

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 3

16. Januar 1937

73. Jahrg.

Ausbau von ober-schlesischen Gefrierschächten in Mauerwerk und Beton.

Von Bergwerksdirektor Bergassessor H. Waldeck, Gleiwitz (O.-S.).

(Mitteilung aus dem Schachtbauausschuß der deutschen Bergbaubezirke.)

Ausbildung der Deckgebirgsschichten.

Die Deckgebirgsschichten sind im ober-schlesischen Steinkohlenbecken verschiedenartig entwickelt. Während im Westen des Bezirks das Diluvium und das Tertiär eine wichtige Rolle spielen, ist im Osten, namentlich in der Beuthener Mulde, die Trias besonders gut ausgebildet.

Im Westen ist das Diluvium in den Tälern der Klodnitz, der Birawka und des Grenzflusses Scharnafka sehr mächtig. Es besteht aus einer Wechselfolge von Sanden, Geröllen, Schwimmsanden und Tonen. Im Tertiär treten starke Tonbänke auf, die vielfach noch in größeren Teufen von Schwimmsanden durchsetzt werden. Diese sind meist als »Kurzawka« ausgebildet, die aus feinen Sanden mit einem erheblichen Tongehalt besteht. Kennzeichnend für diese Schichten ist ein durch die Schächte des frühern Steinkohlenbergwerks bei Knurow sowie der Oehringen- und der Gleiwitzer Grube gelegtes Profil (Abb. 1).

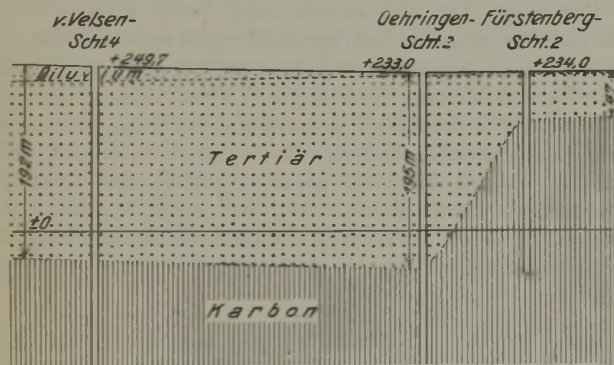


Abb. 1. Ausbildung der Deckgebirgsschichten im westlichen Teil des ober-schlesischen Steinkohlenbeckens.

Die Schichten des Diluviums und Tertiärs erreichen im Westen des Bezirks Mächtigkeiten von 300 und sogar 400 m, vor allem südöstlich von Gleiwitz bei Knurow. Das Gebirge ist im allgemeinen nicht standfest, wenn auch die tertiären Tone in den mächtigen Bänken oft eine sehr zähe Beschaffenheit haben.

Im Osten — Beuthener Mulde — sind die diluvialen Schichten im allgemeinen nur schwach entwickelt, während die Trias als Muschelkalk und Buntsandstein Mächtigkeiten bis zu 200 m und darüber aufweist. Kennzeichnend für diese Schichtenfolge ist ein Profil durch die Schächte der Steinkohlenbergwerke Preußen, Karsten-Centrum und Heinitz (Abb. 2).

Die Muschelkalke bestehen aus den teilweise erzführenden Dolomiten und den sogenannten Wellen-

kalken, die zwar standfest, aber vielfach stark wasserführend sind. Der Buntsandstein ist verschiedenartig ausgebildet; er setzt sich teils aus festem Sandstein, teils aus Schwimmsanden zusammen, in denen auch Tonschichten auftreten. Im Gegensatz zu den Schwimmsanden des Tertiärs bestehen jedoch die Sande des Buntsandsteins meist aus fast reinen, vielfach feinem Quarzsanden.

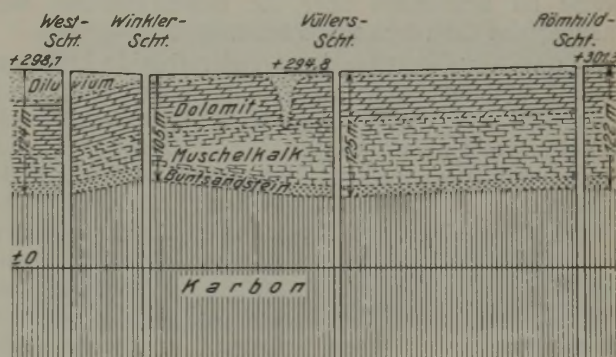


Abb. 2. Schichtenfolge im östlichen Teil des Bezirks (Beuthener Mulde).

