die gute Ausland-Nachfrage, besonders nach amerikanischem Leuchtöl, erhellt aus der Tatsache, daß die Ver. Staaten dem Ausland in dem Rechnungsjahre 1906/1907 894 529 432 Gallonen im Werte von 56 249 991 \$ geliefert haben, im Vergleiche mit 864 361 210 Gallonen im Werte von 54 181 617 \$ im Jahre vorher.

Insgesamt sind in 1906/1907 für 84 855 713 \$ Mineralöl an das Ausland abgegeben worden, gegen 84 041 327 \$ in 1905/1906.

(E. E., New York, Mitte August).

## Ausstellungs- und Unterrichtswesen.

### Anleitung zur ersten Hilfeleistung bei Unfällen im elektrischen Betriebe.<sup>1</sup>

Anleitung. I. Ist der Verunglückte noch in Verbindung mit der elektrischen Leitung, so ist zunächst erforderlich, ihn der Einwirkung des elektrischen Stromes zu entziehen. Dabei ist folgendes zu beachten:

1. Die Leitung ist, wenn möglich, sofort spannungslos zu machen durch Benutzung des nächsten Schalters, Lösung der Sicherung für den betreffenden Leitungstrang oder Zerreißen der Leitungen mittels eines trocknen, nicht metallischen Gegenstandes, z. B. eines Stückes Holz, eines Stockes oder eines Seiles, das über den Leitungsdraht geworfen wird.

2. Man stelle sich dabei selbst zur Fernhaltung oder Abschwächung der Stromwirkung (Isolierung) auf ein trockenes Holzbrett, auf trockene Tücher, Kleidungsstücke, oder auf eine ähnliche, nicht metallische Unterlage, oder man ziehe Gummischuhe an.

3. Der Hilfeleistende soll seine Hände durch Gummihandschuhe, trockene Tücher, Kleidungsstücke oder ähnliche Umhüllungen isolieren; er vermeide bei den Rettungsarbeiten jede Berührung seines Körpers mit Metallteilen der Umgebung.

4. Man suche den Verunglückten von dem Boden aufzuheben und von der Leitung zu entfernen. Er ist dabei an den Kleidern zu fassen; das Berühren unbedeckter Körperteile ist möglichst zu vermeiden. Umfaßt der Verunglückte die Leitung vollständig, so hat der Hilfeleistende mit seiner durch Gummihandschuhe usw. isolierten Hand Finger für Finger des Betäubten zu lösen. Bisweilen genügt schon das Aufheben des Getroffenen von der Erde, da hierdurch der Stromweg unterbrochen wird.

Das Gebiet elektrischer Betriebe, in dem das Eingreifen eines Laien nach den vorbezeichneten Leitsätzen Erfolg verspricht, ohne ihn selbst zu gefährden, beschränkt sich auf solche Anlagen, welche mit Spannungen betrieben werden, die 500 Volt nicht wesentlich übersteigen. Der Betrieb der Straßenbahnen hält sich in der Regel innerhalb dieser Grenzen. Bei Unfällen, welche an Leitungen mit höherer Spannung erfolgt sind, ist schleunigst für Benachrichtigung der nächsten Stelle der Betriebsleitung und für die Herbeiholung eines Arztes zu sorgen. Leitungen und Apparate mit höherer Spannung pflegen mit einem roten Blitzpfeil gekennzeichnet zu sein.

II. Ist der Verunglückte bewußtlos, so ist sofort zum Arzt zu schicken und bis zu dessen Eintreffen folgendermaßen zu verfahren:

1. Für gute Lüftung des Raumes, in welchem der Verunglückte sich befindet, ist zu sorgen.

2. Alle den Körper beengenden Kleidungs- und Wäschestücke (Kragen, Hemden, Gürtel, Beinkleider, Unterzeug

<sup>1</sup> Aufgestellt unter Mitwirkung des Reichs-Gesundheitsrats und angenommen vom Verbands Deutscher Elektrotechniker auf der Jahresversammlung in Hamburg 1907. Zu beziehen durch Julius Springer, Verlagshandlung, Berlin.

usw.) sind zu öffnen. Man lege den Getroffenen auf den Rücken und bringe ein Polster aus zusammengelegten Decken oder Kleidungsstücken unter die Schultern und den Kopf derart, daß der Kopf ein wenig niedriger liegt.

3. Ist die Atmung regelmäßig, so ist der Verunglückte genau zu überwachen und nicht allein zu lassen. Bevor das Bewußtsein zurückgekehrt ist, flöße man ihm Flüssigkeiten nicht ein.

4. Fehlt die Atmung, oder ist sie sehr schwach, so ist künstliche Atmung einzuleiten. Bevor damit begonnen wird, hat man sich davon zu überzeugen, ob sich im Munde etwa Fremdkörper, z. B. Kautabak oder ein künstliches Gebiß befinden. Ist dies der Fall, so sind zunächst diese Gegenstände zu entfernen. Die künstliche Atmung ist alsdann in folgender Weise vorzunehmen:

Man kniee hinter dem Kopfe des Verunglückten nieder, das Gesicht ihm zugewandt, fasse beide Arme an den Ellbogen und ziehe sie seitlich über seinen Kopf hinweg, sodaß sich dort die Hände berühren. In dieser Lage sind die Arme 2 bis 3 Sekunden lang festzuhalten. Dann bewege man sie abwärts, beuge sie und presse die Ellbogen mit dem eigenen Körpergewicht gegen die Brustseiten des Verunglückten. Nach 2 bis 3 Sekunden strecke man die Arme wieder über dem Kopfe des Verunglückten aus und wiederhole das Ausstrecken und Anpressen der Arme möglichst regelmäßig etwa 15 mal in der Minute. Um Übereilung zu vermeiden, führe man die Bewegungen langsam aus und zähle während der Zwischenzeit laut: 101! 102! 103! 104!

5. Ist noch ein Helfer zur Hand, so fasse er während dieser Hantierung die Zunge des Verunglückten mit einem Taschentuche, ziehe sie kräftig heraus und halte sie fest. Wenn der Mund nicht leicht aufgeht, öffne man ihn gewaltsam mit einem Stück Holz, dem Griff eines Taschenmessers oder dergleichen.

6. Sind mehrere Helfer zur Hand, so sind die vorstehend unter II. 4. beschriebenen Hantierungen von zweien auszuführen, indem jeder einen Arm ergreift und beide, in den Zwischenpausen 101! 102! 103! 104! zählend, gleichzeitig jene Bewegungen vornehmen.

7. Die künstliche Atmung ist solange fortzusetzen, bis die regelmäßige, natürliche Atmung wieder eingetreten ist. Aber auch dann muß der Verunglückte noch längere Zeit überwacht und beobachtet werden. Bleibt die natürliche Atmung aus, so muß man die künstliche Atmung bis zum Eintreffen des Arztes, mindestens aber 2 Stunden lang fortsetzen, bevor man mit solchen Wiederbelebungsversuchen aufhört.

8. Beim Vorhandensein von Verletzungen, z. B. Knochenbrüchen, ist diesem Zustande durch besondere Vorsicht bei der Behandlung des Verunglückten Rechnung zu tragen.

9. Die Unterschenkel und Füße können von Zeit zu Zeit mit einem rauhen warmen Tuche oder einer Bürste gerieben werden.

10. Auch nach der Rückkehr des Bewußtseins ist der Verunglückte in liegender oder halblicgender Stellung unter Aufsicht zu belassen und von stärkern Bewegungen abzuhalten.

III. Liegt eine Verbrennung des Verunglückten vor, so ist, falls ärztliche Hilfe nicht zur Stelle ist, folgendes zu beachten:

1. Bevor der Hilfeleistende die Brandwunden berührt, wasche und bürste er sich auf das sorgfältigste beide Hände und Unterarme mit warmem Wasser und Seife ab; auch empfiehlt es sich, sie mit einem reinen Tuche, das mit Spiritus getränkt ist, abzureiben (das Abtrocknen hinterher ist zu unterlassen!).

2. Gerötete und geschwollene Stellen werden zweckmäßig mit Borsalbe auf Verbandwatte oder mit einer Wismut-Brandbinde bedeckt und sodann mit einer weichen Binde lose umwickelt.

Blasen sind nicht abzureißen, sondern mit einer gut (über Spiritusflamme) ausgeglühten Nadel anzustechen und mit einer Wismut-Brandbinde, darüber mit Verbandwatte und loser Binde zu bedecken.

Bei Verkohlungen und Schorfbildungen sind die Wunden mit Verbandmull in mehreren Lagen zu bedecken; darüber ist Watte anzubringen und das ganze mittels Binde zu befestigen.

#### Erläuterungen.<sup>1</sup>

Vorwort. Eine „Anleitung zur Hilfeleistung“ hat in erster Linie die Frage zu berücksichtigen, ob und wie weit derjenige, der Hilfe bringen will, hierzu überhaupt imstande ist. Dies gilt in erhöhtem Maße, wenn der Hilfeleistende nicht sachverständig ist, sondern auf Grund einer mehr oder weniger kurzgefaßten Instruktion handeln muß. Aus diesem Gesichtspunkte sind bei der Beurteilung elektrischer Betriebe die wahren Hochspannungsanlagen streng zu trennen von denjenigen, welche mit verhältnismäßig niedrigen Spannungen betrieben werden.

Eine Instruktion für Betriebe, die mit Hochspannung arbeiten, ist für nicht instruiertes Personal ebensowenig möglich wie eine Unterweisung über die Behandlung einer Dampfmaschine. Die Berührung und Hantierung an Leitungen und Apparaten, welche unter Hochspannung stehen, ist unter allen Umständen gefährlich, und das Eingreifen eines nicht Sachverständigen gefährdet nicht allein ihn selbst, sondern auch den Betrieb.

In Hochspannungsbetrieben muß überdies stets sachverständiges Personal anwesend sein, das im Störfalle den Umständen entsprechend zu handeln fähig ist. Das Eingreifen des Laien ist gegebenenfalls beschränkt auf sofortige Benachrichtigung der nächsten Betriebstellen und bei Behandlung von Verunglückten auf sofortiges Herbeiholen eines Arztes sowie schleunigste Durchführung von Wiederbelebungsversuchen.

Dasjenige Gebiet elektrischer Betriebe, indem auch das Eingreifen eines verständigen Laien Erfolg verspricht, ohne ihn selbst zu gefährden, beschränkt sich auf solche Anlagen, welche mit Spannungen betrieben werden, die die bei Straßenbahnen übliche von 500 Volt nicht wesentlich übersteigen. Die folgenden Ausführungen beziehen sich ausschließlich auf solche Betriebe.

Allgemeines. Die Erfahrung hat gezeigt, daß unter besonderem Umständen die Berührung eines unter Spannung stehenden unisolierten Apparates oder Leitungsteiles für das Nervensystem und die Gesundheit des Betroffenen verhängnisvoll sein kann. Vollständig geklärt sind die in Betracht kommenden Verhältnisse nach keiner Richtung; der elektrische Strom übt nicht nur auf den Organismus verschiedener Personen auffällig verschiedene Wirkung

<sup>1</sup> Bearbeitet von den Herren Dr. Passavant und Pohl.

aus, auch ein- und dieselbe Person verhält sich verschieden je nach ihrem momentanen Zustande und je nach den Verhältnissen des Raumes, in dem sie tätig ist. Aus dem Gesagten ergibt sich aber die strenge Regel, jede Berührung ungeschützter, unter Spannung stehender Apparate, Leitungen oder dergleichen zu vermeiden.

Unabhängig von der Empfindlichkeit des Organismus im Einzelfalle darf als sicher angenommen werden, daß die Einwirkung der Elektrizität auf den menschlichen Körper umso intensiver ist, je höher die Stromstärke wird, welche ihn durchfließt. Leitungen usw., welche Ströme höherer Spannungen führen, sind daher gefährlicher als solche, welche Elektrizität unter niedriger Spannung verteilen, weil sie unter sonst gleichen Umständen höhere Stromstärken hervorrufen; andererseits müssen alle diejenigen Möglichkeiten vermieden werden, welche den Leitungswiderstand des gesamten Körpers verringern und dadurch geeignet sind, einen starken Körperstrom zustande kommen zu lassen.

Der Körperstrom wird umso höher, je größere und je besser leitende Flächen der Elektrizität beim Eintritt in den Körper bzw. beim Austritt aus demselben geboten werden (geringer Übergangswiderstand); ein Strom kommt im allgemeinen nicht zustande, wenn Berührung unter Spannung stehender Leitungen nur an einer Körperstelle erfolgt, der Berührende im übrigen aber isoliert steht (trockener, nicht metallischer Fußboden Gummischuhe, trocknes Schuhwerk, Holzbretter usw.), denn in diesem Falle ist dem Strome der Austritt aus dem Körper versperrt. Steht der Betroffene unisoliert, so kann der Strom durch seinen Körper in die Erde fließen; Feuchtigkeit an den Berührungstellen (feuchte Hände, feuchter Boden) vermindern den Übergangswiderstand für den Strom und erhöhen die Gefahr.

Erläuterungen und Beispiele. Ein gut isoliert stehender Arbeiter könnte eine unter Niederspannung stehende Leitung ohne Gefahr berühren oder sogar mit voller Hand anfassen.

Ist die Isolierung des Standortes nicht vollkommen, so ist ein kurzer Streifen elektrisierter Teile vielleicht noch unbedenklich, eine Gefahr dagegen schon möglich beim Anfassen mit voller Handfläche, denn der Eintritt des Stromes wird hierdurch außerordentlich erleichtert. Ist auch die Isolierung der Füße schlecht, so ist der Berührende erheblich gefährdet.

Erhöhte Gefahr besteht, wenn die Berührung nicht direkt durch die Hand stattfindet, sondern mittels eines in den Händen festgefaßten metallenen Werkzeuges, denn dieses leitet auf seiner ganzen Oberfläche die Elektrizität in den Körper über. Aus diesem Grunde sind für unerläßliche Arbeiten an unter Spannung stehenden Leitungen Werkzeuge mit isolierten Griffen usw. vorgeschrieben.

Sorgfältigst zu vermeiden ist die gleichzeitige Berührung zweier unter Spannung stehender Leitungen mit je einer Hand. Die Gefährdung ist in diesem Falle erheblich, weil die Spannung zweier Leitungen verschiedener Polarität gegeneinander meistens höher ist als die Spannung jeder der beiden Leitungen gegen Erde.

Die Verhältnisse gestalten sich besonders ungünstig für Arbeiter in feuchten Räumen bzw. in solchen Räumen, wo Chemikalien verarbeitet werden oder vorkommen, die

die die Oberfläche der Haut angreifen und die Leitungsfähigkeit des Körpers dadurch erhöhen, andererseits den Isolationzustand der ganzen Anlage wesentlich verschlechtern (Zuckerfabriken, gewisse chemische Fabriken, Färbereien usw.).

Die gleiche Vorsicht wie bezüglich der Hände und Füße muß bezüglich des gesamten übrigen Körpers gewahrt werden, insbesondere hüte man sich davor, an Metallteile, gleichviel ob spannungslos oder unter Spannung stehend, sich mit dem Rücken anzulehnen, sich auf solche zu setzen usw., während die Hände in der Nähe unter Spannung stehender Leitungen tätig sind.

## Patentbericht.

(Die fettgedruckte Ziffer bezeichnet die Patentklasse)

### Anmeldungen,

die während zweier Monate in der Auslegehalle des Kaiserlichen Patentamtes anliegen.

Vom 26. 8. 07 an.

12k. T. 11 818. Sättigungsapparat für die Herstellung von schwefelsaurem Ammoniak. B. Thiel, Bremen. Bachstr. 69/93. 28. 1. 07.

35 a. B. 43 882. Steuervorrichtung für elektrisch angetriebene Hebezeuge od. dgl. Benrather Maschinenfabrik A. G., Benrath. 18. 8. 06.

59 b. H. 40 265. Gehäuse für Schleuderpumpen und -gebläse. Heinrich Holzer, Nürnberg. Äußere Ziegelgasse 23. 20. 3. 07. Vom 29. 8. 07 an.

59 a. P. 17 422. Verfahren und Vorrichtung zur Erhaltung der Bewegung der Wassersäulen beim Hubwechsel hydraulisch betriebener Pumpen. Carl Prött, Hagen i. W. 8. 7. 05.

59 c. K. 34 851. Injektor. Gebr. Körting, A. G., Linden bei Hannover. 1. 6. 07.

### Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 26. 8. 07.

5b. 314 219. Aus einer zwischen den abzudichtenden Flächen frei hin und her bewegbaren Linse bestehendes Steuerorgan für Preßluft-Bohrhämmer. Maschinenfabrik Montania, Gerlach & Koenig, Nordhausen. 8. 7. 07.

5b. 314 386. Vorrichtung zum Befestigen der Brechkegel auf der Brecherwelle bei Rund- bzw. Kegelbrechern usw. Paul Esch, Duisburg, Mercatorstraße 180. 3. 7. 07.

5b. 314 395. Schlangenbohrer mit zwischen dem in einen Achtkant endenden Bohrer und dem Vierkanteinsteckkopf liegenden Vierkantbund mit abgerundeten Ecken. Hugo Klerner, Gelsenkirchen, Wilhelminenstr. 181. 10. 7. 07.

5b. 314 527. Elektrische Gesteinsbohrmaschine mit Schneckenantrieb. Sirtaine-Bohrmaschinen-Gesellschaft G. m. b. H., Essen a. Ruhr. 17. 7. 07.

5b. 314 528. Elektrische Bohrmaschine mit Mutterschloß und Bremsvorrichtung. Sirtaine-Bohrmaschinen-Gesellschaft G. m. b. H., Essen a. Ruhr. 17. 7. 07.

5b. 314 530. Gesteinbohrer mit über den kantigen Bohrer gezogenem Stahlrohr. Maschinenfabrik Montania, Gerlach & Koenig, Nordhausen. 18. 7. 07.

5b. 314 617. Schrämeisen, dessen flügelartige Schneiden an den äußeren Kanten mit vorstehenden Schneiden versehen sind. Gewerkschaft Alexandria, Höhn, Westerw. 22. 7. 07.

5c. 314 613. Grubenstempel. Aug. Schmalenbach, Duisburg, Ruhrorterstr. 34. 20. 7. 07.

5c. 314 614. Grubenstempel. Aug. Schmalenbach, Duisburg, Ruhrorterstr. 34. 20. 7. 07.

5c. 314 615. Grubenstempel. Aug. Schmalenbach, Duisburg, Ruhrorterstr. 34. 20. 7. 07.

5d. 314 403. Selbsttätige Gleissperre für Förderstrecken und Schächte in Bergwerken. Max Bresler, Chropaczow. O.-S. 18. 7. 07.

20c. 314 242. Selbsttätige Feststellvorrichtung für Kippwagen, bestehend aus Einklinghebeln, die in der Einklingstellung durch Gewichte festgehalten werden. Société Nouvelle des Etablissements Decauville Aîné, Paris; Vertr.: Eduard Franke u. Georg Hirschfeld, Pat.-Anwälte, Berlin SW. 13. 17. 5. 07.

24i. 314 358. Flammofen mit Luft zuführender auswechselbarer Brücke. Idawerk m. b. H., Fabrik feuerfester Produkte, Crefeld-Linn. 17. 12. 06.