Der Ausbau der einzelnen Schächte.

Die Ausbauart der Gefrierschächte muß nicht nur der jeweiligen Teufe, sondern auch den Gebirgsverhältnissen angepaßt werden; sie richtet sich im allgemeinen danach, ob die Schächte in standfestem oder weniger standfestem Gebirge niedergebracht sind. Als standfest erweisen sich im allgemeinen die Deckgebirgsschichten der Trias des Beuthener Bezirks; daher findet man hier vorwiegend Ausbau in Ziegelmauerwerk oder Beton. Im Westen des Bezirks mit seinen mächtigen diluvialen und tertiären Deckgebirgsschichten ist weniger standfestes Gebirge vorhanden, so daß hier die Schächte meist mit gußeisernen Tübbingern ausgebaut sind.

Soweit der Ausbau der Schächte aus dem üblichen Ziegelmauerwerk oder Beton bzw. Betonplatten besteht, braucht auf die Berechnung der Ausbaustärke nicht näher eingegangen werden, sondern es genügt ein Hinweis auf das zum Teil unten verzeichnete Schrifttum¹.

Für die Bemessung der Stärke des Ausbaus kommt theoretisch bei wasserführendem Gebirge die Höhe der Wassersäule in Frage, die in bestimmten Teufen auf dem Ausbau lastet. Beispielsweise würde der hydrostatische Druck unter diesen Verhältnissen bei

¹ Mautner: Festigkeitsfragen im Schachtbau, Glückauf 70 (1934) S. 409; Marbach: Schachtbeanspruchung und Schachtausbau, Glückauf 70 (1934) S. 321; Denoël: Les cuvelages, 1935.

150 m Teufe 15 atü betragen, zu dem gegebenenfalls noch das spezifische Gewicht der losen Gebirgsschichten, bei Schwimmsand z. B. 1,5–1,7, hinzukäme, so daß in solchen Fällen die Belastung der Schachtwandung rd. 22 kg je cm² betragen würde. Messungen, die anlässlich von Abdichtungsarbeiten in zahlreichen Schächten unter den verschiedensten Gebirgsverhältnissen durchgeführt worden sind, haben jedoch ergeben, daß dieser errechnete Druck nicht immer vorhanden zu sein braucht, denn in zahlreichen Fällen hat man erheblich geringere Drücke von nur 2–5 atü festgestellt. Die Erklärung hierfür ist wohl darin zu suchen, daß vielfach nicht durchweg reine Schwimmsandschichten vorliegen, sondern daß das Gebirge durch verschiedene wassertragende Schichten, im besondern Tone, aufgeteilt ist, die den theoretischen Druck nicht voll zur Auswirkung kommen lassen.

Bei Wasserdruckmessungen hat man auch häufig beobachtet, daß in demselben Horizont der Druck nicht gleichmäßig ist, sondern stark schwankt. Diese praktischen Messungen haben die wiederholten Hinweise im Schrifttum über die ungleichmäßige Belastung des Schachtausbaus bestätigt¹.

Soweit in Oberschlesien Gefrierschächte in Beton oder Ziegelmauerwerk ausgeführt worden sind, darf man wohl annehmen, daß neben der Berechnung auch die praktischen Erfahrungen für die Bemessung der Stärke des Ausbaus ausschlaggebend gewesen sind; denn wollte man nach den üblichen statischen Grundsätzen die Stärke des Ausbaus in Mauerung oder Beton mit den erforderlichen Sicherheiten errechnen, so ergäben sich ungewöhnlich große Abmessungen, die von vornherein den Ausbau mit den genannten Baustoffen ausschließen würden. In diesem Zusammenhang wird auf die Ausführungen von Viebig² verwiesen.

Im oberschlesischen Steinkohlenbecken sind bisher, einschließlich der benachbarten Grenzbezirke von Polen und der Tschechoslowakei, insgesamt 9 Gefrierschächte in Mauerwerk oder Betonplatten ausgebaut worden.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung des Deckgebirges und Gefrierendteufe in den einzelnen Schächten.