34i. 314 228. Speisetopf für Arbeiter mit Doppelboden und Tür zum Einsetzen einer Heizvorrichtung. Josef Schäfer, Bielefeld, Paulusstraße 41. 13. 7. 07.

35a. 314 110. Drehbare Klappe als Übergang von der Fahrbahn zum Förderkorb und vom Förderkorb zur Fahrbahn bei Bauaufzügen. Hedwig Kormann, Berlin, Sonnenburgerstr. 14. 20. 7. 07.

#### Deutsche Patente.

10a. 188 182, vom 24. Oktober 1905. Heinrich Koppers in Essen-Ruhr. *Verfahren zur gefahrlosen Beseitigung der während des Garstehens, Entleerens und Beschickens von Koksöfen mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse entstehenden minderwertigen Gase und Dämpfe durch deren Fortführung in eine Esse.*

Um in den Rohrleitungen, durch welche die Gase und Dämpfe zur Esse geführt werden, Explosionen zu beseitigen, welche durch Ansammlungen und Stauungen der Gase in den Rohrleitungen bedingt werden, werden in diese ständig indifferente Gase eingeleitet. Als solche kommen in erster Linie die Rauchgase der Ofenbeheizung in Betracht.

10a. 188 274, vom 22. Mai 1906. Bernhard Wagner in Stettin. *Verfahren und Einrichtung zur Durchführung der Verkokung des wasserlöslichen Bindemittels in Briketts.*

Die Erfindung besteht darin, daß die Briketts einzeln in Trommeln, die den Feuergasen allseitig Zutritt zu den Briketts gestatten, eingelegt und die Trommeln mit den Briketts unter Drehung um ihre Achse zu mehreren hintereinander in einer Reihe entgegen den Feuergasen durch den Ofen geführt werden. Dabei sind die Trommeln bzw. deren Abteile mit Bezug auf die Größe der Briketts so bemessen, daß ein Wenden der letztern in den Trommeln selbst, also ein Auffallen der Briketts gegen die Wandungen der Trommeln vermieden wird, der Zutritt der Feuergase aber trotzdem zu allen Seiten der Briketts gesichert ist. Das Drehen der Trommeln kann z. B. in der Weise bewirkt werden, daß die Trommeln frei drehbar an endlosen Ketten aufgehängt und über den Boden oder die verschiedenen Böden des Ofens gezogen werden, sodaß sie eine rollende Bewegung ausführen.

10b. 188 003, vom 29. November 1906. Firma Th. Groke in Merseburg. *Verfahren zum Zerkleinern und Anfeuchten von Braunkohlen für die Herstellung von Nußpreßsteinen.*

Nach dem Verfahren wird die Kohle unter Anfeuchtung vermittels Walzen durch die Öffnungen einer durchbrochenen Fläche gedrückt. Als einfachste Vorrichtungen zur Ausübung des Verfahrens sind die bekannten Kollergänge mit durchbrochenem Mahlteller angegeben.

10b. 188 428, vom 4. Januar 1905. Bernhard Wagner in Berlin. *Verfahren der Zubereitung einer Brikettiermasse aus Brennstoffen und Sulfitzelluloseablauge.*

Bei dem Verfahren wird das zu brikettierende Gut, z. B. Anthrazit, wie üblich, vor dem Vermischen mit dem Bindemittel für sich auf etwa 140° C erhitzt. Die Erfindung besteht darin, daß dem soweit für sich vorgewärmten Brikettiergute die Lauge etwa 60° heiß zugegeben und die Mischung sodann z. B. in einem Rührwerke unter Aufrechterhaltung eines solchen Wärmegrades in der Masse durchgearbeitet wird, daß diese mit etwa 100° C der Presse zugeführt werden kann.

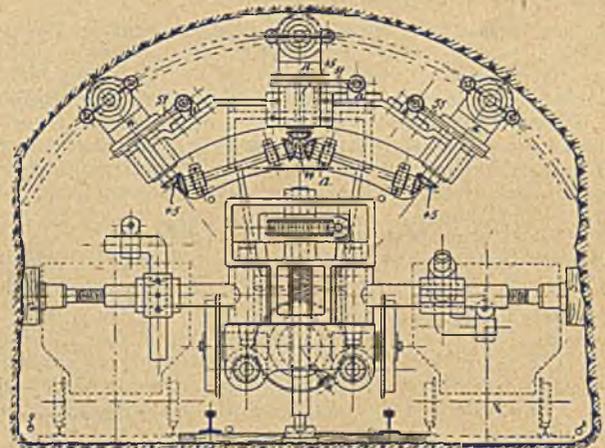
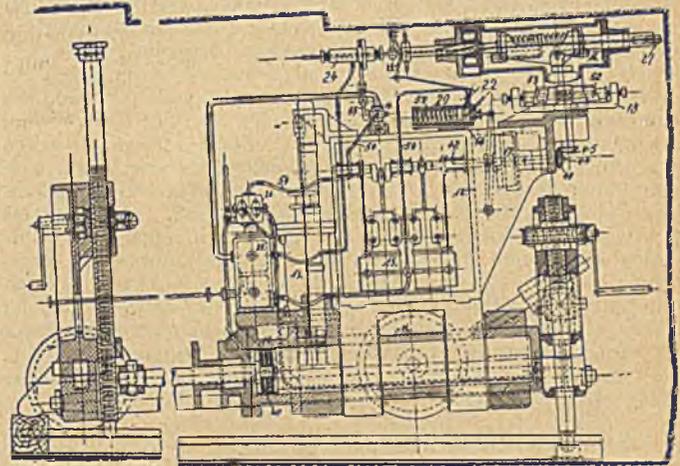
10b. 189 177, vom 28. April 1904. Alexander Kumpfmiller in Hemer i. W. *Verfahren zum Brikettieren von Holzabfällen und ähnlichen Abfallstoffen mit Sulfitzelluloseabfallaue als Bindemittel.*

Die Holzabfälle oder sonstigen Abfallstoffe werden zerkleinert, darauf mit ungedickter Abfallaue befeuchtet, getrocknet

und vermittels einer Brikettpresse am zweckmäßigsten unter mehrphasiger Pressung brikettiert.

19f. 187 392, vom 18. November 1905. Wilhelm Kracht in Friedberg, Hessen. *Bohrwagen zum Aufahren von Tunneln, Querschlägen und sonstigen Stollen mit einem die Bohrmaschinen zum Bohren und Schrämen des Firstschlitzes tragenden, vor- und rückwärts beweglichen Pendelkörper und mit einstellbaren Trägern zur Stützung von Hilfsbohrmaschinen zum Bohren der Schaßlöcher.*

Das Gestell des Schrä- und Bohrwegens ist zwecks Schrägstellung der Firstschlitzbohrer und zum Ausgleich der Unterschiede in der Streckenhöhe beim Vordringen wie üblich vorn und hinten in der Höhe einstellbar und in der Höhen- wie in der Querrichtung verspreizbar, sodaß es auch ohne Aufsitzen der Radsätze auf den Schienen in der Arbeitstellung festgelegt werden kann. Der Vorschub der Bohr- bzw. Schrämwerkzeuge 27 erfolgt durch ein Druckmittel, welches in einem Zylinder 11 zur Wirkung gebracht wird, der fest mit dem die Bohr- bzw.



Schrämwerkzeuge tragenden Rahmen 12 und dessen Kolben mit dem fahrbaren Gestell fest verbunden ist. Der Zylinder 11 dient dem die Firstschlitzbohrmaschinen 16 stützenden pendelnden Träger 12 als Schwingachse. Die Achsen der Bohrer der Firstschlitzbohrmaschinen 16 sind der Schwingachse des Trägers 12 parallel gerichtet. Die Schwingbewegung des Trägers 12 wird durch einen Motor 13 erzeugt, der eine zur Achse des Zylinders 11 parallele Achse drehbar ist, und dessen Kolbenstange an den Träger 12 angreift. Die Bohrbewegung der Bohrwerkzeuge 27 wird durch Kurbelstoßbohrmaschinen 16 erzeugt, deren Antrieb durch einen gemeinsamen Motor 15 vermittels einer Kurbelwelle 42 einer mit dieser lösbar gekuppelten Welle

44 sowie je einer Kegelräderübersetzung 48 und einer Kurbelwelle 45 erfolgt. Die Verteilung des Druckmittels auf die Motoren 13 und 15 und den Zylinder 11 wird durch eine Steuervorrichtung 25, 26 bewirkt, die auf dem Träger 12 befestigt ist.

Die Kurbelstoßbohrmaschinen 16 sind auf dem Träger 12 um ihre Antriebswelle 45 drehbar befestigt und besitzen einen Hebel 51, dessen freies Ende zwischen in Böcken 18 des Trägers 12 gelagerten in ihrer Spannung einstellbaren Federn 52, 53 angeordnet ist, sodaß die Seitenbohrmaschinen einerseits der Gebirgshärte entsprechend divergierend zur Mittelbohrmaschine eingestellt werden, andererseits bei einer zu großen seitlichen Beanspruchung nachgeben können. Damit bei solchen seitlichen Beanspruchungen, die die Maschine gefährden, der Motor 13, welcher die Schwenkbewegung des Trägers 12 bewirkt, selbsttätig stillgesetzt wird, ist ein hinterer Ansatz 24 jeder Bohrmaschine durch Hebel 55 mit einem Hahn 19, welcher in die zum Steuergehäuse des Motors 13 führende Druckmittelleitung 54 eingeschaltet ist, so verbunden, daß die Druckmittelzufuhr zu dem Motor abgestellt wird, sobald eine der Bohrmaschinen um einen Winkel um seine Antriebswelle geschwenkt wird, der eine festgesetzte Größe überschreitet. Ferner ist, um eine selbsttätige Ausrückung des Antriebes der Bohrmaschinen zu bewirken, wenn der Vorschub des Trägers 12 für den einen oder den andern, in härterem Gestein weniger schnell arbeitenden Bohrer zu groß wird, zwischen der Kurbelwelle 42 und der das Kegelrad 48 tragenden Welle 44 eine ausrückbare Kupplung 17 eingeschaltet, deren Ausrückhebel gelenkig mit einem in einem geschlossenen Zylinder 20 geführten Kolben 56 verbunden ist, der einerseits unter dem Einfluß einer Feder 57 steht, welche die Kupplung im eingerückten Zustande erhält, andererseits gegen den Druck der Feder durch ein Druckmittel bewegt wird, welches dann durch eine Leitung 59 in den Zylinder 20 strömt, wenn einer der Bohrer 27 durch das Gestein um ein bestimmtes Maß zurückgedrückt wird. In diesem Fall wird durch die Bohrstange eine Feder 23, welche einen in die Leitung 59 eingeschalteten Hahn 22 geschlossen hält, zurückgedrückt und dadurch der Hahn 22 geöffnet, sodaß das Druckmittel in den Zylinder 20 strömt und der Kolben 56 unter Zusammenpressung der Feder 57 zurückgedrückt wird. Dadurch wird die Kupplung 17, d. h. der Antrieb der Bohrmaschinen, ausgerückt, sodaß die Bohrer keine Stoßbewegung mehr ausführen.

**21h. 188 590.** vom 5. Dezember 1905. Louis Alexandre David in Paris. *Schutzvorrichtung für die Elektroden von elektrischen Öfen.*

Die aus mehreren Metallteilen zusammengesetzte Schutzvorrichtung, welche in bekannter Weise die Elektrode umgibt und zu deren Kühlung dient, ist gemäß der Erfindung unabhängig von der Elektrode und vom Ofen vermittels biegsamer Glieder (Bänder, Metallseile usw.) von veränderlicher Länge so aufgehängt, daß die Elektrode beliebig in und mit der Schutzvorrichtung verschoben und letztere unabhängig von der Elektrode in jeder Höhe über dem Ofenherd eingestellt werden kann.

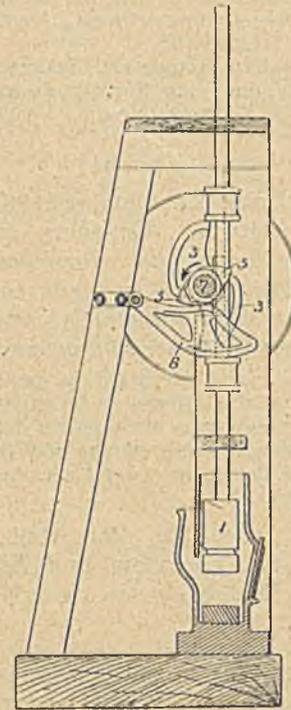
**35b. 188 861,** vom 28. August 1906. Vereinigte Maschinenfabrik Augsburg und Maschinenbaugesellschaft Nürnberg A. G. in Nürnberg. *Lasthebemagnet.*

Der Magnet ist nahe seiner Tragfläche in beliebiger Richtung drehbar labil aufgehängt, sodaß seine Einstellung entsprechend der Oberfläche der Last unabhängig oder nahezu unabhängig von der Richtung und Lage der Zugkraft des Tragmittels erfolgen kann.

**50c. 188 877,** vom 9. Januar 1906. Gustav Richard Bonnard in London und Gardiner Henderson Mackillop in Maidenhead, Engl. *Vorrichtung zum Zerkleinern, insbesondere zum Pulverisieren, Zermahlen, Pochen u. dgl. mittels durch zweiarmige Hebedaugen bei jeder Umdrehung der Antriebswelle zweimal angeholener und niedergedrückter Zerkleinerungspochstempel.*

Auf der Welle 7, welche die zweiarmigen zum Hochheben der Pochstempel 1 dienenden Daumen 3 trägt, sind zweiarmige Daumen 5 befestigt, welche vermittels eines einarmigen Hebels

S derart auf die Pochstempel 1 wirken, daß diesen eine beschleunigte Fallbewegung erteilt wird. Die Krümmung der auf den Hebel 8 wirkenden Flächen der Daumen 5 ist dabei so ge-

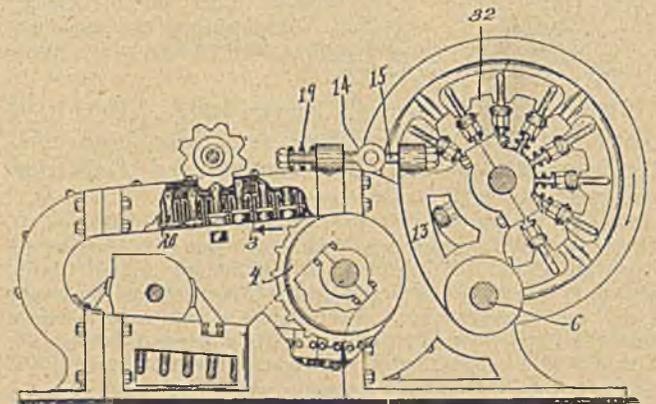


wählt, daß den Pochstempeln die Beschleunigung während ihrer ganzen Abwärtsbewegung erteilt wird. Dadurch wird es ermöglicht, die Schlagzahl des Pochwerkes bedeutend zu erhöhen.

**80a. 188 420,** vom 9. Juni 1906. Howard E. Marsh in Palms (Calif., V. St. A.). *Brikettpresse zum Formen plastischer oder pulverförmiger Stoffe.*

Für diese Anmeldung ist bei der Prüfung gemäß dem Unionvertrage vom 20. März 1883/14. Dezember 1900 die Priorität auf Grund der Anmeldung in den Vereinigten Staaten von Amerika vom 27. Juni 1905 anerkannt.

Bei der Presse werden in bekannter Weise eine Anzahl von auf einem endlosen Band hintereinander befestigten Formkästen 3 in einer ovalen Bahn mit schrägen Längsseiten durch ein zwangsläufig angetriebenes Druckrad 32 bewegt, welches gleichzeitig den Preßdruck ausübt, wobei ein Zahnrad 4 als Gegenlage bzw. Gegenstempel dient. Die Erfindung besteht darin, daß die das Druckrad tragenden Lagerböcke 13 um Bolzen 6

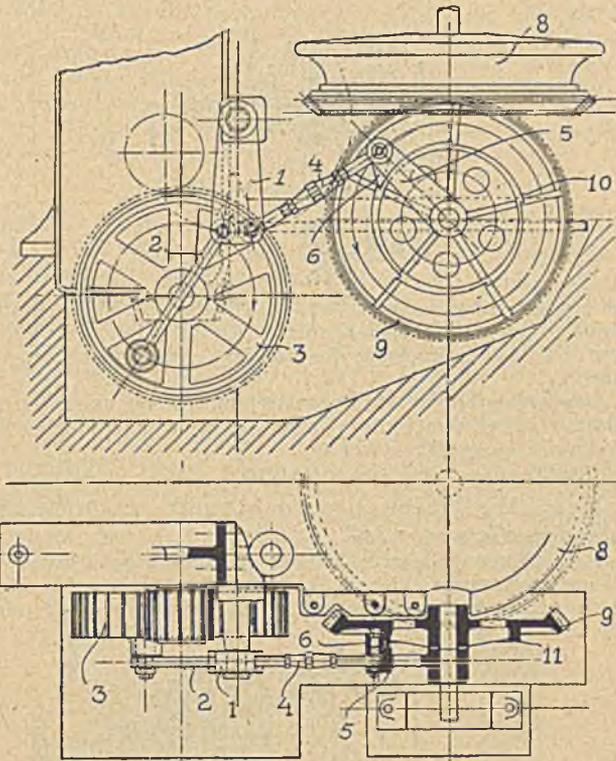


des Maschinenrahmens drehbar sind, und die freien Enden der Lagerböcke durch gelenkig miteinander verbundene Schraubenbolzen 14, 15, von denen die Bolzen 14 unter der Wirkung von sich gegen den Maschinenrahmen stützenden Federn 19 stehen, federnd gegen den Maschinenrahmen gepreßt werden. Infolgedessen wird auch das Druckrad federnd gegen die Formkästen und die Formstempel 26 gepreßt, sodaß es, falls sich in den

Formkästen starre Fremdkörper befinden, seitlich ausschwingen kann und dadurch eine Zerstörung der Presse verhindert wird.

**80a.** 189 218, vom 31. Oktober 1905. Firma Hermann Wiegand in Dresden. *Antriebsvorrichtung für absatzweise gedrehte Formtische von Hartsteinpressen, bei welcher der Antrieb des Formtisches mittels einer durch eine Zugstange bewegte Schaltklinke erfolgt.*

Um dem Formtisch eine Bewegung zu erteilen, welche zu Anfang langsam ist, allmählich schneller wird und sich schließlich wieder verringert, ist an der Presse eine Lagerplatte 1 pendelnd aufgehängt, an welcher in gleicher Entfernung von



der Achse zwei Zugstangen 2, 4 angelenkt sind, von denen die eine 2 an eine Kurbel des Antriebrades 3 und die andere 4 an eine Kurbel 5 angreift, welche die zur Bewegung des Formtisches dienende Schaltklinke 6 trägt. Letztere steht mit einem Sperrrad 10 des Kegelrades 9 in Eingriff, welches mit einem mit dem Formtisch 8 verbundenen Kegelrad kämmt.

**81e** 188 376, vom 5. Februar 1907. W. Grun in Altwasser und Fritz Naumann in Altenburg. *Antriebsvorrichtung für Förderrinnen mittels Daumens oder unrunder Scheibe.*

Zwischen den die Hin- und Herbewegung der Förderrinne einleitenden und beendenden Stellen des Daumens oder der unrunder Scheibe ist ein mehr oder weniger großes Stück des Daumens oder der Scheibe als Kreis um die Daumendrehachse ausgebildet, zu dem Zweck, die Förderrinne am Ende ihres Rückganges so lange stillzusetzen, bis das in der Rinne vorwärtsgleitende Gut zur Ruhe gekommen ist.

**87b.** 188 566, vom 15. Februar 1906. John Wilbur Tierney in Upper Norwood (Grfsch. Surrey, Engl.). *Drucklufthammer mit einem gleichgroße Endflächen aufweisenden Schlagkolben, auf dessen hintere Seite das Druckmittel durch ein Umsteuerventil geleitet und wieder abgeleitet wird.*

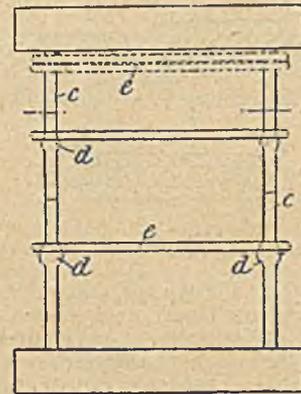
Der zur vordern Seite des Schlagkolbens führende Kanal steht ständig mit der Druckmittelzuführung in Verbindung und wird nach jedem Hube des Arbeitkolbens (Schlagkolbens) durch das von diesem gesteuerte Steuerventil mit dem Auspuff in Verbindung gesetzt, sodaß auf der vordern Fläche des Arbeitkolbens kein Druck wirkt und der Kolben infolgedessen unter dem von hinten auf ihn wirkenden Druck nach vorn getrieben

wird. Um unnötig große Druckluftverluste zu vermeiden, ist der zum vordern Zylinderraum, d. h. zur vordern Seite des Arbeitkolbens führende Kanal an einer Stelle eingeschnürt, d. h. verengt.

#### Englische Patente.

**3821** vom 16. Februar 1906. Henry Houghton in Skelmersdale, Lancaster (England). *Verschluss für Förderkörbe und Schächte.*

Der Verschluss wird durch zwei oder mehr Querstäbe *c* gebildet, welche mittels Bohrungen auf seitlichen senkrechten Streben *e* geführt sind. Die letztern besitzen eine der Zahl der Querstäbe entsprechende Anzahl von Verstärkungen *d*, deren Durchmesser von oben nach unten allmählich zunimmt. Die Durchmesser der Bohrungen der Querstäbe nehmen ebenfalls von oben nach unten zu und zwar haben sie eine solche Größe, daß der oberste Querstab auf der obersten Verstärkung der Streben liegen bleibt, der zweite Stab über diese Verstärkung hinweggeht, aber auf der zweiten Verstärkung liegen bleibt, der dritte Querstab über die beiden oberen Verstärkungen hinweggeht, jedoch auf der dritten Verstärkung liegen bleibt usw. Mit dem untersten Querstab können infolgedessen sämtliche Querstäbe soweit in die Höhe gehoben werden, bis der oberste Querstab an die obere Befestigung der Streben *e* stößt (punktierte Lage). Sobald dieses geschehen ist, ist der Zutritt zum Förderkorb oder Schacht freigegeben; werden die Stäbe jedoch losgelassen, so fallen sie hinab, legen sich nacheinander, und zwar der oberste zuerst, auf die Verstärkungen der Streben auf und schließen die Förderkorb- bzw. Schachtöffnung (ausgezogene Lage).



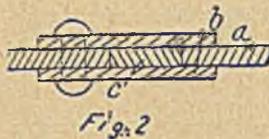
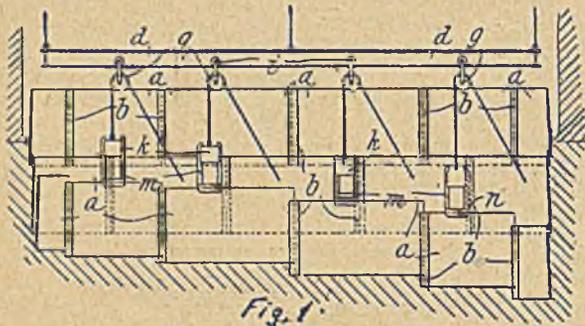
**4999** vom 1. März 1906. Allen Hodgkinson in Stoke-on-Trent, Staffordshire (England). *Verfahren zur Behandlung von Abfällen von gerösteten Eisenerzen u. dgl. zwecks Gewinnung des Eisens.*

Die Abfälle von gerösteten Eisenerzen o. dgl. und ungeröstete Rückstände, welche Eisen enthalten, sollen dadurch zur Behandlung in Puddelöfen oder andern Öfen geeignet gemacht werden, daß sie, indem ihnen Feuchtigkeit entweder zugeführt oder entzogen wird, auf einem Feuchtigkeitsgehalt von 3–35 pCt gebracht und darauf entweder allein oder in Mischung in Blöcke geformt und gepreßt werden.

**6969** vom 23. März 1906. Reuben Wilkinson und John Henry Tate in Seaham Harbour, Sunderland (England). *Verfahren zum Abteufen von Schächten in wasserführenden Schichten.*

Eine Anzahl von gebogenen Platten *a*, von denen jede auf einem Ende beiderseits mit aufgenieteten Blechstreifen *b* versehen ist (Fig. 2), und welche so geformt sind, daß sie ineinandergefügt einen sich nach unten zu schwach kegelförmig erweiternden Mantel bilden, werden oberhalb der zu durchteufenden wasserführenden Schicht zusammengesetzt und gleichzeitig oder nacheinander mittels Rammen ein geringes Stück in die wasserführende Schicht eingetrieben. Darauf werden die Platten durch Keile *c*, welche in der aus Fig. 2 ersichtlichen Weise zwischen je zwei benachbarte Platten getrieben werden, so gegeneinander abgedichtet, daß kein Wasser in den von ihnen umschlossenen Raum treten kann. Innerhalb des ersten Kegel-

mantels wird ein zweiter Kegelmantel aus Platten a in der beschriebenen Weise eingesetzt. Dieser Kegelmantel wird, um ein Durchtreten von Wasser zu verhindern, dadurch an den äußeren Kegelmantel gepreßt, daß in ihm ein aus Stücken zusammengesetzter Preßring eingesetzt, und dieser Ring durch Keile, welche zwischen die Endflächen seiner Stücke getrieben werden, nach außen gedrückt wird. Sobald eine hinreichende Dichtung zwischen den Kegelmänteln erzielt ist, werden die Keile des zweiten Kegelmantels gelöst und die Platten dieses Mantels durch die Rammen soweit vorgetrieben, bis die beiden Kegelmäntel sich nur noch ein geringes Stück überdecken. Alsdann werden die Keile des zweiten Kegelmantels so fest eingetrieben, daß zwischen den beiden Kegelmänteln eine solche Dichtung erzielt wird, daß kein Wasser zwischen ihnen hindurchtreten kann. Darauf wird der Preßring gelöst und der nächste Kegelmantel auf die beschriebene Weise eingesetzt. Ist die wasserführende Schicht auf diese Art durchteuft, so werden in den durch die Kegelmäntel gebildeten Raum Tübbings eingebaut und der Zwischenraum zwischen diesen und den Kegelmänteln wird mit Beton ausgefüllt oder die Kegelmäntel werden entfernt.



Das Einrammen der Platten a kann z. B. mittels Handrammen erfolgen, deren Rammklotz k in mit Schlitzen auf den Platten aufruhenden Gleitrahmen m geführt ist, und deren Seilrollen g mittels eines Laufgestelles i auf einer kreisförmigen, im Schacht hängenden Fahrbahn aufgehängt sind.

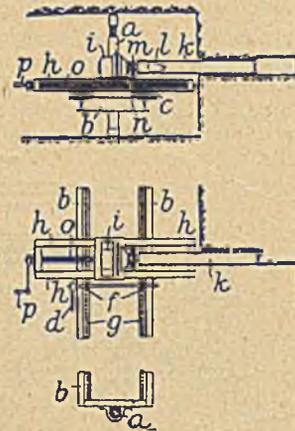
7510 vom 28. März 1906. Richard Heber Radford in Sheffield (England). [Gesellschaft für Förderanlagen, Ernst Heckel, mit beschränkter Haftung in St. Johann-Saarbrücken, Deutschland]. Bohr- bzw. Schrägverfahren.

Das Verfahren besteht darin, daß mittels eines Kernbohrers Löcher so nebeneinander gebohrt werden, daß sie ineinandergreifen. Der Arbeitsvorgang ist dabei der, daß, nachdem ein Loch gebohrt ist, die Bohrmaschine soweit parallel zum Arbeitstoß verschoben wird, bis ein Loch hergestellt werden kann, welches in das fertige Bohrloch teilweise hineingreift. Auf diese Weise kann ein Schram von beliebiger Länge und Tiefe hergestellt werden.

An Stelle eines Kernbohrers können mehrere Kernbohrer verwendet werden, die von einem gemeinsamen Motor angetrieben und deren Kronen so achsial gegeneinander versetzt werden, daß die von nebeneinander liegenden Bohrern hergestellten Löcher ineinandergreifen.

Die Figuren zeigen eine Vorrichtung, die beispielweise zur Ausführung des Verfahrens dienen kann. Eine elektrische Drehbohrmaschine, deren Werkzeug k unmittelbar mit der Achse des Motors i verbunden ist, ist verschiebbar auf einen Rahmen h gelagert, der seinerseits mittels Führungen c auf einem Rahmen b verschiebbar ist, der an Spansäulen a beliebig eingestellt werden kann. Der Rahmen h wird mittels durch einen Handhebel d drehbarer Zahnräder f, welche in Zahnstangen g des Rahmens b eingreifen, auf diesem Rahmen parallel zum Arbeitstoß verschoben. Die achsiale Verschiebung der Bohrmaschine auf dem Rahmen h, d. h. der Vorstoß des

Bohrers, wird selbsttätig dadurch bewirkt, daß mittels eines auf der Motorwelle befestigten Zahnrades m eine mit einem Zahnkranz versehene, auf einer im Rahmen h drehbar gelagerten Schraubenspindel o geführte Mutter n in Drehung gesetzt wird. Eine Regelung des Vorschubes von Hand kann

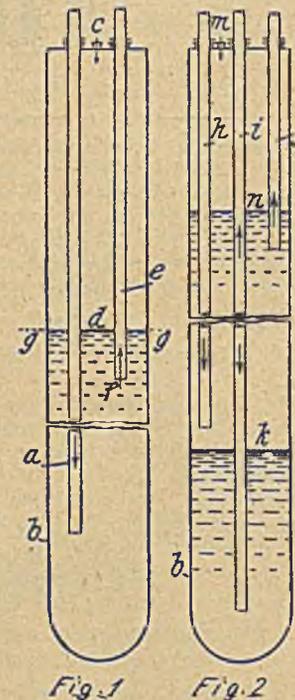


dabei gleichzeitig dadurch bewirkt werden, daß die Schraubenspindel o mittels einer Kurbel p gedreht wird. Diese Kurbel dient auch zum Rückzug des Bohrers, wenn ein Bohrloch gebohrt ist.

Der Kernbohrer k der Bohrmaschine besitzt einen seitlichen Schlitz l auf seinem hinterm Ende, aus dem die erbohrten Kerne stückweise ausgetragen werden.

8647 vom 10. April 1906. Gustav Unger in Kamen, Westfalen (Deutschland). Schachtabteufen nach dem Gefrierprozeß.

Die Erfindung bezweckt beim Schachtabteufen nach dem Gefrierverfahren die Wirkung der Gefrierflüssigkeit auf bestimmte Zonen zu beschränken. Soll z. B. die Gefrierflüssigkeit nur im



unteren Teil eines Gefrierrohres zur Wirkung gelangen, so wird sie durch ein fast bis zum Boden des Gefrierrohres b (Fig. 1) reichendes Rohr a in das Gefrierrohr eingefüllt. Ein zweites Rohr e wird so tief in das Gefrierrohr eingeführt, daß es etwa bis zur oberen Grenze der Gefrierzone reicht. Die Oberfläche d der Flüssigkeit wird alsdann dadurch geregelt, daß ein Druckmittel (Druckluft) durch eine Öffnung c in das Gefrierrohr geleitet und das Rohr e in dem Rohr b der Oberfläche d ent-

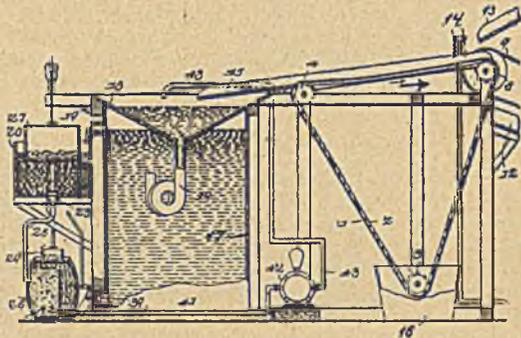
sprechend eingestellt wird. Durch das Rohr e wird die Gefrierflüssigkeit dann durch das Druckmittel zu Tage gefördert.

Soll die Gefrierflüssigkeit nicht in untern Teil des Gefrierrohres zur Wirkung gelangen, sondern in einem andern Teil, so werden, wie die Fig. 2 zeigt, drei Rohre h, i, j in das Gefrierrohr so eingeführt, daß das Rohr i annähernd bis zum Boden des Gefrierrohres b, das Rohr h annähernd bis zur untern Grenze der Gefrierzone und das Rohr j annähernd bis zur obern Grenze der Gefrierzone reicht. Durch das Rohr i wird alsdann eine solche Menge einer Flüssigkeit, welche schwerer ist als die Gefrierflüssigkeit, in das Gefrierrohr eingefüllt, daß die Oberfläche k dieser Flüssigkeit bis zur untern Grenze der Gefrierzone steigt. Durch das Rohr h wird darauf die Gefrierflüssigkeit in das Gefrierrohr eingeführt und durch ein Druckmittel, welches durch eine Öffnung m in das Rohr b geleitet wird, sowie durch Verstellen des Rohres j die Oberfläche n der Gefrierflüssigkeit, welche die obere Grenze der Gefrierzone bildet, eingestellt.

#### Amerikanische Patente.

822 515, vom 5. Juni 1906. Fred B. Finley in Los Angeles, Californien (V. St. A.) *Erzscheider*.

Ein endloses, seitlich Ketten 2 tragendes Förderband 1, welches auf seiner Oberfläche mit einem mit Metalloxyd (Eisen-, Zink- oder Kupferoxyd), das mit einem Bindemittel, z. B. Zement gemischt ist, überzogen ist, ist so über Rollen 3, 4, 5 geführt, daß sein zwischen den Rollen 4 und 5 liegender Teil durchhängt und nach der Rolle 5 ansteigt. Dem durch einen Riemenantrieb 9 vermittels Kettenräder 3 in der Pfeilrichtung bewegten endlosen Band 1 wird das zu behandelnde Gut vermittels einer Schüttrinne 13 am obern Ende zugeführt. Das Gut wird dabei durch aus Düsen 14 austretende Wasserstrahlen befeuchtet. Infolge der schrägen Lage, des Durchhängens und der Bewegung des Förderbandes wird das Gut auf dem letztern herumgewälzt und von an ihm haftenden Schlamm befreit. Die schweren,

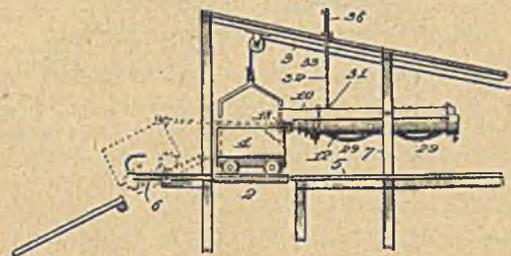


wertlosen Teile des Gutes werden infolge der Reibung von dem Förderband mitgenommen und auf eine Schüttrinne 12 geworfen, während die kleinen wertvollen Teilchen am Förderband hängen bleiben und in einem Trog 16 durch Bürsten od. dgl. von dem Band entfernt und gesammelt werden. Die größeren, leichten Gutteile endlich rollen auf dem Förderband hinab und gelangen über eine Schüttrinne 15 in ein in einem Trichter 10 befindliches Bad aus Öl und Wasser. Aus dem Trichter gelangen die Teile in ein sich an die untere Trichteröffnung anschließendes, spiralförmiges, in einem mit Öl und Wasser gefüllten Behälter 17 tauchendes Rohr 19, durch welches sie infolge des Niveauunterschiedes in den Behältern 18 und 17 hindurchströmen, wobei die wertvollen Teilchen völlig von Öl umgeben werden, so daß sie in dem Behälter 41 an die Oberfläche steigen, von der sie entfernt werden können, während die nicht von Öl umgebene Gangart zu Boden sinkt. Damit der Behälter 17 nicht überläuft, ist er mit einem Überlauf 19 versehen, unter dem ein Gefäß 20 mit einer untern Öffnung angeordnet ist. Diese Öffnung wird durch ein an einem Schwimmer 21 befestigtes Ventil 23 beherrscht, so daß sie geöffnet wird sobald die Flüssigkeit in dem Behälter 20 bis zu einer bestimmten Höhe gestiegen ist. An die Öffnung des Behälters 20 schließt sich ein Rohr 25, welches in einen durch eine Zwischenwand geteilten Behälter 26 mündet. Der eine Teil dieses Behälters ist mit Filtermaterial angefüllt und in den andern Teil mündet das Saugrohr 41 einer Pumpe 42, die die Flüssigkeit durch ein

Rohr 43 in den Trichter 18 befördert. Um ein Überfließen des Behälters 26 zu verhindern, ist in diesem Behälter ein Schwimmer 30 angeordnet, welcher unter Vermittlung eines Gestänges ein Ventil 39 des Behälters 17 öffnet, sobald der Flüssigkeitstand in dem Behälter 26 eine bestimmte Höhe erreicht hat. Es fließt alsdann Wasser aus dem Behälter 17 aus, so daß keine weitere Flüssigkeit in den Behälter 20 und damit in den Behälter 26 treten kann.

827 354, vom 31. Juli 1906. Thomas Fischer in Desloge, Missouri (V. St. A.) *Vorrichtung zum Entleeren von Förderwagen*.