Schacht	Mächtigkeit oder Teufe					Gefrierendteufe m
	Deckgebirge m	Diluvium m	Tertiär m	Trias m	davon Buntsandstein m	
A	52	0–10	—	10–52	—	60
B	75	0–1	1–70	70–75	—	63
C	70	0–10	10–53	53–70	53–70	74
D	74	0–20	—	20–74	68–74	80
E	195	0–6	—	6–195	178–195	216
F	127	0–22	—	22–127	110–127	150
G	170	0–8	—	8–170	146–170	180
H	205	0–20	—	20–205	190–205	218
J	207	0–46	—	46–207	185–207	232

Die Zahlentafel 1 gibt eine Übersicht über die in diesen Schächten angetroffenen Deckgebirgsschichten nach Teufe und Mächtigkeit. Neben der Trias sind die Zahlen für den Buntsandstein besonders vermerkt und außerdem die Gefrierendteufen angegeben.

Die Mächtigkeit der Deckgebirgsschichten schwankt in den einzelnen Schächten von 52 bis 207 m. Das

¹ Marbach: Sicherheit und Wirtschaftlichkeit beim Schachtausbau, Kohle u. Erz 33 (1936) Sp. 341.

² Glückauf 46 (1910) S. 872.

Diluvium erreicht Stärken bis zu 46 m und das Tertiär solche bis zu 70 m. Die Trias ist bis zu 200 m mächtig und besteht vornehmlich aus stark wasserführenden, klüftigen Dolomit- und Kalksteinbänken, die meist von Buntsandsteinschichten unterlagert werden; diese erreichen vereinzelt bis zu 24 m Mächtigkeit. Der in der Regel ebenfalls wasserführende Buntsandstein setzt sich aus einer Aufeinanderfolge von fast reinen, vielfach ganz weißen Quarzsanden zusammen, die aber auch bis zu Sandstein verfestigt sein können. Häufig sind im Buntsandstein durchgehende, feste Tonlagen vorhanden; er lagert normalerweise unmittelbar auf dem Karbon.

Die Gefrierendteufe richtet sich nach der Beschaffenheit des angetroffenen Steinkohlengebirges; sie liegt bei den untersuchten 9 Schächten 4–25 m unter der Oberfläche des Karbons. Nur in einem Falle, und zwar bei dem Schacht B, ist die Gefrierendteufe kleiner gewählt worden, als der Mächtigkeit der Deckgebirgsschichten entspricht, weil hier die tertiären Tone im untern Abschnitt völlig trocken und zähe waren, so daß sie ohne Frost durchteuft werden konnten.

Grundsätzlich hat man bei allen Schächten in der Zone des Buntsandsteins eine stärkere Ausbautart gewählt als in den übrigen Deckgebirgsschichten. Dies erschien geboten, weil der Buntsandstein vielfach nicht standfest ist und außerdem stets die unterste Schicht des Deckgebirges in Teufen bis zu annähernd 200 m bildet.

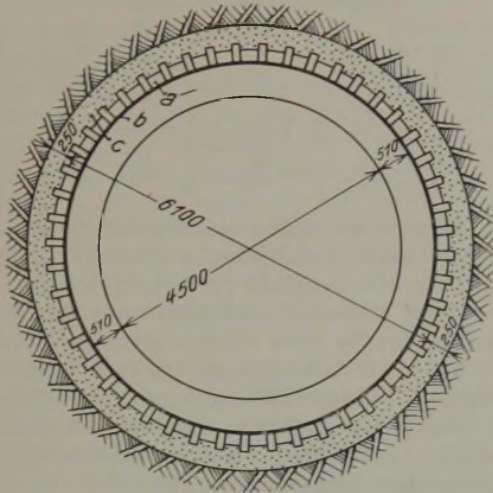
In Ziegelmauerwerk, dessen genauere Ausführung aus der Zahlentafel 2 hervorgeht, sind die Schächte A, B, C, D und E ausgebaut. Die Stärke der Mauerung, für die zweckmäßig beste Klinkerziegel verwendet werden, beträgt 0,70–1,00 m; teilweise hat man hinter der Mauerung, namentlich als Verstärkung im Buntsandstein, noch 0,20–0,30 m Hinterfüllungsbeton eingebracht. Als weitere Verstärkung sind meist doppelt-konische Mauerfüße vorhanden, deren Abstand jeweils der Gebirgsart angepaßt ist. Zuweilen werden in dem Mauerwerk auch noch runde, senkrecht stehende und durch Haken verbundene Anker-eisen eingebaut, die ein Absetzen der Mauerung verhindern sollen.

Zahlentafel 2. Ausbautart der einzelnen Schächte.