Auf der Hängebank 5 ist zwischen zwei senkrechten Pfeilern 7 ein zweiarmer Hebel 10 drehbar aufgehängt, dessen längerer Arm vermittels einer Kette an einem, durch eine Schraubenfeder 36 beeinflussten Bolzen 33 befestigt ist. An dem Hebel 10 ist vermittels Bänder od. dgl. ein Arbeitszylinder 12 aufgehängt, in welchen ein Kolben geführt ist, dessen Kolbenstange einen U-förmigen Greifer 18 trägt. Von den Enden des Zylinders 12 führen Schläuche 29 zu einem Vierweghahn, der andererseits mit der Atmosphäre und mit einer Druckluftleitung verbunden ist. In der Höhe der Hängebank ist auf der gegenüberliegenden Seite des Schachtes eine Kippbühne 6 mit einer Vorrichtung zum Festhalten der Förderwagen angeordnet. Der Greifer 18 des Arbeitszylinders liegt, wenn der Arbeitskolben des letztern

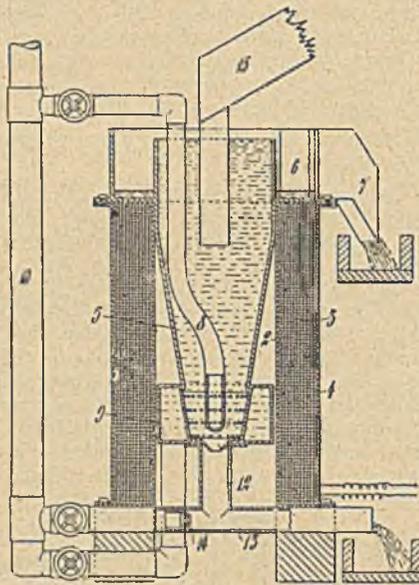


seine äußerste Rechtslage einnimmt, so, daß er die eine Stirnseite des durch den Förderkorb 2 aus der Grube geförderten Förderwagens 4 erfaßt, sobald der Förderkorb in Höhe der Hängebank angelangt ist. Ist letzteres geschehen, so wird der Vierweghahn des Arbeitszylinders durch den die Vorrichtung bedienenden Arbeiter so gedreht, daß Druckluft in den vom Schacht abgewendeten Zylinderraum tritt und der andere Zylinderraum mit der Atmosphäre verbunden ist. Das Druckmittel bewegt infolgedessen den Arbeitskolben in dem Zylinder nach dem Schacht zu, wodurch der Förderwagen auf die Kippbühne 6 geschoben wird, die sich selbsttätig in die punktierte gezeichnete Lage bewegt und den Förderwagen in eine solche Stellung bringt, daß das Fördergut auf der sich selbsttätig öffnenden Stirnseite des Förderwagens aus diesem herausrutscht. Ist der Wagen entleert, so wird der Vierweghahn so gedreht, daß der Arbeitskolben vom Schacht fortbewegt und der Förderwagen wieder auf den Förderkorb 2 geschoben wird.

827 499, vom 31. Juli 1906. Gustav Gabriel Bring in Petersfors (Schweden). *Magnetischer Erzscheider*.

Ein sich nach unten trichterförmig verengender Behälter 5 ist von einem Zylinder 2 aus Messing umgeben, der eine Wicklung 3 aus isoliertem Kupferdraht trägt, die von einem Zylinder 4 aus Eisen zusammengehalten wird. Der Behälter 5 ist einerseits in seinem untern Teil von einem Behälter 9 umschlossen, mit dem er durch feine Öffnungen in Verbindung steht, andererseits ist in dem Behälter ein Rohr 8 hineingeführt, dessen unteres Ende geschlossen ist und das unten seitliche Austrittöffnungen besitzt. Behälter 9 und Rohr 8 sind mit einer Druckwasserleitung 10 verbunden. Der obere Teil des Behälters 5 ist von einer Rinne 6 mit einem Abflußkanal 7 umgeben, und unten schließt sich an den Behälter ein senkrechtes Abflußrohr 12, welches in ein wagerechtes Rohr 13 mündet, in das vermittels einer Düse 14 aus der Leitung 10 Druckwasser eingeführt wird. Das Scheidegut wird in fein zerkleinertem Zustand aus einem Schüttrumpf 15 in das Wasser des Behälters 5 eingeführt. Die Gangart wird von dem aus dem Behälter 9 und dem Rohr 8 in den Behälter 5 strömenden, in diesem aufsteigenden Wasser mitgenommen und gelangt über

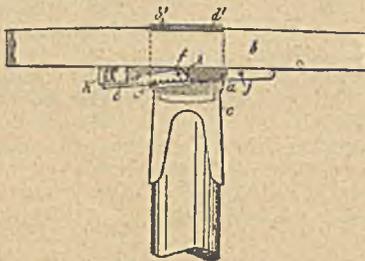
den Rand des Behälters in die Rinne 6, aus der sie durch den Kanal 7 ausgetragen wird, während die magnetischen Teile des Gutes infolge der Wirkung des durch die Wicklung 3 fließenden elektrischen Stromes in den Behälter nach der Mitte des



Zylinders 2 zu, d. h. nach unten bewegt werden, infolge ihres Gewichtes und der Wirkung der lebendigen Kraft in das Rohr 12 gelangen und durch das Rohr 13 aus der Vorrichtung ausgetragen werden.

828 299, vom 14. Aug. 1906. John Beeton in Hucknall Forkard, Nottingham (England). *Keilhawe*.

Das Blatt b der Keilhawe ist in einem auf dem Helm befestigten Kopfstück c leicht auswechselbar, und wird in letzterm dadurch festgehalten, daß einerseits der obere Steg d' des Kopfstückes c in eine Aussparung b' des Blattes eingreift, anderseits ein Keil a das Blatt gegen den oberen Steg des Kopfstückes preßt. Um ein Lockern des Keiles a und damit des Blattes in dem Kopfstück zu verhindern, ist in eine Aussparung des Keiles ein Hebel e eingesetzt, der um einen Bolzen f drehbar ist, auf seiner unteren Seite eine Anzahl Sperrzähne besitzt und durch eine Feder h nach unten gedrückt wird. Die Zähne des

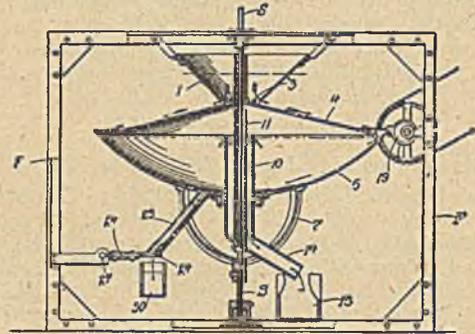


Hebels e greifen hinter einen Vorsprung e' des Kopfstückes c und die Bewegung des Hebels wird dadurch begrenzt, daß dieser mit einer schrägen Fläche i versehen ist, die einer entsprechenden schrägen Fläche des Keiles gegenübersteht, wobei zwischen den beiden Flächen ein geringer Spielraum gelassen ist. Um ein Herausfallen des Keiles aus dem Kopfstück zu verhindern, ist der Keil mit einem beiderseits vorstehenden Stift j versehen.

829 443, vom 28. Aug. 1906. Walter R. Thurston in Douglas, Arizona (V. St. A.). *Erzscheider*.

In einem Rahmen F ist eine senkrechte Achse S gelagert, welche einen paraboloidischen Trog 5 und eine den Trog durchsetzende Doppelhülse 10, 11 trägt. Der Trog ist im Innern mit einem säurebeständigen glatten Überzug versehen und besitzt möglichst nahe an der Stelle, an der die Hülse wasserdicht durch seinen Mantel hindurchgeführt ist, ein Auslaufrohr 23, dessen untere Öffnung durch einen von einer Feder in der Verschlußstellung gehaltenen Schieber 24 geschlossen ist. Unterhalb der Austrittöffnung des Rohres 23 ist ein Trog 30 ange-

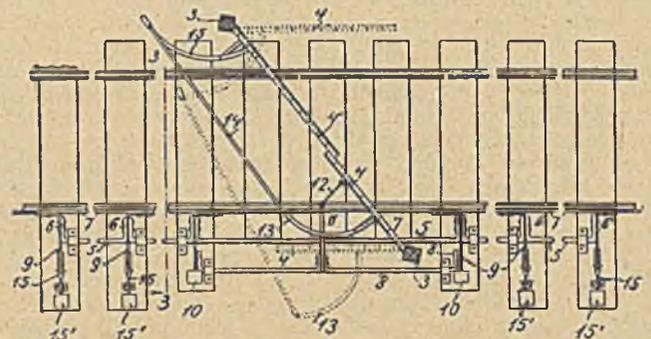
ordnet. Die Hülse 10, welche eine geringe Höhe besitzt als die nur zum Schutze der Achse S dienenden Hülse 11, läuft unterhalb des Troges 5 in ein Abflußrohr 14 aus, welches oberhalb eines Troges 15 ausmündet. Über dem Trog 5 ist ein Schütttrichter 1 und eine kegelförmige Platte 4, deren Spitze in den Trichter hineinragt, im Rahmen F aufgehängt. Der Trichter 1 besitzt unten seitliche Austrittöffnungen 3, durch welche der in den Trichter eingefüllte, verhältnismäßig dünnflüssige Erzbrei auf die Platte 4 fließt, welche ihn dem Trog 5 am oberen Rande zuführt. Dem letztern wird durch ein Exzenter 19, dessen Stange seitlich an dem Trogrande angreift, und dessen Welle durch einen Riementrieb in Drehung gesetzt wird, eine schnelle hin- und hergehende Bewegung um einen kleinen Winkel erteilt.



Infolge dieser Bewegung sollen die leichten, wertlosen Bestandteile des Erzes über die Oberfläche des in dem Trog befindlichen Breies in die Hülse 10 und aus dieser in den Trog 15, und die schweren, wertvollen Bestandteile über den Boden des Troges in das Rohr 23 gelangen, aus dem sie in den Trog 30 ausgetragen werden, sobald der Schieber 24 geöffnet wird. Das Öffnen des Schiebers wird bei jedem Hub, d. h. bei jeder Bewegung des Troges 5 in der einen Richtung selbsttätig dadurch bewirkt, daß ein Ansatz des Schiebers gegen einen im Rahmen F verstellbaren Stift 27 stößt. Das Schließen des Schiebers erfolgt selbsttätig durch die auf den Schieber wirkende Feder, sobald der Stift 27 es gestattet.

830 281, vom 4. September 1906. Cecil R. Anderson in Ben Aron, Pennsylvania (V. St. A.). *Wettertür*.

Die Tür besitzt zwei Flügel 4, welche an sich bezüglich der Fahrbahn schräg gegenüberliegenden Pfosten 3 so aufgehängt sind, daß sie sich nach entgegengesetzter Richtung öffnen. Die Türflügel tragen oben gebogene Arme 13, welche durch eine Stange 14 gelenkig miteinander verbunden sind, sodaß beide Flügel gleichzeitig gleichmäßig geöffnet werden. Der eine Türflügel ist durch ein Gelenk 12 mit einem Hebel 11 verbunden, welcher auf einer Kurbelwelle 8 befestigt ist, deren Kurbeln 8', durch

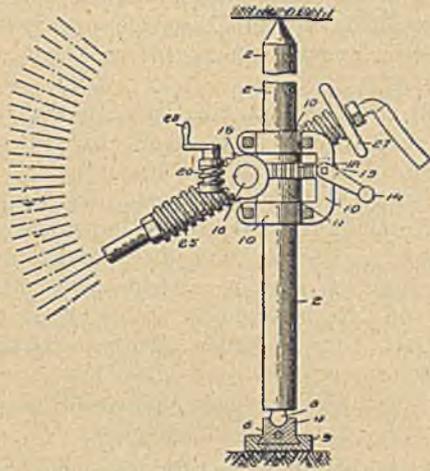


ein Gelenk mit dem einen ein Gewicht 10 tragenden Arm 9 von zweiarmigen Hebeln verbunden sind, deren andere Arme eine flache Stange 7 tragen, welche zu beiden Seiten der Tür eine Strecke am Geleise entlang geführt ist, und so neben der einen Schiene liegt, daß sie in die Bahn der Räder der Förderwagen hineinragt. Die Gewichte 10 sind so schwer, daß sie die Türflügel in der Schließlage und die Stange 7 in ihrer höchsten Lage halten, aus der sie von dem anfahrenen Förderwagen so weit niedergedrückt werden, daß die Türflügel vollkommen geöffnet werden (punktiert gezeichnete Lage). Außer den Ge-

wichtigen 10 wirken auf die Achse 5 noch Gewichte 15<sup>1</sup>, welche jedoch nicht unmittelbar an mit dieser Achse verbundenen Hebeln 6 befestigt sind, sondern an Armen 15, welche mit diesen Hebeln gelenkig verbunden sind, bei geschlossener Tür auf Böcken aufrufen und dadurch von den Hebeln 6 angehoben werden, daß Stifte dieser Hebel unter die Arme 15 greifen. Damit die Gewichte 15<sup>1</sup> beim Öffnen der Tür nacheinander zur Wirkung kommen, sind die Stifte auf den verschiedenen Hebeln 6 so angeordnet, daß sie die Arme 15 mit den Gewichten nacheinander anheben. Infolgedessen werden die Gewichte 15<sup>1</sup> beim Schließen der Tür, d. h. nachdem die Räder der Förderwagen die Stange 7 verlassen haben, nacheinander außer Wirkung treten, sodaß zum Schluß nur noch die Gewichte 10 in Wirksamkeit sind und die Tür ohne Stoß geschlossen wird.

830 586, vom 11. September 1906. Abram S. Hamilton in Nanaimo, Britisch-Kolumbien, Kanada. *Schrümmaschine.*

An einer Spannsäule 2, welche vermittelt eines Kugellagers 3 in einem durch eine Schraubenspindel 6 auf einem Fußstück 5 verschiebbaren Schlitten 4 ruht, so daß sie beliebig schräg gestellt werden kann, ist vermittelt zweier geteilter Klemmringe 10, welche durch einen Steg miteinander verbunden sind, eine Hülse 11 verstellbar befestigt, welche um die Spannsäule drehbar ist und einen Zahnkranz 12 trägt. Mit diesem Zahnkranz steht eine Schnecke 13 in Eingriff, die in dem die Klemmringe 10 verbindenden Steg gelagert ist und vermittelt einer Handkurbel 14 gedreht werden kann. Die Hülse 11 trägt ein Lager für eine Welle 16, die einerseits mit einer Mutter, in welche der außen mit Gewinde versehenen Arbeitzyylinder 25 einer Hammerbohr-



maschine geführt ist, verbunden ist, andererseits ein Schneckenradsegment 19 trägt, welches mit einer an dem Lager der Welle 16 gelagerten, durch eine Kurbel 22 drehbaren Schnecken 20 in Eingriff steht. Der Arbeitzyylinder 25, dem das Druckmittel durch eine mittlere Öffnung des hintern Zylinderdeckels zugeführt wird, ist mit einem Handrade 27 versehen.

Durch Drehen der Kurbeln 14 bzw. 22 kann vermittelt der Bohrmaschine, wie ohne weiteres ersichtlich ist, in jeder beliebigen Richtung geschrägt bzw. geschlitzt oder gebohrt werden, wobei dem Bohrer durch Drehen des Handrades 27 der erforderliche Vorschub erteilt wird.

### Bücherschau.

**Cours d'Exploitation des Mines.** Par Haton de la Goupillière, inspecteur général des mines, membre de l'institut etc. Troisième édition, revue et considérablement augmentée par Jean Bès de Berc, ingénieur au corps des mines. Tomes premier et second. Paris 1905/1907, Dunod. 1002 bzw. 1402 Seiten mit 1394 Abbildungen im Text. Preis der 3 Bde. 90 fr.

Rund 10 Jahre nach dem Erscheinen der zweiten Auflage des Lebenswerks des großen französischen Fachmanns

und Gelehrten tritt dieses bedeutendste der vorhandenen Lehrbücher der Bergbaukunde in neuem Gewande vor uns. Aus den beiden starken Bänden der 2. Auflage sind 3 geworden, von denen bisher die ersten beiden, an sich schon umfangreicher als die gesamte 2. Auflage, erschienen sind.

Der erste Band umfaßt die Abschnitte Schürfen, Ausrichtung von Verwerfungen, Tiefbohren, Gewinnungsarbeiten, Ausbau, Herstellung von Tunnels und Abteufen von Schächten. Der zweite bringt: Abbau (sehr eingehend), Streckenförderung und den ersten Teil der Schachtförderung (Seile, Förderkörbe, Einrichtungen im und am Schacht, Seilausgleich).

Die Stärke der beiden Bände läßt schon äußerlich auf die eingehende Behandlung des Stoffes schließen. Allerdings darf der Umfang des Werkes nicht ohne weiteres als Maßstab für die Reichhaltigkeit seines Inhalts angesehen werden: Die Weitschweifigkeit, die behagliche Breite des Redeflusses, zu welcher der wortgewandte und sich gern redenhörende Franzose ohnehin neigt, fällt bei Haton besonders auf. So z. B. kleidet er den einfachen Gedanken, daß man bei Entnahme von Mineralproben aus Lagerstätten vor Betrugversuchen auf der Hut sein soll, in die Worte (S. 42): „Machen wir nur auf das besondere Mißtrauen aufmerksam, mit welchem man sich wird wappnen müssen gegen die Versuche künstlicher Anreicherung der für die Untersuchung herausgegriffenen Mineralproben, durch Arbeiter oder gewissenlose Personen, welche aus irgend einem Grunde darauf hinarbeiten, die zukünftige Ausbeute der Grube als möglichst hoch hinzustellen. Der Untersuchende wird die aus der Grube gewonnene Mineralprobe in seiner Gegenwart losbrechen lassen müssen und nötigenfalls nicht eher aus den Augen lassen dürfen, als bis das endgültig der Analyse zu übergebende Handstück ausgesondert und in Sicherheit gebracht ist.“ Auch die Einleitungen der einzelnen Abschnitte und Unterabschnitte erscheinen uns vielfach als etwas weitläufig. — Außerdem ist zu berücksichtigen, daß Haton verschiedene Gegenstände in den Kreis seiner Betrachtungen zieht, die bei uns nicht in bergmännischen Lehrbüchern behandelt zu werden pflegen: wir finden Abschnitte über Steinbrüche, Tunnelbetrieb und Statistik der Mineralgewinnungen verschiedener Länder; besonders aber wird den für den Bergbau in Frage kommenden Kraftquellen und -Maschinen eine sehr ausführliche Besprechung gewidmet, die sich von den Talsperren (hier wird besonders auch der Harz berücksichtigt) bis zur elektrischen Kraftübertragung, von den Wassersäulenmaschinen, Dampfmaschinen, Luftkompressoren, Dynamomaschinen im großen bis zur Umhüllung der Dampfleitungen und Ausführung der elektrischen Kabel erstreckt. Daher kommt es, daß trotz des großen Umfangs des ganzen Werkes einzelne Abschnitte etwas kurz behandelt worden sind: besonders ist hier das Kapitel „maschinelle Bohrarbeit“ zu erwähnen, das nur wenige, und zwar fast ausschließlich englische und amerikanische Maschinenbeschreibungen enthält und auch mit Abbildungen besonders stiefmütterlich bedacht ist, die sich vorwiegend auf photographische Nachbildungen Jeffreyscher Maschinen beschränken; aber auch die Abschnitte über „Ausbau“, „elektrische Zünder“, „Benzinlokomotiven“, „Weichen“ könnten m. E. mit den andern Teilen des Buches verglichen, etwas ausführlicher gehalten worden sein.

Diese kleinen Ausstellungen können aber unsere Wertschätzung des ganzen Werkes nicht beeinträchtigen. Das Lob, das ihm bei der Besprechung der 2. Auflage in dieser Zeitschrift<sup>1</sup> gespendet worden ist, „daß weder in deutscher noch englischer Sprache eine Bergbaukunde existiert, die dem Werke des hervorragenden französischen Forschers auch nur annähernd an die Seite gestellt werden könnte“, wird man jetzt mit noch größerem Rechte aussprechen können. Was dazu berechtigt, ist nicht nur die Fülle des hier zusammengetragenen Stoffes, nicht nur die eingehende Würdigung der verschiedenen Mineralgewinnungen, neben dem Steinkohlenbergbau, nicht nur die ausgiebige Berücksichtigung der außerfranzösischen Bergbautechnik, sondern auch die zweckmäßige Anordnung und logische Aneinanderkettung der einzelnen Abschnitte, welche die Herrschaft des Verfassers und Bearbeiters über dieses große Gebiet erkennen lassen.

Die weitgehenden theoretischen Betrachtungen und rechnerischen Ausführungen, zu denen die französischen Fachleute neigen, und die in kleineren Werken vielfach als unnützer Ballast empfunden werden, fügen sich hier in den weitgespannten Rahmen angemessen ein. Das schließt freilich nicht aus, daß dem deutschen Leser manche weitläufige Rechnungen, z. B. über den Widerstand bei der Streckenförderung auf gerader und gekrümmter, sölhiger und schwach geneigter Bahn, über das Profil eines Bremsbergs mit einer nach einer Cykloide gekrümmten Sohle zur Ausgleichung des Seilgewichts, über die Dampferluste in Leitungen unter verschiedenartigen Verhältnissen, über den Seilausgleich in Schächten u. a. teils als ganz überflüssig, teils als unnötig eingehend erscheinen werden.

Ein Vergleich der vorliegenden mit der 2. Auflage zeigt, daß die Neubearbeitung mit vollem Erfolg bestrebt gewesen ist, das Werk auf der Höhe der Zeit zu erhalten.

Schon die Anführung verschiedener Namen läßt das Bestreben der Verfasser, das Neueste zu bieten, erkennen: die neuen Anlagen Arenberg und Ronckamp, der große Gardarne-Stollen werden verschiedentlich erwähnt; das Ergebnis der Gelsenkirchener Versuche über die Schlagwettergefährlichkeit elektrischer Anlagen ist verwertet, die Seilzerreißmaschine der Bochumer Bergschule wird genannt, die automatischen elektrischen Förderbahnen, von Bleichert sind angeführt usw. Die Zusammenstellung des neu Hinzugekommenen gibt uns so ein getreues Bild der Fortschritte, welche die Bergbautechnik im letzten Jahrzehnt gemacht hat; sie zieht sozusagen die Bilanz des letzteren. Wir finden hier u. a. eine wesentliche Bereicherung des Abschnitts „Tiefbohrung“, der durch die Wasserspülung, durch die Schnellschlag-Bohrverfahren, durch eine ausführliche Behandlung der Diamantbohrung ergänzt worden ist, ferner eine bedeutend eingehendere Behandlung der Sprengstoffe mit ausführlicher Würdigung der Sicherheitsprengstoffe, eine zeitgemäße Ergänzung des Abschnitts über Sicherheitzündung und elektrische Zündung, eine umfassende Darstellung der maschinellen Schrämarbeit, der Gewinnungsarbeit in Steinbrüchen, der neuen Verfahren des Schachtabteufens, des Spülversatzes, der Lokomotiv-Förderung, der Sicherheitverschlüsse und sonstigen Sicherheitseinrichtungen für Schächte und Bremsberge. Auch die

maschinelle Streckenförderung ist bereichert worden, namentlich ist die Förderung mit Seil ohne Ende jetzt besser zu ihrem Rechte gekommen, wengleich der Verfasser (S. 830, Bd. II), der Kette den Vorzug gibt. Besonders eingehend ist jetzt die Behandlung der Bergwerksmaschinen ausgefallen.

In verschiedenen Abschnitten erhält man den Eindruck einer gewissen Vernachlässigung des deutschen zugunsten des englischen und amerikanischen Bergbaus; auch die deutsche Literatur kommt verschiedentlich etwas zu kurz. Jedoch kommen deutsche Spülversatz-Anlagen und Abbauverfahren, Eisenbeis'sche Schrämmaschinen, Bleichert'sche Drahtseilbahnen, deutsche Sicherheitvorrichtungen an Fördermaschinen zu ihrem Rechte. Im übrigen macht man hier wie auch bei anderen ausländischen Werken die Erfahrung, daß in der Ausbildung vieler Einzelteile eine parallele Entwicklung in den verschiedenen Ländern stattgefunden hat; zahlreiche Abbildungen, unter denen wir deutsche Namen zu finden erwarten, stellen Geisteskinder französischer oder englischer Erfinder dar, was teils durch mangelhaften Patentschutz, teils durch Abhängigkeit der Firmen des einen Landes von denen des andern und Unterschiebung der fremden Namen für eine einheimische Erfindung, teils auch durch annähernd gleichzeitiges Auftauchen desselben Erfindungsgedankens in verschiedenen Ländern zu erklären ist.

Wertvoll sind die den einzelnen Abschnitten beigegebenen Berechnungen der Gesteungskosten und Leistungen. Überdies ist ein besonderer Abschnitt der Bergwirtschaftslehre gewidmet, der das Wichtigste über die Regelung des Betriebes im großem, über die Überwachung der Arbeit und die bergmännische Buchführung im ganzen und im einzelnen, enthält und durch Beispiele von Nachweisungen über Gesteungskosten u. dgl. ergänzt ist. Außerdem sind zahlreiche Tabellen — so über Sprengstoffe und ihre Eigenschaften, über Dampfmaschinen, Grubenwagen und -Schienen, über Förderseile usw. — in den Text eingefügt.

Sprachlich sei als eigenartige Erscheinung unser Wort „Hund“ angeführt, das bei uns längst als Mißdeutung eines ausländischen Ausdrucks nachgewiesen ist, mittlerweile aber seinen Weg als „chien de mine“ in den französischen und als dog in den englischen Bergbau gefunden hat.

Eine uns wunderlich erscheinende technische Neuerung ist die vom Verfasser angeführte Morganssche Fördermaschine, welche, auf Rollen laufend, während des Treibens mittels eines Zahnstangengetriebes parallel zur Seilscheibenachse verschoben wird, um den Seitenzug des Förderseils gegen die Trommeln zu verhüten.

Ausführliche Literatur-Nachweisungen sind den einzelnen Abschnitten beigegeben.

Die Figuren-Ausstattung ist, wie meist in ausländischen Lehrbüchern, für unsere Begriffe bescheiden, was angesichts der großen Bedeutung des Werks und der in ihm verkörperten geistigen Arbeit zwar nicht erheblich, aber doch bedauerlich ist.

Die Beschaffung des Buches kann jedem, der über den Bergbau in seiner Gesamtheit auf dem Laufenden bleiben will, warm empfohlen werden.

Ht.

<sup>1</sup> Literar. Monatschau 1897, S. XXXI.

**Examination Questions for Certificates of Competency as Mine Inspector etc.**, as given by the State Examining Boards, together with answers prepared and edited by the Editors of Mines and Minerals. First edition. 532 Seiten mit 102 Abbildungen im Text. Stranton, Pa. 1907. International Textbook Company. Preis 3,50 \$.

In dem vorliegenden Buch wird nach dem Beispiel der regelmäßigen Veröffentlichungen in Zeitschriften eine größere Sammlung von (2579) Fragen, die seitens der verschiedenen amerikanischen Prüfungsbehörden den Bewerbern um Beamtenstellungen im Bergbau vorgelegt worden sind, der Öffentlichkeit übergeben. Die Fragen sind systematisch geordnet, die Antworten unmittelbar hinter den einzelnen Fragen abgedruckt. Unter jeder Frage ist vermerkt: der Staat, dessen Prüfungsbehörde die Frage gestellt hat, und die Beamtenstellung, um die es sich dabei gehandelt hat. Der Steinkohlenbergbau überwiegt bei weitem. Mit der größten Zahl von Fragen sind die Staaten Pennsylvanien und Illinois vertreten. Außer dem eigentlichen Bergbau wird auch die Markscheidkunde, das Dampfkessel- und Maschinenwesen und (in geringem Umfange) die Elektrotechnik behandelt. Ein Anhang enthält die Anstellungsbedingungen in den einzelnen Staaten.

Man kann zunächst dazu neigen, in dieser Fragensammlung ein lediglich zur größern Bequemlichkeit der Bewerber geschaffenes Hilfsmittel, entsprechend den bei uns unter verschiedenen Namen im Privatgebrauch befindlichen Zusammenstellungen, zu sehen, das ihm gestattet, seine Studien auf ein möglichst bescheidenes Maß zu beschränken. Bei näherer Prüfung wird diese Auffassung gemildert durch die große Zahl der Fragen. Auf der andern Seite allerdings fällt ins Gewicht, daß diese letztern sich auf 11 Staaten und 8 verschiedene Dienstgrade verteilen, sodaß auf eine bestimmte Beamtenstelle in einem bestimmten Staate nur eine geringe Zahl entfällt; auch wird auf den genauen Wortlaut der einzelnen Fragen größerer Wert gelegt, als sich mit einem für eine gründliche Vorbereitung bestimmten Buche zu vertragen scheint: nicht nur werden zahlreiche Fragen ähnlichen Inhalts abgedruckt, statt bei einer allgemeineren Frage das ganze entsprechende Gebiet übersichtlich und im Zusammenhange zu beleuchten, sondern es wird auch bei einzelnen Fragen ausdrücklich noch hinzugefügt, daß sie auch in dieser und jener unwesentlich veränderten Form gestellt zu werden pflegen.

Für den deutschen Bergmann hat das Buch insofern einigen Wert, als es ihm neben Aufschlüssen über die amerikanischen Grubenbeamten-Stellungen auch in manche Besonderheiten des amerikanischen Bergbaus einen Einblick verschafft, die in Lehrbüchern weniger zur Geltung kommen. Es vereinigt sich hier der stets auf den greifbaren praktischen Wert des Wissens gerichtete Sinn des Amerikaners mit der besondern Eigenart der Prüfungen, die etwa mit unsern „Qualifikationsprüfungen“ durch die Bergbehörde zu vergleichen sind. Infolgedessen treten neben den theoretischen Erwägungen Fragen über das Verhalten in schwierigen Lagen, über die Verhütung von Unglücksfällen und die Bekämpfung von Gefahren in den Vordergrund. Überall kommen dabei die einfachen und günstigen Verhältnisse des für den Techniker ebenso niedrig- wie für den Kaufmann hochstehenden amerikanischen Stein-

kohlenbergbaus zur Geltung; geringe Teufen, günstige Gebirgs- und Lagerungsverhältnisse, billige Schächte, Tagesanlagen einfachster Art; dem entspricht dann, daß z. B. die Verwendung von Schwarzpulver gestattet ist, das Auslösen brennender Bläser durch Dynamitexplosionen, die Justierung von Anemometern durch die Pulverdampfprobe empfohlen wird, von Abbau mit Bergversatz kaum die Rede ist und dementsprechend große Kohlensicherheitspfeiler ohne große Bedenken geopfert werden u. dgl. Freilich wird das Eindringen in die Einzelheiten durch die geringe Figurenzahl stark erschwert. Ht.

**Geschichte der Eisen-Industrie im Kreise Olpe.** Ein Beitrag zur Wirtschafts-Geschichte des Sauerlandes. Von Dr. Franz Sondermann. Münster (Westf.) 1907, Universitäts-Buchhandlung Franz Copenrath. Preis geh. 3,50 M.

Der Verfasser führt uns die Geschichte der Entwicklung der Olper Eisen-Industrie von ihren ersten Anfängen bis zur Neuzeit vor Augen, und zwar in so eingehender und vortrefflicher Weise, daß er des Dankes aller Fachgenossen sicher sein kann. Das Buch zerfällt in 4 Teile, und zwar: I. Geschichte der Eisenindustrie bis 1450. Die Zeit der direkten Eisenbereitung. II. Die indirekte Eisenbereitung. Verlegung der Eisenwerkstätten von den Bergen an die Flußläufe. III. A. Blütezeit der heimischen Industrie von 1618 bis ca. 1820. B. Verfall der heimischen Industrie von ca. 1820 bis ca. 1840. IV. A. von ca. 1840 bis ca. 1863. Neuer Aufgang der Eisenindustrie. B. von 1863 bis ca. 1877. Rückschlag in der Eisenindustrie. C. von 1877 bis 1905. Erneuter Aufschwung nach Eröffnung der Bahn Finnentrop-Rothemühle.

Das Material für die einzelnen Kapitel ist mit großem Fleiß gesammelt und mit Verständnis gesichtet. Man merkt aus allem, daß der Verfasser nicht nur in wirtschaftlicher Hinsicht klaren, weiten Blick besitzt, sondern auch die technische Seite beherrscht. Vielfach wird auf den letzten Punkt bei nationalökonomischen Werken noch zu wenig Wert gelegt, obwohl es äußerst unangenehm wirkt, wenn wirtschaftliche Fragen, insbesondere im Berg- und Hüttenwesen, ohne Kenntnis des technischen Betriebes behandelt werden.

Näher auf die einzelnen Kapitel einzugehen, gestattet leider der Raum nicht, doch sei hier noch auf das gute Einvernehmen zwischen Arbeitern und Fabrikherrn hingewiesen, das nicht zum wenigsten für die Entwicklung der Sauerländischen Eisenindustrie maßgebend gewesen ist. Wenn der Verfasser diesbezüglich schreibt:

„Ich kenne Arbeiter, die lange Jahre auf einer Fabrik, bei einem Herrn oder dessen Sohn, gearbeitet (einige über 50 Jahre) und dabei noch rüstig sind, die sich mit der Zeit ein schönes Bauerngut erworben, Kapitalvermögen erspart haben, kurzum zu wohlhabenden Leuten geworden sind. Trotzdem gehen die Söhne wieder zur Fabrik, natürlich zu demselben Herrn, in dessen Diensten der Vater grau geworden ist. Möge es so bleiben!“  
so wollen wir uns seinem Wunsche gern anschließen. Das Buch sei bestens empfohlen.

Oskar Simmersbach.

**Post's chemisch-technische Analyse.** Handbuch der analytischen Untersuchungen zur Beaufsichtigung chemischer Betriebe für Handel und Unterricht. Unter Mitwirkung von Fachmännern in 3. verm. und verb. Aufl.

hrsg. von Professor Dr. Bernhard Neumann, Großh. Technische Hochschule Darmstadt. 1. Bd. 3. H.: Eisen, Metalle, Metallsalze. Braunschweig 1907, Friedrich Vieweg & Sohn. Preis geh. 7 *M.*

Das vorliegende 3. Heft, Eisen, Metalle, Metallsalze, hält vollkommen das, was der Verleger in seiner Ankündigung versprochen hat: nämlich in gedrängter Kürze eine Zusammenstellung der in der Hüttenpraxis und im Handel üblichen und bewährten Untersuchungsmethoden hütten technischer Produkte. Es ist daher für den Praktiker ein ebenso wertvolles Nachschlagebuch wie es für den Studierenden und den Anfänger ein vorzüglicher Leitfaden für seine Studien auf dem Gebiete der Hüttenchemie ist.

Der erste Abschnitt „Eisen“ stammt aus der bewährten Feder des verstorbenen Geheimen Bergrats, Professors A. Ledebur. Die neue Auflage dieses Abschnittes hat gegenüber der vorhergehenden eine ganz bedeutende Inhaltsvermehrung erfahren. Auch weist sie an vielen Stellen wesentliche Umarbeitungen auf. Bei der Besprechung der verschiedenen Methoden ist den Vereinfachungen, die sie im Laufe der Zeit erfahren haben, Rechnung getragen worden; ferner ist eine nicht unerhebliche Anzahl neuer Bestimmungsverfahren aufgenommen worden.

Der 2. und 3. Abschnitt „Metalle“ und „Metallsalze“ sind durch Professor Dr. B. Neumann den bedeutenden Fortschritten entsprechend, die auf dem Gebiete der Ausarbeitung von Untersuchungsmethoden für die Überwachung des Betriebes der Metallhütten usw. gemacht worden sind, Neubearbeitet bzw. umgearbeitet worden. Die Neubearbeitung dieser Abschnitte wird besonders der Metallhüttenmann begrüßen; ihm standen bis jetzt außer den in vielen Punkten veralteten Probierkunden von Kerl und Balling sowie der nicht mehr vollständig zeitgemäßen Bearbeitung der betreffenden Abschnitte in der 2. Auflage des vorliegenden Werkes fast keinerlei Zusammenstellungen der Untersuchungsmethoden, wie sie in den Hütten Verwendung finden und im Handel für Metallhüttenprodukte üblich sind, zur Verfügung.

Das vorliegende Heft bietet in knapper Form kritisch gesichtet das Wichtigste von dem, was die Literatur an chemisch-technischen Untersuchungsmethoden für den Metallhüttenmann gebracht hat. Bei der Neubearbeitung hat der Verfasser eine beträchtliche Anzahl veralteter und aus der Praxis verschwundener Methoden gestrichen und dafür zahlreiche neuere, technische Untersuchungsmethoden aufgenommen, die nicht bloß in der Literatur in Vorschlag gebracht worden sind, sondern auch wirklich Eingang in die Praxis gefunden haben; so ist auch auf die elektrolytischen Bestimmungsverfahren, die vielfach an die Stelle älterer unvollkommener nasser Methoden getreten sind, in weitgehendem Maße Rücksicht genommen worden. Vorteilhaft ist es, daß ein etwas ausführlicheres Kapitel über Probenahme an die Spitze des Abschnittes gestellt worden ist, das den Hüttenchemiker auf die Schwierigkeit und die Wichtigkeit der richtigen Probenahme hinweist.

Bei der Besprechung des 2. Abschnittes „Metalle“ möge jedoch noch auf einen Punkt hingewiesen werden. Der Verfasser räumt den ältern dokimastischen Proben, die im weiteren Sinne des Wortes nicht bloß trockne Proben sind, für einzelne Metalle einen unverhältnismäßig geringen Raum gegenüber den neuern exakten Methoden ein, bzw. sieht er sie für einzelne Metalle als vollkommen erledigt

an. Sollten diese Methoden, die außer für Gold und Silber auch für andere Metalle in größerem Maße noch in Anwendung stehen als aus den Worten des Verfassers hervorgeht, in dem vorliegenden Werke eben deshalb, weil sie ältere Methoden sind, nicht oder nur kurz besprochen werden, so wäre es vorteilhaft gewesen, ebenso wie es in der früheren Auflage des vorliegenden Werkes geschehen ist, an den betreffenden Stellen, wo diese Proben in Betracht kommen, auf das Spezialwerk von Kerl hinzuweisen. Die Laboratorien großer Hüttenwerke wenden namentlich zur Kontrolle des eigenen Betriebes noch in weitgehendem Maße die dokimastischen Proben an, die den Vorteil haben, daß durch nur wenige Arbeiter eine größere Anzahl von Proben gleichzeitig und in kürzerer Frist ausgeführt werden kann, als dies bei den neuern exakteren Proben möglich ist, sodaß der Betriebsleiter in der Lage ist, rasch den Gang seines Betriebes an der Hand der erhaltenen Probenergebnisse zu überblicken und sehr bald, nachdem die verschiedenen Produkte bei den einzelnen Prozessen gefallen sind, über deren weitere Verwendung zu disponieren. So sind die trocknen Bleiprobe, die schwedische Kupferprobe, die trockne Kobalt-Nickelprobe auf Berg- und Hüttenwerken noch vielfach in Anwendung, und der Hüttenchemiker wird wohl kaum so bald auf diese Proben zugunsten exakterer neuerer Methoden verzichten, die zumeist größere Ansprüche an Zeit, Zahl der Arbeitskräfte und bei den elektrolytischen Methoden auch bezüglich der Anlagekosten stellen. Sogar im Erzein- und -verkauf haben sich dokimastische Methoden auch für andere Metalle als für Gold und Silber in ziemlich weitgehendem Maße wegen ihrer Einfachheit noch in Anwendung erhalten.