Schacht	Ausbautart
A	0,70 m Ziegel mit 5 cm Asphaltfuge
B	0,77 m Ziegel
C	0,77 m Ziegel und 0,30 m Beton
D	0,70 m Ziegel mit 5 cm Asphaltfuge
E	3 Ziegel; im Buntsandstein 3 Ziegel mit 5 cm Asphaltfuge und 20 cm Beton
F	Doppelkreuzsteinzylinder mit 0,10–0,50 m Zwischen- und Hinterbeton
G	Desgl.
H	Desgl.
J	Desgl.

Um einen einwandfreien Anschluß der Mauerabsätze aneinander zu erreichen, sieht man in den untersten Schichten des jeweils obern Absatzes schräg nach unten gerichtete Vergußlöcher vor, die etwaige hohle Stellen in der Mauerung oder im Hinterfüllungsbeton einwandfrei zu vergießen gestatten. In einzelnen Fällen erschien es zweckmäßig, zur Erhöhung der Wasserdichtigkeit in das Mauerwerk eine durchlaufende, etwa 5 cm starke Asphaltfuge zu legen. Bei

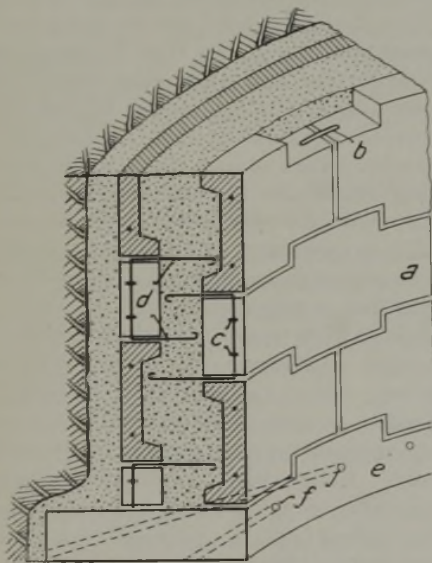
der Auswahl des Asphalts muß man jedoch besonders darauf achten, daß ein elastischer, keinesfalls zu spröder Stoff verwendet wird, weil dieser schon beim Auftreten von geringem Gebirgsdruck Risse bekommen und damit Undichtigkeiten des Schachtes herbeiführen würde. Die Ausführung der Mauerung mit Asphaltfuge zeigt Abb. 3; außerdem läßt sie die offene Verzahnung der Mauer nach dem Gebirgsstoß hin erkennen, wodurch ein besonders guter Anschluß des Hinterfüllungsbetons an die Mauerung und eine höhere Haftfestigkeit gewährleistet werden soll.



a Schachtmauer mit Verzahnung, b Asphaltfuge, c Hinterfüllungsbeton.

Abb. 3. Schachtausbau in Ziegelmauerwerk mit Asphaltfuge.

In Betonformsteinen, und zwar durchweg in Doppelkreuzsteinringen sind die Schächte F, G, H und J ausgebaut worden. Die Einzelheiten des Ausbaus, der durch den Zwischen- und den Hinterfüllungs- beton noch erheblich verstärkt wird, gehen aus Abb. 4 hervor. Seine Abmessungen betragen: 14 cm innerer Kreuzsteinzylinder, 22 cm Zwischenbeton, 14 cm äußerer Kreuzsteinzylinder, 10 cm Hinterfüllungs-



a Kreuzstein, b eiserner Ankerbügel, c eiserne Ösen mit Bolzen, d Hakenisen, e Keilkranzstein, f Vergußlöcher.
Abb. 4. Ausbau in Doppelkreuzsteinringen mit Zwischen- und Hinterfüllungs- beton.

beton. Unter normalen Verhältnissen ist also der Doppelkreuzsteinausbau 0,60 m stark. Im Buntsand- stein hat man im allgemeinen 0,40–0,50 m Hinter- füllungs- beton gewählt, wobei sich die Gesamtstärke auf 0,9–1,0 m beläuft.

Bei dem Kreuzsteinausbau handelt es sich um Kassettensteine a, die kreuzförmig gestaltet und mit Eiseneinlagen versehen sind. Die einzelnen Steine werden miteinander oben durch Ankerbügel b und seitlich durch Ösen c verbunden, durch die man eiserne Bolzen steckt. Die Fugen sollen nicht mehr als 1 cm betragen. Die Hakenisen d verbinden die einzelnen Steine mit dem Zwischenbeton. Beim Einbau von zwei Kreuzsteinzylindern werden die Fugen der beiden Zylinder zur Erzielung größerer Dichtigkeit des Ausbaus gegeneinander versetzt (Abb. 4).

Genau wie bei gußeisernen Tübbingschächten schaltet man alle 25–30 m, bei schlechtem Gebirge auch in kürzern Abständen Keilkränze e ein, die 0,80 m Breite und 0,20 m Höhe haben; jeder folgende Keilkranz ist aus Sicherheitsgründen 0,03–0,05 m höher gefertigt als der jeweils über ihm liegende.



Abb. 5. Aufbau des Ausbaus in Betonformsteinen über Tage.

Auf den Keilkränzen werden die Kreuzsteinringe in der üblichen Weise bis zu dem jeweiligen oberen Keilkranz aufgebaut (Abb. 5). Man bringt den Zwischen- und den Hinterfüllungs- beton laufend in erdfeuchtem Zustand ein und stampft ihn lagenweise sorgfältig fest, um eine möglichst große Dichte zu erzielen. Für den genauen Anschluß an den oberen



Abb. 6. Herstellung der Kreuzsteine über Tage.

Keilkranz wird der oberste Ring erforderlichenfalls als Paßring mit den Abmessungen besonders hergestellt, die zur Erzielung eines guten Anschlusses mit möglichst kleiner Fuge notwendig sind. Um auch hinter dem obersten Ring Füllbeton einbringen zu können, versieht man die Keilkränze mit den Vergußlöchern f , die von der Innenseite schräg nach unten bis zu dem Zwischen- oder dem Hinterfüllungsbeton verlaufen (Abb. 4).

Damit die Schachtwandung bei der Herstellung der für den Einbau der Einstriche erforderlichen Vertiefungen nicht unnötig geschwächt und gefährdet wird, benutzt man für die Verlagerung der Einstriche besondere kastenartige Formsteine, die an der Rückseite völlig geschlossen sind und beim Aufbau der Kreuzsteinzylinder an den vorgesehenen Stellen eingefügt werden. Aus Abb. 5 sind die Einzelheiten an Modellaufbauten des Ausbaus übertage klar ersichtlich. Abb. 6 veranschaulicht die Herstellung der Kreuzsteine übertage; sie erfolgt in kleinen, elektrisch angetriebenen Stampfmaschinen mit Fallgewicht, damit eine möglichst hohe Dichte erzielt wird. Da die sachmäßige Herstellung des Formsteinausbaus nicht einfach ist, empfiehlt es sich, diese Arbeit einer Sonderfirma zu übertragen.

Eignung und Bewährung der beschriebenen Ausbautarten.

Der Ausbau der Gefrierschächte in Mauerwerk oder Beton kommt nur dann in Frage, wenn er 1. unbedingte Standsicherheit der Schächte, 2. eine erhebliche Kostenersparnis gegenüber dem Tübbingausbau und 3. ausreichende Wasserdichtigkeit gewährleistet. Auf die einzelnen Punkte sei im folgenden näher eingegangen.

Standsicherheit.

Hinsichtlich dieser ersten Forderung ist zu bemerken, daß die in Mauerwerk oder Beton ausgebauten ober-schlesischen Gefrierschächte zum Teil bereits eine Lebensdauer von 10 und mehr Jahren aufweisen. In keinem dieser Schächte haben sich bisher Schäden gezeigt, die die Standsicherheit in Frage stellen könnten. Selbstverständlich ist es nicht ausgeschlossen, daß im Laufe der Zeit an einzelnen Schächten gewisse Undichtigkeiten auftreten; diese lassen sich jedoch verhältnismäßig schnell und in einfacher Weise durch Nachdichten wieder beseitigen. Im übrigen wird hinsichtlich der Standsicherheit der Schächte auf die Ausführungen oben verwiesen.

Kosten des Ausbaus in Doppelkreuzsteinen und gußeisernen Tübbing.