R. Hoffmann.

**Einführung in die Metallographie.** Von Paul Goerens, Dipl.-Ing., Assistent am eisenhüttenmännischen Institut der Kgl. Techn. Hochschule Aachen. Halle a. S. 1906, Wilhelm Knapp. Preis geh. 10 *M.*

Verfasser schreibt in der Einleitung zu seinem Buch: „Dieses Werk verfolgt den Zweck, den Anfänger in die etwas ungewohnten Anschauungen der physikalischen Chemie, soweit dieselben für die Metallographie in Betracht kommen, einzuführen und ihm die Möglichkeit zu geben, einen Überblick über die Untersuchungsmethoden der Metalle und Legierungen zu gewinnen.“

Von diesem Gesichtspunkte aus betrachtet kann das Buch rückhaltlos allen denen, die sich mit der Metallographie beschäftigen wollen, empfohlen werden.

Die Einteilung des Stoffes ist übersichtlich und sachgemäß:

- I. Die physikalischen Eigenschaften der Stoffe.
  - Allotropie.
  - Abkühlungskurven.
- II. Die physikalischen Gemische.
  - Die wässrigen Lösungen.
  - Die geschmolzenen Salze.
  - Die Legierungen.
- III. Die Praxis der Metallmikroskopie.
  - Die Herstellung der Schliffe.
  - Die Entwicklung der Struktur.
  - Das Mikroskop.
  - Die photographische Technik.
- IV. Spezielle Metallographie der Eisen-Kohlenstofflegierungen.

Das Zustandsdiagramm der Eisen-Kohlenstofflegierungen.

Die Konstituenten der Eisen-Kohlenstofflegierungen.  
Autorenverzeichnis.

Sachverzeichnis.

Besonders verdient das Kapitel „Die Praxis der Metallmikroskopie“ hervorgehoben zu werden. Verfasser bringt nur wirklich brauchbare und erprobte Anweisungen, sodaß der Anfänger sich ihm ruhig anvertrauen kann. Die „Spezielle Metallographie der Eisen-Kohlenstofflegierungen“ ist leider etwas kurz ausgefallen. Verfasser beschränkt sich, nach Besprechung des Erstarrungsdiagramms und der Haltepunktcurven, in erster Linie auf die Beschreibung und Erläuterung der einzelnen Gefügebildner, ohne auf die mannigfachen Veränderungen und Umlagerungen, die durch verschiedene Wärmebehandlung, Kaltbearbeitung usw. hervorgebracht werden, näher einzugehen. Bei einer Neuauflage würde eine Erweiterung dieses letzten Kapitels dem Buche zum Vorteil gereichen.

Die Ausstattung, der Druck und die Wiedergabe der zahlreichen Abbildungen nach mikrographischen Aufnahmen sind vorzüglich. O. Bauer.

**Über den amerikanischen „Stahltrust“.** Mit Berücksichtigung des deutschen Stahlwerksverbandes. Von Dr. Julius Gutmann, Doktor der Staatswissenschaften. 160 S. Essen 1906, G. D. Baedeker. Preis gel. 3 M.

Gutmann bereichert die in den letzten Jahren ins Kraut geschossene Literatur über die nordamerikanische schwere Industrie durch sein Buch auf glückliche Weise. Im Gegensatz zu andern Büchern gibt er eine reine, mit äußerst gründlichem Zahlenmaterial ausgestattete Entstehungsgeschichte der United States Steel Corporation in ihren einzelnen Teilen. Insbesondere ist auch der Einfluß der einzelnen leitenden Persönlichkeiten auf die Gestaltung der Dinge gut und knapp dargestellt. Im Zusammenhang hiermit behandelt er dann die Korporation in ihrem Verhältnis zu den bestehenden Pools und vergleicht damit die ähnlichen Erscheinungen in Deutschland. Neben einer Darstellung der Lage der Beamten und Arbeiter des Stahltrustes erfährt endlich das Kapitel der Finanzierung und Finanzpolitik der Korporation ausführliche Behandlung, ein außerordentlich interessanter Teil des Buches, in dem insbesondere die Frage der Überkapitalisierung der dem Trust angegliederten Werke geprüft wird. Zum Schluß wird eine Vergleichung des Stahltrustes mit dem deutschen Stahlwerksverband versucht. Zu diesem Kapitel wäre der Wunsch zu äußern, der leider in vielen wissenschaftlichen Werken unbefriedigt bleibt, daß derartige Vergleiche etwas übersichtlicher gestaltet, daß die Verschiedenheiten so scharf wie irgend möglich herausgearbeitet werden. Gutmann hat dieses Ziel nicht ganz erreicht. Zu einem Vergleich des volkswirtschaftlichen Wertes der beiden Formen äußert Gutmann die Ansicht, daß die deutsche Industrie der amerikanischen wohl ebenbürtig, wenn nicht überlegen sei, soweit Ökonomie und Rentabilität des Produktionsprozesses in Frage komme. Es sei verfehlt, für die deutsche Eisen- und Stahlindustrie eine „Vertrustung“ herbeizusehnen und darin den Gipfelpunkt der Vervollkommnung zu erblicken. Gutmann scheint eine kommende „Vertiefung des Kartellgedankens“ vielmehr in der Möglichkeit eines „Kombinationkartells“ zu sehen, das alle Stufen von der Rohstoffproduktion bis zur Fertigerzeugung umfaßt.

Man legt Gutmanns Buch nicht ohne Gewinn aus der Hand, freilich nur, und damit möchte ich mich einem zwar äußerlichen, aber nicht unwesentlichen Einwand eines andern Kritikers anschließen, wenn man die englische Sprache einigermaßen beherrscht. Gutmann schreibt eine Art von amerikanischem Deutsch. Vielleicht findet er gelegentlich einen Übersetzer ins Deutsche für die II. Auflage des Buches.  
Dr. St.

**Thünen-Archiv. Organ für exakte Wirtschaftsforschung.**

Hrsg. von Dr. Richard Ehrenberg, Professor der Staatswissenschaften an der Universität Rostock. 1. Jg., H. 3, 4, 5. Jena 1906, Gustav Fischer. Preis des Jgs. 20 M.

Die Absicht des Thünenarchivs darf bei den Lesern dieser Zeitschrift als bekannt vorausgesetzt werden. Daß es nicht nur das Interesse der Akademiker verdient, sondern auch Anspruch darauf machen kann, in den Kreisen der Praxis Beachtung zu finden, zeigen die vorliegenden 3 Hefte. Ihren Inhalt an dieser Stelle auch nur annähernd wiederzugeben, ist ausgeschlossen. Hier dürfte die Anführung folgender im Thünenarchiv enthaltenen Aufsätze Interesse bieten: „Selbstinteresse“ und Geschäftsinteresse (Heft 3). Der Gesichtskreis eines deutschen Fabrikarbeiters (Heft 3). Die Arbeitszeit der Kontore (Heft 4). Die Bedeutung des Aufsichtsrats für die Aktiengesellschaft (von Dr. Richard Passow) (Heft 5). Besondere Beachtung verdient der von uns an zweiter Stelle genannte Aufsatz, der an sich keine schwere Untersuchung enthält, dafür aber ein interessantes Problem mit neuen Mitteln und recht überraschendem Erfolge anfaßt. Die 1903/4 erschienenen „Denkwürdigkeiten und Erinnerungen eines Arbeiters“, herausgegeben von dem bekannten Sozialdemokraten Paul Göhre, haben ein sehr interessantes Gegenstück in einem Bericht des Aufsichtsratsvorsitzenden desselben Werkes, über das der Verfasser der obengenannten Denkwürdigkeiten, der Arbeiter Fischer, seine Ansichten niedergelegt hat. Ehrenberg vergleicht nun sehr geschickt und gründlich die beiden Urteile über dieselben Dinge und stellt die Lücken beider Anschauungen fest, wobei sich ergibt, daß der Vorsitzende des Aufsichtsrats die eigentlichen Arbeiterhältnisse nicht berücksichtigt hat (das war wohl auch nicht sein Auftrag, denn er berichtet den Aktionären über das Unternehmen von der rein geschäftlichen Seite her), während Fischer nicht imstande ist, die wahren Ursachen der Lage der Arbeiter zu erkennen. Er sieht in allem den „bösen Willen“ des Direktors, des Meisters, des Buchhalters, ohne in der Lage zu sein, die Schwierigkeiten der Betriebsleitung auch nur zu ahnen. Wenn dieses Ergebnis des interessanten Vergleichs auch für die Praxis keine Neuigkeit enthält, so ist die wissenschaftliche Gewinnung eines solchen Resultats doch recht dankbar zu begrüßen. Mit einer derartigen „exakten“ Wirtschaftsforschung wird sich die Wissenschaft selbst am besten dienen.  
Dr. St.

**Allgemeines Berggesetz für die Preußischen Staaten vom**

24. Juni 1865 nebst den bis zum Jahre 1907 ergangenen Preußischen Berggesetznovellen, den einschlägigen Nebengesetzen und Ausführungsbestimmungen. Mit Einleitung, Erläuterungen und Sachregister bearbeitet von Wilhelm Westhoff, Justizrat, Rechtsanwalt und Notar in Dortmund und Wilhelm Schlüter, Bergwerksdirektor, Justitiar der Königlichen

Bergwerksdirektion in Recklinghausen. Zweite vermehrte und verbesserte Auflage. Berlin 1907, J. Guttentag.

Das Werk, dessen erste Auflage in Nr. 33 Jg. 1906 dieser Zeitschrift eingehend besprochen ist, liegt nach kaum Jahresfrist in der zweiten vor. Die Verfasser sagen im Vorworte: „Die zweite Auflage erwies sich schon infolge der neuen Berggesetznovelle vom 18. Juni 1907 mit ihren so tiefgehenden Änderungen als eine dringende Notwendigkeit. Die überaus freundliche Aufnahme, deren sich die erste Auflage des Werkes zu erfreuen hatte, legte aber den Verfassern die weitere Pflicht nahe, auch bei allen übrigen, durch diese Novelle nicht betroffenen Teilen des Berggesetzes die gegebenen Erläuterungen zu erweitern und insbesondere die Ergebnisse der Rechtsprechung der Gerichts- und Verwaltungsbehörden, sowie die Literatur des letzten Jahres im vollen Umfange zu berücksichtigen. Außerdem schien es den Verfassern zweckmäßig, auch einige weitere Gesetze von praktischer Bedeutung mit in die Bearbeitung aufzunehmen.“ Sie haben demgemäß im Anhang außer den Einführungsverordnungen und den sämtlichen Novellen zum Berggesetze auch noch das Reichshaftpflichtgesetz, das Lohnbeschlagnahmengesetz, die einschlägigen Bestimmungen des Ansiedlungsgesetzes, der Gewerbeordnung und des Gewerbeberichtgesetzes sowie die Bekanntmachungen des Bundesrats über die Sonntagarbeit; die Beschäftigung jugendlicher Arbeiter, von Arbeiterinnen auf Steinkohlenbergwerken usw. im Regierungsbezirk Oppeln, die preuß. Ausführungs-Anweisung zu den gesetzlichen Bestimmungen über die Arbeitsordnung, die Arbeitsbücher usw. und endlich das Regulativ für die Bergausschüsse zum Abdruck gebracht und mit kurzen Erläuterungen und Hinweisen versehen. Das Berggesetz selbst ist in der Fassung der Berggesetznovellen einschließlich der Novelle vom 18. Juni 1907 wiedergegeben und dabei das Datum der Abänderungsgesetze ebenso wie die Teilung der Gesetzesparagrafen in Absätze durch kurze Daten oder Zahlen am Rande der einzelnen Paragraphen vermerkt worden. In die Einleitung ist eine alphabetisch geordnete erschöpfende Übersicht über die Berggesetzgebung sämtlicher deutschen Bundesstaaten sowie über das Bergrecht in den deutschen Schutzgebieten und endlich über die neueste Literatur des preußischen Bergrechts aufgenommen worden. Bei dem größern Umfange des Buches, der von 559 auf 727 Seiten gestiegen ist, hat auch das ausführliche Sachregister eine erhebliche Ergänzung und Vermehrung erfahren.

#### Zur Besprechung eingegangene Bücher.

(Die Redaktion behält sich eine eingehende Besprechung geeigneter Werke vor)

- Kolbeck, Friedrich: Carl Friedrich Plattners Probierkunst mit dem Lötrohr. Eine vollständige Anleitung zu qualitativen und quantitativen Lötrohr-Untersuchungen. 7. Aufl. 515 S. mit 72 Abb. Leipzig 1907, Johann Ambrosius Barth. Preis geh. 11 *M.* geb. 12 *M.*
- Potonié, H.: Die Entstehung der Steinkohle und verwandter Bildungen einschließlich des Petroleums. 4. verb. und erweiterte Aufl. 47 S. mit 28 Abb. Berlin 1907, Gebrüder Bornträger. Preis geh. 4 *M.*

Programm der Königl. Sächsischen Bergakademie zu Freiberg für das 142. Studienjahr 1907/1908. Freiberg 1907, Gerlach'sche Buchdruckerei.

The Mineral Industry: its statistics, technology and trade during 1906. Begründet von Richard P. Rothwell, hrsg. von Walter Renton Ingalls. Bd. 15. 954 S. New York 1907, Hill Publishing Company. Preis 5 \$.

#### Zeitschriftenschau.

Eine Erklärung der hierunter vorkommenden Abkürzungen von Zeitschriftentiteln ist nebst Angabe des Erscheinungsortes, Namens des Herausgebers usw. in Nr. 1 auf S. 29 u. 30 veröffentlicht. \* bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.

#### Mineralogie und Geologie.

The origin and occurrences of the diamond. Von David. Min. J. 24. Aug. S. 244/5. Erklärungen für die Bildung des Diamanten unter Berücksichtigung der verschiedenen Fundstätten.

#### Bergbautechnik.

Skizzen zur Geschichte der bergmännischen Förderung bis um die Mitte des XIX. Jahrhunderts. Von Freise. (Forts.) B. H. Rdsch. 20. Aug. S. 327/31.\* Unterirdische Schiffsförderung. Bremsberge. Schachtförderung (Seile und Ketten, Motoren, Fördergefäße und Schachtleitungen).

Mining news from all parts of the world. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 327/31. Neue Unternehmungen, Entwicklung von Gruben und Eigentümübertragungen.

Colliery notes, observations and comments. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 317. Praktische Winke für den Kohlenbergmann auf Grund von Versuchen und Studien.

Le gisement houiller du Limbourg néerlandais et son exploitation. Von Delmer. Ann. Belg. Heft 3 S. 681/712.\* Ausführliche geologische Besprechung des Kohlenbeckens selbst sowie seines Deckgebirges. Sein Zusammenhang mit den belgischen und dem westfälischen Kohlenbecken. Die verschiedenen im holländischen Kohlenbecken liegenden Gruben und ihre Leistungen.

Meerschaum in Asia minor. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 306. Der in Kleinasien gefundene Meerschaum ist von weißer Farbe mit gelegentlicher gelber, roter oder grauer Färbung. Er wird meist in Wien verarbeitet.

The Kelly mine, New Mexico, and treatment of its ores. Von Johnson. Min. Wld. 17. Aug. S. 267/9.\* Die Zinkerze sind zum größten Teil an Kalk gebunden, den sie auf Spalten und Rissen ersetzen. Außerdem sind aber auch Zinkerze vulkanischen Ursprungs vorhanden. Der Bergbau bietet nichts besonderes. Die Aufbereitung, welche bisher einfach war, wird demnächst mit magnetischen und elektrostatischen Scheidern ausgerüstet.

The Mayari iron ore district of Cuba. Jr. Age. 15. Aug. S. 421/6.\* Geographische und geologische Beschreibung des Vorkommens, das 500 Mill. t Erz enthalten soll und von der Pennsylvania Steel Co. ausgebeutet wird. Die Erze, ihre Gewinnung und Verfrachtung.

The nomenclature of modern placer mining. Von Hutchins. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 293/6.\* Die verschiedenen Arten von Goldsandvorkommen werden im allgemeinen und einzelnen besprochen. Ursprung der Goldsande und ihre Gewinnungsmethoden.

Die Eisengewinnung im Fichtelgebirge und deren Geschichte. Von Schmidt. Erzgbh. 15. Aug. S. 311/4. Geologisches. Geschichtliche Entwicklung des Bergbaus, der sich neben Zinn und Gold in der Hauptsache auf Brauneisenstein erstreckte.

The Baggeridge colliery. Von Tonge. Min. Miner. Aug. S. 41/3.\* Die durch ihre vorzügliche Kohle und ihre mächtigen Flöze (bis zu 30 Fuß) bekannte Grube liegt in Süd-Staffordshire in England. In dem 30-Fuß-Flöz wird schachtbrettförmiger Abbau und in den andern Flözen die Longwall-Methode angewandt. Beschreibung der Tagesanlagen.

Notes of hydraulic mining. Min. Miner. Aug. S. 1/4.\* Durch Gesetz vom Jahre 1893 wurde der von der Goldwäscherei in dem Cariboo-Bezirk in Britisch-Kolumbien und im Yukon herrührenden Versandung der Flüsse Einhalt geboten und dem Goldbergbau deren Reinhaltung aufgebürdet. Infolgedessen waren nur die kapitalkräftigen Unternehmungen imstande, den Betrieb aufrecht zu halten. An den Quellgebieten der Flüsse findet man durchweg größere Nuggets, die im Flußsande so zerrieben werden, daß man sie nur noch mit Amalgamation gewinnen kann. Die Gewinnungskosten sind doppelt so hoch wie in Kalifornien, einmal wegen der höhern Löhne und dann wegen der großen Transportwege. An einigen Stellen ist mit gutem Erfolge die hydraulische Gewinnung eingeführt, wobei z. T. Doppelgefluter angewendet werden. Hauptsächlichste Erfordernisse für die erfolgreiche Anwendung sind ununterbrochene Arbeitsmöglichkeit und geeignete Staudämme. Letztere werden genauer beschrieben.

The Daily-Judge mine and mill. Von Gow, Howat, Kruger und Parsons. Min. Miner. Aug. S. 32/5. Die bei der Stadt Park in Utah gelegene Grube und Aufbereitung wird eingehend beschrieben. Die Gänge setzen in Unter- und Oberkarbon auf und zwar unterscheidet man drei Gangzonen. Die Gangerze enthalten Blei, Zink, Silber, Gold und Eisen. Die Produktion schwankt sehr. Im allgemeinen wird mit Firstenbau abgebaut, wobei Hand- und Maschinenbohren in Anwendung steht. Zur Orientierung über noch nicht aufgeschlossene Feldesteile dienen Horizontalbohrungen mit 2 Diamantbohrern, wodurch die Sucharbeiten erheblich vermindert worden sind. Zum Ausbau wird kunstvoll zugehauene rechteckige Holzzimmerung angewendet. Die Arbeiterzahl beträgt 250. Gearbeitet wird in zwei Schichten zu 8 Stunden.

The Ely copper deposits and their rapid development. Von Bullock. Min. Wld. 10. Aug. S. 227/8.\* Das Ely-Kupferfeld hat in einem Zeitraum von etwa 3 Jahren einen enormen Aufschwung erlebt. Der Kupfergehalt des Haufwerks beträgt durchschnittlich 3 pCt.