Wenn man in Oberschlesien in zahlreichen Fällen bei Gefrierschächten statt gußeiserner Tübbinge eine andere Ausbautart gewählt hat, so sind dafür neben den geologischen Verhältnissen hauptsächlich wirtschaftliche Gründe ausschlaggebend gewesen. Unter der bekannten harten Grenzlandnot Oberschlesiens leidet auch der Steinkohlenbergbau, und er kann sein Dasein nur behaupten, wenn er bei Neuanlagen äußerst scharf rechnet. Daher versucht man, auch bei den an und für sich schon kostspieligen Gefrierschächten weitestgehende Einsparungen zu machen. Daß sich diese tatsächlich in erheblichem Umfange erzielen lassen, wenn man als Ausbaumaterialien an Stelle von Gußeisen Mauerwerk und Beton verwendet, zeigen die nachstehenden Gegenüberstellungen, in

denen die bei 2 Schächten von 4,8 und 6,6 m Dmr. beim Ausbau entstandenen Kosten mit den beim Tübbingausbau erforderlichen Aufwendungen verglichen werden. In diesen Aufstellungen sind die Baustoff-, Herstellungs- und Einbaukosten sowie der geringere Ausbruch bei Tübbingschächten gegenüber Mauer- und Betonschächten berücksichtigt.

Art des Ausbaus	Stärke des Hinterfüllungs-betons cm	Teufe m	Preis M/m
Schacht von 4,8 m Durchmesser			
Doppelkreuzstein . .	10	10–160	515
Doppelkreuzstein . .	50	160–200	717
Gußeiserne Tübbinge	25	10–100	1400
Gußeiserne Tübbinge	25	100–200	2300
Schacht von 6,6 m Durchmesser			
Doppelkreuzstein . .	10	10–120	1100
Gußeiserne Tübbinge	25	10–120	3500

Aus diesen Zahlen und aus den Erfahrungen bei einer Reihe anderer Schächte geht hervor, daß in Teufen bis zu 200 m der Doppelkreuzsteinausbau mit Zwischen- und Hinterfüllungsbeton sowie der Ausbau in Ziegelmauerwerk etwa ein Drittel der Kosten erfordern, die für den Ausbau desselben Schachtes mit deutschen gußeisernen Tübbing aufzuwenden wären.

Bei Teufen bis zu 200 m ergeben sich also ganz beträchtliche Ersparnisse, die bei einem Schacht von 4,8 m lichtigem Durchmesser etwa 250 000 M ausmachen, während sie bei einem Schacht von 6,6 m Durchmesser etwa 400 000–450 000 M betragen. Es ist daher verständlich, daß ober-schlesische Bergwerke gerade in wirtschaftlich schwierigen Zeiten zum Betonausbau der Schächte übergegangen sind. Für die gegenwärtigen Verhältnisse ist dies insofern von besonderer Bedeutung, als bei dieser Ausbautart nur heimische Baustoffe Verwendung finden.

Wasserdichtigkeit des Schachtausbaus.

Bei den ersten Ausführungen des Ausbaus der Gefrierschächte in Mauerwerk oder Beton hegten die Fachkreise zunächst gewisse Bedenken, ob es gelingen würde, eine hinreichende Wasserdichtigkeit zu erzielen. Diese Zweifel waren um so mehr berechtigt, als die Schachtbauunternehmen bei den Erstauführungen nur in beschränktem Umfange eine Gewährleistung für die Erreichung eines bestimmten höchstzulässigen Wasserzuflusses zugestanden. Die in dieser Beziehung erzielten Erfolge haben jedoch die ursprünglichen Bedenken völlig zerstreut. Der beste Beweis dafür ist die Tatsache, daß fast alle neuern Gefrierschächte in Oberschlesien, insgesamt 9, nicht mehr in gußeisernen Tübbing, sondern ausschließlich in Mauerwerk oder Beton ausgeführt worden sind.

Selbstverständlich muß in jedem Falle bei der Festlegung der Ausbautart von vornherein auf die Wasserführung des Deckgebirges Rücksicht genommen werden. Vor allem ist die Wahl des richtigen Zementes wichtig, wenn man mit schädlichem Wasser rechnen muß. Bekanntlich weist der gewöhnliche Portlandzement nach dem Abbinden noch einen verhältnismäßig hohen Gehalt an freiem Kalkhydrat auf, das von schädlichen Wassern besonders stark angegriffen wird. Hierdurch wird der Beton allmählich gemagert und porig, so daß er im Laufe der Zeit sein Gefüge völlig verlieren kann. Wenn daher beim Ausbau von Schächten immer wieder der Fehler gemacht

wird, daß man ohne Rücksicht auf die Beschaffenheit der zuzitenden Wasser in althergebrachter Weise den üblichen Portlandzement verwendet, so kann es selbstverständlich nicht ausbleiben, daß sich allmählich immer größere Undichtigkeiten und bisweilen sogar gewisse Schwierigkeiten infolge der Zerstörung des Betons einstellen.

Auch in Oberschlesien ist beim Ausbau einzelner Schächte nur Portlandzement verwendet und dabei erklärlicherweise das Auftreten von Undichtigkeiten beobachtet worden, die zur Auslaugung von Kalk in mehr oder weniger großem Umfange geführt haben. Diese Kalke bilden unterhalb der Sickerstellen oft meterlange trauben- oder flächenförmige Ablagerungen auf den Schachtwandungen. Überraschenderweise hat es sich in solchen Fällen jedoch herausgestellt, daß die maschinenmäßig gestampften Kreuzsteine oder Betonplatten von dem Wasser kaum angegriffen werden, denn sie erwiesen sich bei eingehenden Untersuchungen stets als klingend fest. Die ausgelaugten und abgelagerten Kalktrauben — es handelt sich immer um Kalziumkarbonat — müssen daher aus dem Zwischen- und dem Hinterfüllungs- beton ausgelaugt worden sein. Diese Feststellungen bestätigen die Erfahrung, daß die übertage mit Maschinen gestampften Betonplatten wegen ihrer hohen Dichtigkeit dem zersetzenden Wasser weniger Angriffsmöglichkeit bieten als der wahrscheinlich nicht so dicht eingebrachte Zwischen- und Hinterfüllungs- beton.

Bekanntlich ist es an und für sich schwierig, Beton ganz wasserdicht herzustellen. Dieses Ziel wird jedoch annähernd erreicht, wenn man dem Beton die bekannten Dichtungsmittel, wie Sicka, Heimalol oder Zeresit, zusetzt. Allerdings ist es auch dann nicht völlig ausgeschlossen, daß gewisse Wasser zerstörend wirken. Für die erfolgreiche Verwendung von Zement in Schächten ist daher die sorgfältigste Untersuchung der zuzitenden Wasser und die richtige Auswahl des Zementes unerlässlich. Als selbstverständlich wird dabei vorausgesetzt, daß der Beton hinsichtlich der Zuschläge, ihres Poreninhalts, des Mischungsverhältnisses usw. zweckentsprechend bereitet ist. Werden diese Forderungen hinreichend beachtet, so lassen sich im allgemeinen für die Dauer Schwierigkeiten vermeiden; setzt man sich jedoch über diese Notwendigkeiten hinweg, so werden Fehlschläge vielfach nicht ausbleiben.

Wirkung zersetzender Wasser auf den Schachtausbau.

Eine Übersicht über die Zusammensetzung der Wasser, mit denen beim Schachtbau in Oberschlesien in ungünstigen Fällen gerechnet werden muß, gibt die Zahlentafel 3. Man ersieht daraus, daß die Wasser des Deckgebirges in chemischer Hinsicht im allgemeinen schädlicher sind als die des Steinkohlengebirges. Das Schachtwasser kann entweder sehr salzarm sein oder zersetzende Bestandteile, vor allem freie Kohlensäure, Chloride und Sulfate, enthalten.

Salzarme Wasser (Spalten 1 und 2 der Zahlentafel 3) wirken dadurch auf den Beton zerstörend ein, daß sie begierig Kalk aufnehmen und dadurch den Beton porig machen. Reines Wasser vermag nämlich bis zu 1300 mg Kalk je l zu lösen.

Über die Frage der Zerstörung von Beton durch freie Kohlensäure besteht ein umfangreiches Schrift-

Zahlentafel 3. Beispiele
von oberschlesischen Schachtwassern
aus dem Deck- und dem Steinkohlengebirge.

	Deckgebirge			Steinkohlengebirge	
	neutral	bic. alk.	bic. alk.	bic. alk.	bic. alk.
Reaktion	neutral	bic. alk.	bic. alk.	bic. alk.	bic. alk.
CaO mg/l	62	61	796	46	15
MgO mg/l	11	36	1340	32	11
Alkalien mg/l	3	nicht bestimmt	78	nicht bestimmt	408
Freie Mineralsäure	fehlt	fehlt	fehlt	fehlt	fehlt
Geb. SO ₃ mg/l	22	28	3400	16	70
Geb. Cl mg/l	15	7	95	11	196
Freie CO ₂ mg/l	—	30	167	13	0
Kalklösende					
CO ₂ mg/l	0	16	0	0	0
Geb. CO ₂ mg/l	—	72	139	94	260

tum, jedoch läßt sich die genaue Mindestmenge von CO₂, bei der noch ein Angriff zu befürchten ist, nicht angeben. Die neuern Forschungen haben ergeben, daß sich die zerstörende Wirkung freier Kohlensäure nur dann geltend macht, wenn die Wasser sauer sind und eine Wasserstoffionen-Konzentration pH von weniger als 7 aufweisen. Die pH-Bestimmung scheint demnach ein einfaches Mittel für die Feststellung an die Hand zu geben, ob Wasser wegen ihres Gehaltes an zersetzender Kohlensäure dem Beton schädlich sind oder nicht¹.