Mining methods on the Gogebie iron range. Von Meeks. Eng. Min. J. 10. Aug. S. 245/7.\* Das sich weithin erstreckende Erzvorkommen wird von zahlreichen Sprüngen durchschnitten. Untersuchungsmethoden. Abbau-methoden. Anlage der Gruben. Die Holzkonstruktionen werden neuerdings durch eiserne Schachtgerüste ersetzt; deren Konstruktion.

Creusement des puits d'Harchies par le procédé Poetsch. Von Niederau. Ann. Belg. Band 3 S. 649/79.\* Beim Abteufen eines Schachtes der Société anonyme des charbonnages de Bernissart stellte sich ein starker Wasserzufluß von 2500 cbm in 24 st ein. Man ging daher zum Schachtabteufen nach Poetsch über. Das Niederbringen der Bohrlöcher, Beschreibung der Gefrieranlage, das Abteufen, die Cuvelage. Es wurde alsbald ein zweiter Schacht in Angriff genommen, dessen Kosten sich auf rund 5000 fr. für 1 m stellten.

Die Stoßsteinbohrer mit elektrischem Antriebe. Von Brinkmann. (Schluß) El. Bahnen. 24. Aug. S. 465/70.\* Die pneumatischen Federbohrer (Boxbohrer, Templebohrer). Wirtschaftlichkeit der Bohrer. Zusammenstellung der wichtigeren Daten für die einzelnen Bohrer.

Empfehlenswerte Einrichtung gegen Betriebsstörungen bzw. Unfälle bei maschineller Streckenförderung. Von Wirtz. Bergb. 22. Aug. S. 9/10. Gründe der Betriebsstörungen. Anbringen einer Vorrichtung, wodurch die Antriebskraft (Dampf oder Elektrizität) von jeder Stelle der Maschinenkammer aus sehr schnell ausgeschaltet werden kann.

Neue unterirdische Wasserhaltung. Turbine 20. Aug. S. 424/7.\* Beschreibung der durch einen 5000 V Drehstrommotor angetriebenen 12-stufigen Hochdruckzentrifugalpumpe auf Grube Altenwald (Saar). Die Pumpe leistet bei 430 m Förderhöhe 2 cbm/min und wies bei den Abnahmeversuchen einen Wirkungsgrad von 73,6 pCt auf.

A mine dam to recover flooded workings. Von Haertler. Eng. Min. J. S. 312/5.\* Zweck des Damms. Die bei der Arbeit notwendigen Vorsichtsmaßregeln. Beschreibung der Konstruktion des Damms, durch den der beabsichtigte Wasserabschluß erreicht wurde.

Lampe électrique portative de sûreté, système Cotté. Rev. Noire. 25. Aug. S. 293.\* Beschreibung der Lampe, die annähernd 2,2 kg wiegt und eine Brenndauer von 12 Stunden aufweist.

Bituminous coal washing. Von Delamator. Min. Miner. Aug. S. 7/10. Theorie und Grundsätze. Vorbereitende Arbeiten. Haupt- und Schlußuntersuchung. Formeln und Tabellen zur Errechnung des Ausbringens.

The mechanical engineering of collieries. Von Futers. (Forts.) Coll. Guard. 23. Aug. S. 338.\* Bau, Wirkungsweise und Leistung verschiedener Kohlenwaschvorrichtungen, Systeme Scaife und Blackett sowie von Quälter, Hall & Co.

Die neue Erzaufbereitung der Grube Berzelius bei Bensberg. Von Blömeke. Metall. 22. Aug. S. 548/54.\* Die Leistung der aus 2 Systemen bestehenden Anlage ist 200 t in 10 st. Ihre bauliche Anordnung. Die Anordnung der Apparate und der Aufbereitungsprozeß: Vorwäsche, Mittel- und Feinkornsetzwäsche, Nachsetzen der Mittelprodukte, Mittel- und Feinwalgwerkabteilungen für die Weiterbehandlung der Zwischenprodukte, Abführung der Berge, Klärung der Abwässer, Schlammwäsche, Bedienungsmannschaft, quantitative und qualitative Leistung, Waschkosten, Betriebskraft.

Über den „Flotation-Prozeß“. Von Göpner. (Schluß) Metall. 22. Aug. S. 543/8. Die Zusammensetzung der Broken Hill-Erze. Es wird dort mit verdünnter Schwefelsäure oder mit Natriumbisulfatlösung von 65<sup>o</sup> gearbeitet. Das den Auftrieb veranlassende Gas ist

Kohlensäure. Nach Ansicht des Verfassers stammt sie von „kristallisierten Eisen- und Mangankarbonate enthaltenden Mineralien.“ Untersuchungen darüber, weshalb und unter welchen Bedingungen die Gasblasen sich an den Sulfidteilchen anlegen.

The Elmore vacuum process. Min. Miner. Aug. S. 24/5.\* (s. Glückauf 1901 S. 917.) Der mehrfach ausgeführte und mit Erfolg angewandte Vakuumparat arbeitet in der Weise, daß das zerkleinerte Haufwerk in einer Mischung von Öl und Schwefelsäure in einem unter Vakuum stehenden Kessel von umgekehrter Trichterform aufsteigt und dabei in Erz und Gangart getrennt wird. Eine befriedigende Erklärung des Vorganges fehlt noch.

The Bruyn slime separator. Min. Wld. 10. Aug. S. 241.\* Ein neuer Apparat zum Trennen von Sand und Schlamm. Die Trübe wird in aufsteigendem Strom gegen einen Konus geleitet. Der Sand fließt rings um den Konus kontinuierlich unten und der Schlamm oben ab.

Survey of a wet mine shaft. Von Ehle jr. Min. Miner. Aug. S. 36.\* Markscheiderische Aufnahme eines sehr nassen tonnlägigen Schachtes.

Some practical points for prospectors. — II u. III. Von Alderson. Min. Wld. 10. Aug. S. 229/30 u. 17. Aug. S. 271/2. Die Ausrüstung des Prospektors für seine leiblichen Bedürfnisse. — Sedimentgesteine haben kein Interesse für ihn. Quarz und seine Bedeutung für den Prospektor.

Recent testing coal. Von Holmes. Min. Miner. Aug. S. 28/30.\* Die Regierung der Vereinigten Staaten prüft die ihr gelieferte Kohle, indem sie von der gesamten Förderung Durchschnittproben nimmt und danach den Preis bestimmt. Zur Erzielung geeigneter Durchschnittproben steht ein besonderer Apparat in Anwendung.

#### Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Mechanische Feuerungen. Von Rubricius. El. u. Masch. 25. Aug. S. 651/4.\* Geschichtliche Entwicklung der mechanischen Feuerungen. Einteilung nach Art der Wirkungsweise: Ketten- oder Wanderrostfeuerungen, Wurf- oder Verteilungsschieberfeuerungen, Unterschubfeuerungen. Verschiedene Ausführungsarten der Kettenrostfeuerungen. Wirtschaftlichkeit der mechanischen Feuerungen. (Forts. f.)

Wegenersche Stückkohlenfeuerung. Von Cario. Z. Dampf. Betr. 21. Aug. S. 342/3. Bericht über die Gründe, die sich einer allgemeinen Einführung der Wegenerschen Feuerung entgegenstellen haben. Nachweis der Unmöglichkeit einer Kohlenersparnis von 25 pCt. Rechtfertigung des Verfassers gegen einen Vorwurf.

High-pressure centrifugal fans. Von Rateau. Engg. 16. Aug. S. 248/51\* u. 23. Aug. S. 287/8.\* Entwicklung der Turbokompressoren; die erste Versuchsanlage vom Jahre 1900; Ergebnisse einer Reihe von Versuchen. Wirkungsgrade von Turbokompressoren und ihre Bestimmung. — Vergleich der Turbo- und Kolbenkompressoren. Die Bestimmung des Wirkungsgrades der Kolbenkompressoren ist nicht einwandfrei, in einzelnen Fällen um 10 pCt zu reduzieren. Vorzüge der Turbokompressoren gegen Kolbenkompressoren: Kosten für Bodenfläche und Fundamente sind geringer, Aufstellung, Bedienung, Schmierung sind einfacher und billiger, Luftlieferung geschieht gleichförmiger. Vorzug der direkten Kupplung mit Generatoren und Turbinen. Der Turbokompressor eignet sich für große Aggregate.

Über eine graphische Tabelle zur Bestimmung des Dampfverbrauchs größerer Aggregate aus dem Kondensat. Von Neubauer. Ost. Z. 17. Aug. S. 401/6.\* An der Hand der Tabelle sollen Aufseher und Bedienungsmannschaft in den Stand gesetzt werden, rasch richtige Verbrauchbestimmungen auszuführen.

Zweistufige Verbundturbine der Zentrale Wiesberg, Tirol. Von Pfarr. Z. Turb.-Wes. 20. Aug. S. 345/9.\* Die Verbundturbine weist wegen der geringern Spaltverluste einen guten Wirkungsgrad auf und ist erfahrungsgemäß dem Verschleiß bei hohen Gefällen weniger ausgesetzt.

The fuel-testing plant of the United States Geological Survey at the Jamestown exposition. El. world. 17. Aug. S. 328/9.\* Die Station zur Prüfung von Brennstoffen ist eine neue Errungenschaft der Vereinigten Staaten. Die verschiedenen Abteilungen umfassen: I. Dampfmaschinenabteilung mit Dampfkesseln verschiedener Bauart, II. Abteilung für Gaserzeuger, III. Alkohol und Gasolin-Maschinen, IV. Verschiedene Anordnungen. Der Zweck des Unternehmens ist, festzustellen, auf welche Weise ein bestimmter Brennstoff am wirtschaftlichsten ausgenutzt wird.

#### Elektrotechnik.

Der Glüh- und Härteofen mit elektrisch geheiztem Schmelzbad. Von Cohn. El. u. Masch. 18. Aug. S. 635/9\* u. 25. Aug. S. 655/9. Die Bearbeitung des Stahles, des wichtigsten Werkzeugmaterials, erfordert eine stetig wachsende Sorgfalt; sie muß gleichen Schritt halten mit der verlangten Präzision und der komplizierten Bauart des Werkstückes. Seine wertvollste Eigenschaft ist seine Härbarkeit. Alle bisher hierfür geschaffenen Ofenkonstruktionen erfüllten ihren Zweck nur unvollkommen. Beschreibung eines neuen Ofens, in dem durch den elektrischen Strom geschmolzene Metallsalze das Bad bilden. Bauart, Wirkungsweise, Inbetriebsetzung, Temperaturregulierung und -messung. Die elektrische Anlage. Arbeitsvorgang beim Härten. Erklärungen von Martensit, Perlit, Ferrit. Bedingungen für gute Härtung. Vorteile der elektrischen Öfen: Regulierfähigkeit, Temperaturmessung, Gleichmäßigkeit, Luftabschluß. Kostenvergleich. Praktische Versuche.

Neuerungen auf dem Gebiete der Bogenlampen-Aufhängungen. Von Osterburg. E. T. Z. 15. Aug. S. 836/8.\* Fehler der alten Aufhängung mit freischwebenden Zuleitungen und ihre Beseitigung durch Leitungskupplungen. Beschreibung verschiedener Typen. Anordnung der Kontakte und Seildurchführungen. Kurzschlußvorrichtung bei Serienlampenkreisen. Schutz der Kontakte gegen Staub und Witterungseinflüsse. Kupplung in Verbindung mit Seilentlastungsvorrichtung. Sperrglocken. Wirkungsweise und Zweckmäßigkeit. Aufzugwinden. Verschlußstücke für Lampenaufzugseile. Aufzugvorrichtungen für Innenräume und fürs Freie, für senkrechtes, schräges und wagerechtes Bewegen der Lampe, für Befestigung an Häusern, Masten und Spanndrähnen. Mehrfacharmaturen für Glühlampen bei ähnlicher Aufhängung.

Dampfbetrieb und elektrischer Betrieb im Schnellzugsverkehr. Von Rinkel. El. Bahnen. 14. Aug. S. 447/51. (Schluß) Betriebskosten. Ergebnisse der Versuchsfahrten mit Dampflokomotiven. Kohlenverbrauch. Lokomotivleistungen elektrischer Schnellzüge (Zossen). Vergleiche bei Erzeugung der elektrischen Energie in

Dampf-, Gas- und Wasserkraftwerken. Betrachtung der Platzfrage in Zügen mit Antrieb durch Elektrizität und Dampf. Einfluß der Benutzungsdauer, Kohlenpreise. Weitere Vergleichspunkte. Vorschläge zur probeweisen Einführung des elektrischen Betriebes auf den Strecken des rhein.-westf. Kohlenreviers.

Hilfsmaschinen im Eisenbahnbetriebe. Von Butz. El. Anz. 25. Aug. S. 765/6. Vorteile der elektrischen Hilfsmaschinen. Elektrisch betriebene Schiebebühnen, Drehscheiben und Spills. Betrieb mit Drahtseil ohne Ende.

Das elektrische Heizen und Kochen. Von Retter. El. Anz. 22. Aug. S. 751/4.\* (Schluß) Energieverbrauch der elektrischen Küche pro Kopf und Jahr für verschiedenartige Verhältnisse. Gegenüberstellung der Kosten für Gas und Elektrizität bei den verschiedensten Preisen. Fertigstellungskosten einzelner Speisen und dergl. Anschaffungskosten der elektrischen Küche, Zusammenstellung einer solchen für verschieden großen Haushalt. Kochapparate für industrielle und ähnliche Zwecke. Reparaturbedürftigkeit. Stellung der Elektrizitätswerke zur Energieentnahme für Koch- und Heizzwecke.

Die Beleuchtung horizontaler Flächen und die technischen Lichtquellen. Von Weinbeer. El. Anz. 18. Aug. S. 739/40.\* (Forts.) Untersuchung der Polarbeleuchtungskurven der wichtigsten Lichtquellen und Herleitung der Bodenbeleuchtungskurven aus denselben. Aufstellung der einzelnen Gleichungen. (Schluß f.)

#### Hüttenwesen, Chemische Technologie, Chemie und Physik.

Die Erzeugung von Roheisen im elektrischen Ofen. Von Neumann. St. u. E. 28. Aug. S. 1256/63.\* Die Ausbildung des Héroult-Ofens bis zu seiner neuesten Gestalt, der einen Leistungsfaktor von 0,919 gegen 0,564 des ältern Ofens besitzt. Der Elektrodenverbrauch beträgt für 1000 kg 10,41 kg. Besonders wichtig erscheint die fast vollständige Entschwefelung des Eisens. Beschreibung der Öfen von Turnbull, Grönwall, Lindblad und Stålhane. Für kohlenarme Länder scheint die elektrische Roheiserzeugung Aussicht auf Erfolg zu haben.

Etude expérimentale de l'affinage sur sole basique. Von Bossier. Rev. univ. min. mét. Juli S. 1/74. Die einzelnen Phasen des Prozesses sind in einem Herdofen nicht so scharf voneinander getrennt wie im Konverter und nehmen längere Zeit in Anspruch. Beim Herdofen ist es leichter möglich, verschiedene Qualitäten herzustellen. Zusammensetzung der Charge, Entkohlung, Entschwefelung, Entphosphorung, Ende des Frischprozesses, Produktion von hartem Stahl, Oxydation. Wirkung des Frischens auf Erzfutter. Beispiele.

Procédé d'extraction électrolytique du cuivre. Von Stoeger. Rev. univ. min. mét. Juli. S. 75/89.\* Die bisherigen zahlreichen Versuche einer elektrolytischen Gewinnung von Kupfer aus seinen Erzen haben wenig Erfolg gehabt. Neuerdings hat der Ingenieur Laszcynski ein Verfahren erfunden, das vielleicht mehr Erfolg verspricht. Die Grundzüge des Verfahrens sind: Das Erz wird zerkleinert und, wenn es ein Schwefelerz ist, schwach geröstet, sodaß es z. T. Oxyde, z. T. Sulfate enthält. Als dann wird es mit verdünnter Schwefelsäure behandelt, um alles Kupfer als Sulfat zu erhalten. Aus der Lösung wird das Kupfer elektrolytisch gewonnen. Beschreibung des Verfahrens, besonders der Trennung des Eisens. Das Verfahren ist einfach, sicher und billig, die Kupferverluste sind gering.

Über Kupferhütten Deutschlands und Österreich-Ungarns. Von Petren. B. H. Rdsch. (Aus „Teknisk Tidskrift 1907.“) 20. Aug. S. 321/6. Bei den Kupferhütten dieser Länder wird meist eine Kombination zwischen dem englischen Flammofen- und schwedisch-deutschen Schachtofenprozeß angewendet, nebenher auch der reine schwedisch-deutsche Prozeß. Der Bessemerprozeß ist noch bei keinem Werk der genannten Länder ausgeführt worden. Beschreibung der Kupferhütten von Brixlegg bei Bishofshofen, in Besztercebánya und Mansfeld.

The systematic treatment of metalliferous waste. Von Parry. (Forts.) Min. J. 24. Aug. S. 246. Weiteres über die Trennung des Kupfers von Blei, Zinn und Antimon. (Forts. f.)

The Betts process at Trail, B. C. Von Wolf. Min. Miner. Aug. S. 11/5.\* Elektrolytische Raffination des Werkbleies. Verarbeitung des gold- und silberhaltigen Abstriches auf elektrolytischem Wege und daran anschließende Verhüttung der kupfer-, antimon-, arsen- und bleihaltigen Rückstände in einem kleinen Flammofen mit basischem Futter. Eine Kupfersulfatanlage dient zur Wiedergewinnung der Schwefelsäure und zur Reinigung und Kristallisation von Kupfersulfat. Der Vertrieb der Fertigprodukte.

The volatilization of gold during melting. Von Rose. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 297. Die Verflüchtigung von Gold beginnt schon bei 1100° C. Um die dadurch entstehenden Goldverluste zu verringern, ist in einem Werk bei Philadelphia eine Anzahl Sammelbehälter an die Abzugkanäle der Schmelzöfen angeschlossen worden. Diese Einrichtung ergab gute Resultate.

The operation of the iron blast furnace. Von Stoughton. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 307/8.\* Einzelheiten über die Arbeit der Hochöfen. Anordnung des Schlacken- und Eisenabstichs. Anlage der Gießhalle. Unregelmäßigkeiten beim Gang von Hochöfen.

Briton ferry works of the Cape Copper Co. Von Walker. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 304/6.\* Die Erze werden zuerst in zylindrischen, mechanisch bewegten Öfen gebrannt und alsdann in Flammöfen geschmolzen.

The treatment of zinc ores. Von Traphagen. Min. Miner. Aug. S. 5/6. Die in Colorado üblichen Zinkaufbereitungsmethoden sind folgende: Die nasse Aufbereitung, die magnetische und elektrostatische Scheidung, die Öl- und Schwimmerscheidung oder eine Kombination der beiden Methoden unter Zuhilfenahme eines Vakuums, die Herstellung eines Zink-Bleifarbstoffes durch Reduktion, Verflüchtigung und Oxydation des Zinks, chemische Fällung des entschwefelten Zinks in Form eines Zinksalzes und die Darstellung von Spelter, die geheim gehalten wird.

Gelungene Ausscheidung der Manganverbindungen aus Tiefbrunnenwasser. Von Hajek. J. Gasbel. 17. Aug. S. 767/9.\* Ursachen und Folgen der Wasserverunreinigung auf dem Wasserwerk der Stadt Arad in Ungarn. Beseitigung durch Einbau von Hochdruckfiltern der Firma Bell Broth. in Manchester.

Bemerkungen über Selbstkosten des Gases. Von Körting. J. Gasbel. 17. Aug. S. 761/5. Kosten der Gaserzeugung und der Gasverteilung, Kosten der Direktion, Generalunkosten, Abschreibungen.

Über Wassergas Von Dicke. (Schluß) St. u. E. 21. Aug. S. 1223/8. Anwendung im Martinofen. Blaues Wassergas für kleinere Motore zweckmäßig. Durch Verdünnung des Wassergases mit Stickstoff entsteht sog.

Kraftwassergas, das auch für große Motoren geeignet ist. Herstellung des Gases aus Gaskoks und Heizkoks und seine Kosten sowie die Kosten der daraus gewonnenen PSe. Neuerdings stellt man nach Fleischer auch aus gewöhnlicher Steinkohle ein Kraftgas her, das sich sehr gut bewährt hat. Auch für Beleuchtungszwecke ist dieses Gas in Verbindung mit Glühstrümpfen sehr gut brauchbar, sodaß die an der Grenze ihrer Leistungsfähigkeit stehenden Gasanstalten sich mit dem neuen System noch jahrelang aushelfen können, wenn sie eine kleine Ergänzungsanlage nach Fleischer bauen.

Grenzfragen der Gaswerke. Von Kobbert. J. Gasbel. 24. Aug. S. 781/6. Erörterung über die Grenzen des Arbeitsgebietes der Gasanstalten u. z. in bezug auf das Absatzgebiet und die Betriebsmittel.

#### Volkswirtschaft und Statistik.

2<sup>me</sup> rapport du comité d'enquête sur l'ankylostomiasis dans les charbonnages de la province de Liège. Ann. Belg. Heft 3 S. 923/77.

Enquête anglaise sur la journée des huit heures. Von Delmer. Ann. Belg. Heft 3 S. 761/862. Wiedergabe des Schlußberichts der Kommission.

Erzeugung, Verbrauch und Vorrat von Roheisen. St. u. E. 28. Aug. S. 1245/6. Die Jahresweltproduktion hat im Jahre 1904/5 eine Steigerung von 8 Mill. t und im Jahre 1905/6 von 5 Mill. t zu verzeichnen. Trotzdem sind keine nennenswerten Vorräte vorhanden und der Bedarf an Roheisen wird voraussichtlich, abgesehen von geringen Schwankungen, mit der Erzeugung gleichen Schritt halten.

Metal, mineral, coal and stock markets. Eng. Min. J. 17. Aug. S. 332/8. Marktlage, Preisschwankungen und Handelstatistik von Metallen, Erzen und Bergwerkpapieren.

Russian coal and iron production in 1906. Jr. Coal Tr. R. 16. Aug. S. 558/9. Während die Kohlenförderung Rußlands in 1906 ganz erheblich angewachsen ist und ein Rekordjahr darstellt, weist die Eisen- und Stahlerzeugung in allen Produkten einen Rückgang auf.

Mines in Ireland. Eng. Min. J. 10. Aug. S. 250. Statistische Mitteilungen über die Erzproduktion Irlands im Jahre 1906.

Gold mining in West Africa during 1906. Eng. Min. J. 10. Aug. S. 254. Statistische Mitteilungen über die Goldproduktion Britisch-Westafrikas.

#### Verschiedenes.

Die heutige Ziegelindustrie. Von Benfey. (Forts.) Dingl. J. 17. Aug. S. 520/3.\* Trockeneinrichtungen. Die verschiedenen Öfen. (Schluß f.)

Braunkohle und Tonindustrie. Von Benfey. B. H. Rdsch. 20. Aug. S. 331/3. Die bessere Ausnutzung der Braunkohle für die Tonbrennerei und die zweckentsprechendere Verwertung der Braunkohlentone in Ringöfen. Die Ursachen für die Mißerfolge der Tonindustrie auf den Braunkohlengruben.

#### Personalien.

Dem Geheimen Bergrat und Oberbergrat a. D. Harz in Dortmund ist der Rote Adlerorden zweiter Klasse mit Eichenlaub verliehen worden.

Dem Bergwerksdirektor, Bergrat Kleine in Dortmund, dem Direktor des Oberbergamts und Berghauptmann Liebrecht in Dortmund und dem Geheimen Bergrat Pöppinghaus, technischem Mitglied des Oberbergamtes in Dortmund, ist der Königliche Kronenorden dritter Klasse verliehen worden.

Dem Generaldirektor des Hörder Bergwerks- und Hüttenvereins Baurat Benkenberg in Dortmund, dem Bergwerksdirektor Grundhoff in Meggen, Kreis Olpe, dem Bergrevierbeamten, Bergrat Haas in Siegen, dem Oberbergrat Kreisel, rechtskundigem Mitglied des Oberbergamts in Dortmund, dem Generaldirektor der Bergwerks-Aktiengesellschaft „Consolidation“ Bergrat Otto Müller in Gelsenkirchen, dem Generaldirektor der Harpener Bergbau-Aktien-Gesellschaft, Kommerzienrat Müser in Dortmund, dem frühern Bergwerksdirektor in Recklinghausen August Randebröck, dem Bergwerksdirektor Paul Randebröck in Gelsenkirchen, dem kaufmännischen Direktor der Zeche „Graf Bismarck“, Starck in Gelsenkirchen ist der Rote Adlerorden vierter Klasse verliehen worden.

Dem Kommerzienrat Baare in Bochum ist der Charakter als Geheimer Kommerzienrat, dem Generaldirektor der Gelsenkirchener Bergwerks-Aktiengesellschaft Burgers in Gelsenkirchen der Charakter als Kommerzienrat verliehen worden.

Der Geheime Bergrat Prietze bei der Bergwerksdirektion zu Saarbrücken tritt am 1. Oktober d. J. in den Ruhestand.

Der Geheime Bergrat Völkel, rechtskundiges Mitglied des Oberbergamts zu Halle a. S., ist vom 1. Oktober d. J. ab als Hilfsarbeiter in das Ministerium für Handel und Gewerbe berufen worden.

Der Geheime Bergrat Bennhold, rechtskundiges Mitglied des Oberbergamts zu Dortmund, ist in gleicher Amtseigenschaft an das Oberbergamt zu Halle a. S. versetzt worden.

Der Bergwerksdirektor Schlüter von der Bergwerksdirektion in Recklinghausen ist vom 1. Oktober d. J. ab mit Wahrnehmung der Stelle eines rechtskundigen Mitglieds bei dem Oberbergamt in Dortmund auftragsweise betraut worden.

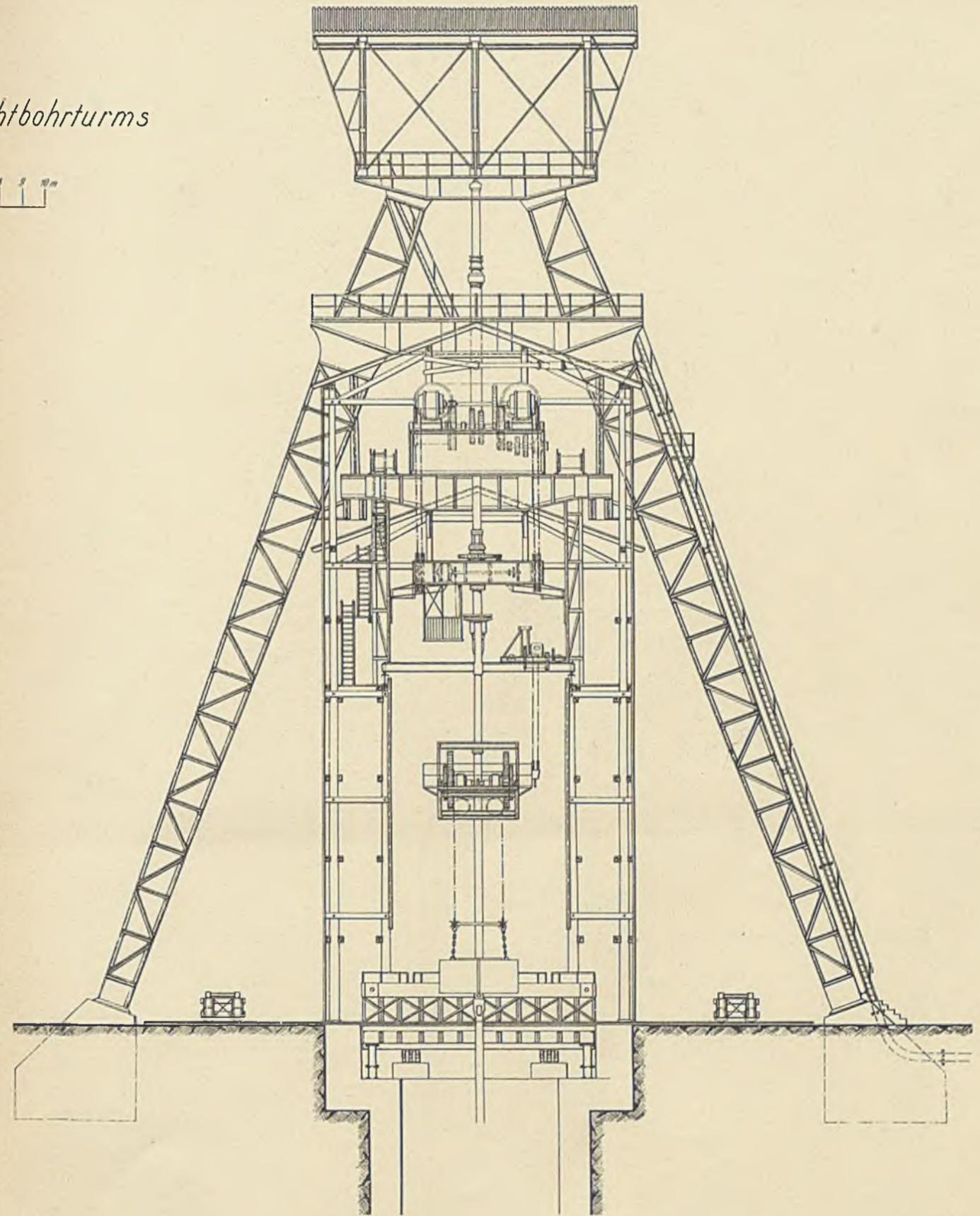
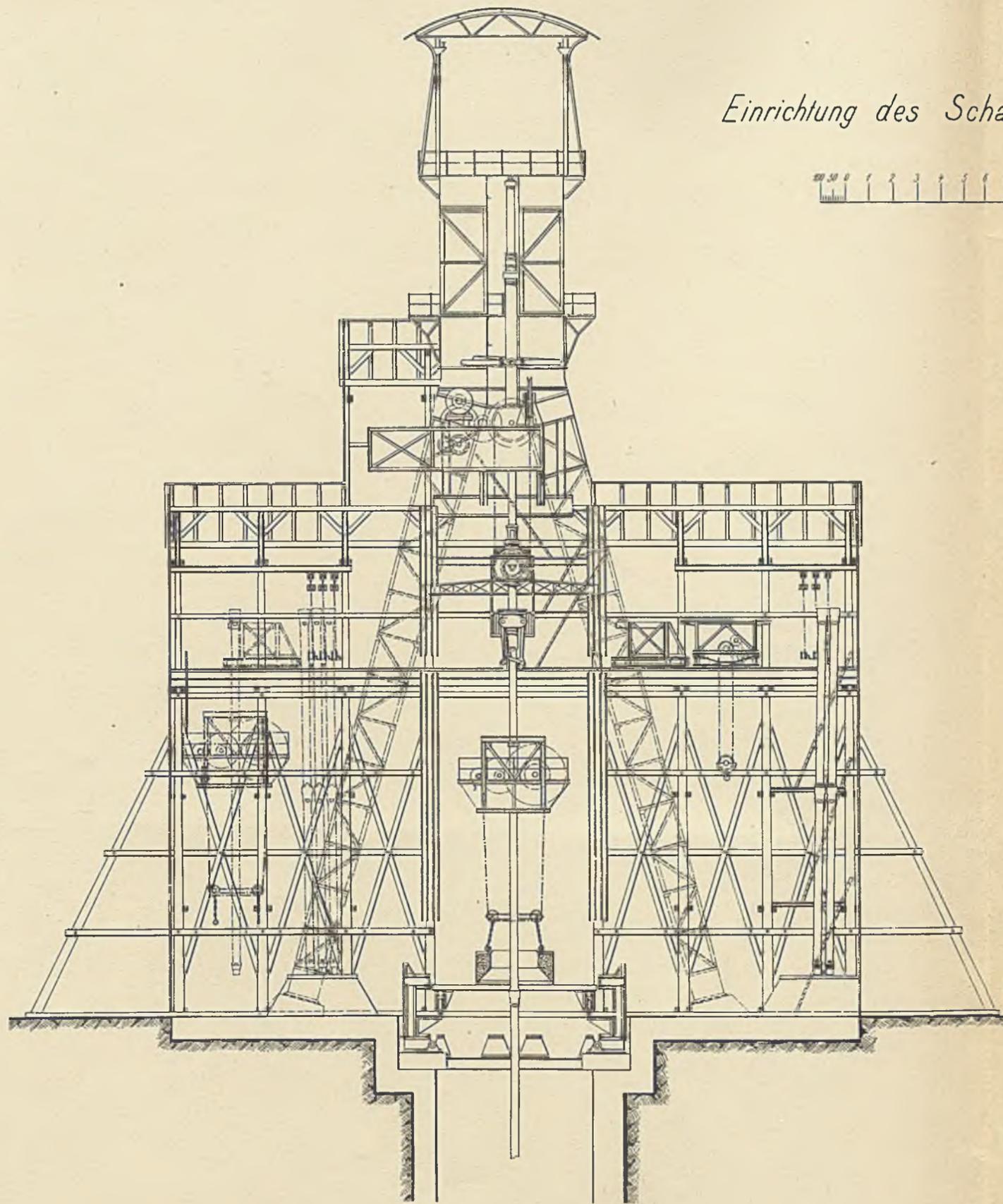
Zur Verwaltung seiner Stelle ist der beim Oberbergamt in Dortmund als Hilfsarbeiter beschäftigte Gerichtsassessor Pieler an die Bergwerksdirektion in Recklinghausen versetzt worden.

Der Bergassessor Wilhelm Bellmann (Bez. Dortmund), bisher beurlaubt, ist der Berginspektion zu Gladbeck als Hilfsarbeiter überwiesen worden.

Dem Professor Dr. Horn von der Bergakademie zu Clausthal ist die infolge seiner Ernennung zum ordentlichen Professor an der Technischen Hochschule zu Darmstadt nachgesuchte Entlassung aus dem preußischen Staatsdienste erteilt worden.

Das Verzeichnis der in dieser Nummer enthaltenen größeren Anzeigen befindet sich gruppenweise geordnet auf den Seiten 1, 2 und 3 des Anzeigenteiles.

*Einrichtung des Schachtbohrturms*

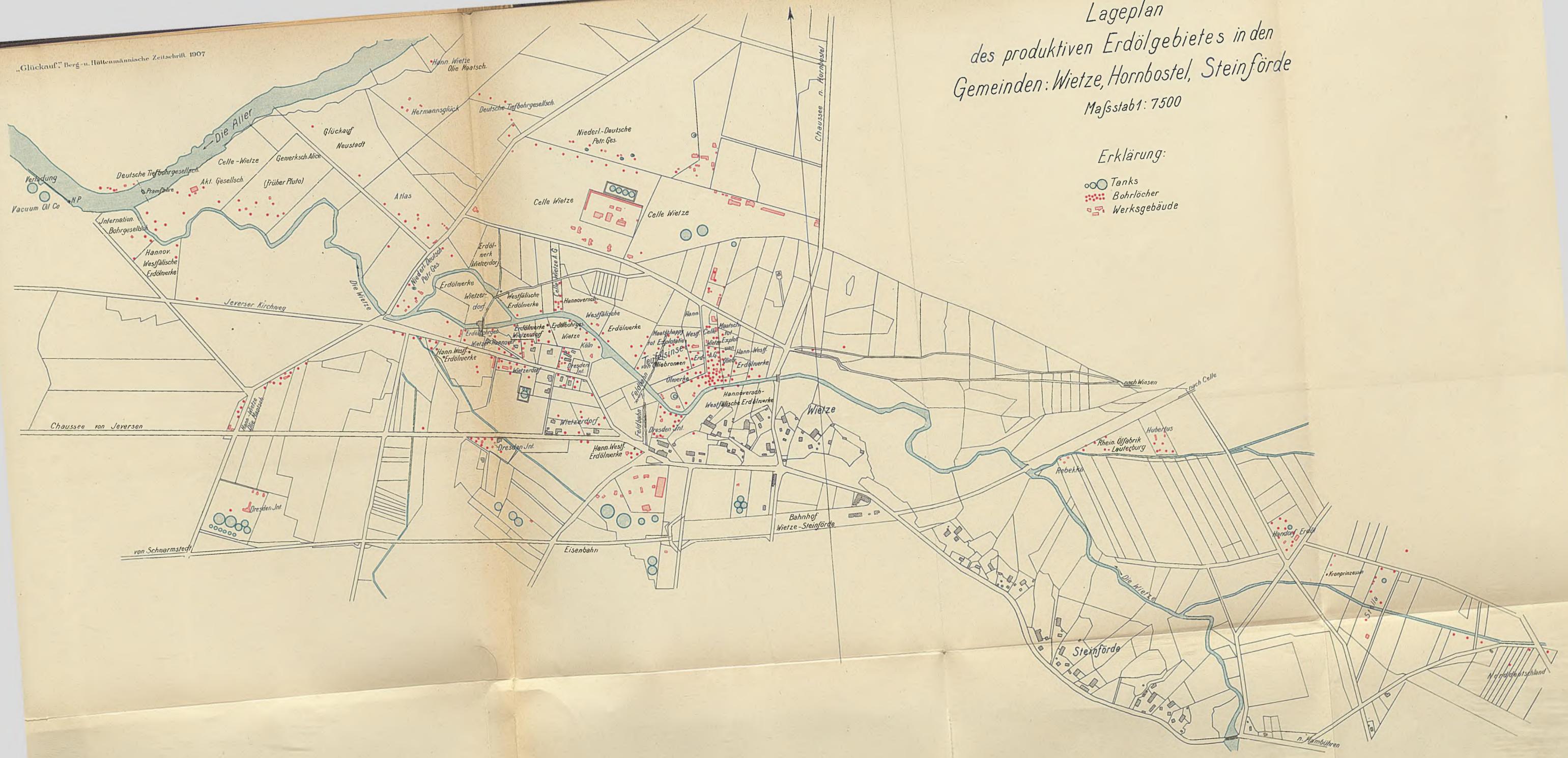


„Glückauf“ Berg- u. Hüttenmännische Zeitschrift. 1907

Lageplan  
 des produktiven Erdölgebietes in den  
 Gemeinden: Wietze, Hornbostel, Steinförde  
 Maßstab 1: 7500

Erklärung:

- Tanks
- Bohrlöcher
- Werksgebäude



Verf. v. Scholz & Co., Dillenburg