Von den Chloriden kann das Magnesiumchlorid dadurch Schädigungen hervorrufen, daß es den Kalkgehalt des Betons durch Bildung des leicht wasserlöslichen Kalziumchlorids verringert, das ausgelaugt wird. Natriumchlorid ist häufig in großen Mengen im Schachtwasser enthalten; die allgemeine Auffassung geht dahin, daß es dem Beton nicht schadet. Immerhin kann man vielfach in Schächten, in denen Eisenbeton verwendet worden ist, an zahlreichen Stellen Eisenerosionen beobachten, die von einer Oxydation des Eisens herrühren. Derartige Vorgänge werden durch kochsalzhaltiges Wasser besonders begünstigt; dabei bilden sich im Beton Öffnungen, die den zersetzenden Wassern eine weitere Angriffsmöglichkeit bieten.

Die häufig ebenfalls in beträchtlichen Mengen im Schachtwasser enthaltenen Sulfate sind die größten Feinde jedes Betons, weil sie mit seinen Bestandteilen Gips und Kalktonerdesulfat (Zementbazillus) bilden, die im Laufe der Zeit zu einer völligen Zerstörung des Betongefüges führen. Nach langjährigen Beobachtungen kann angenommen werden, daß Sulfate zersetzend wirken, sobald 1 l Wasser mehr als 100 mg SO₃ enthält.

Für die richtige Beurteilung des Schachtwassers ist die Art der Probenahme besonders wichtig. Man darf in gemauerten oder betonierten Schächten niemals die Tropfwasser untersuchen, die schon beim Durchtritt durch den Ausbau gewisse Veränderungen erfahren haben, sondern muß das für die Untersuchung benötigte Wasser abfangen, bevor es mit dem Ausbau des Schachtes in Berührung gekommen ist.

Auswahl der geeigneten Zemente.

Wie aus den vorstehenden Ausführungen hervorgeht, beruhen die Zerstörungen des Betons hauptsächlich darauf, daß der nach dem Abbinden des Portlandzementes freigewordene Kalk herausgelöst oder

¹ Biehl: Zerstörung von Beton durch aggressive Kohlensäure, Zement 17 (1928) S. 1102.

chemisch umgesetzt wird. Zur Vermeidung derartiger Erscheinungen müssen daher für den Schachtausbau Zemente verwendet werden, die nach dem Abbinden entweder einen möglichst geringen Gehalt an freiem Kalk haben oder deren Kalk durch geeignete Zusätze unschädlich gemacht wird. Hierfür eignen sich die sogenannten hydraulischen Zuschlagstoffe, die einen gewissen Gehalt an löslicher, d. h. verbindungs-fähiger Kieselsäure aufweisen. Diese vermag den sich beim Abbinden der Zemente abspaltenden freien Kalk zu binden und dadurch den Beton gegen die schädlichen Einwirkungen des zersetzenden Wassers zu schützen. Solche Zuschlagstoffe mit hydraulisch wirksamen Bestandteilen sind u. a. Traß und Thurament.

Traß im Sinne der Bautechnik ist ein gemahlener Tuffstein, der heute hauptsächlich im Basaltgebiet der Eifel (Nettetal) gewonnen und als rheinischer Traß bezeichnet wird. Auf Grund der bestehenden Normen (DIN DVM 1043) muß der Traß bestimmte Bedingungen hinsichtlich der Festigkeit, der chemischen Zusammensetzung und anderer Eigenschaften erfüllen. Ausgangsstoff für Thurament ist eine Hochofenschlacke von bestimmter Zusammensetzung, die durch einen Zusatzstoff wirksam gemacht wird. Der Thurament enthält viel Kieselsäure, und zwar restlos in löslicher, reaktionsfähiger Form. Der im Thurament vorhandene Kalk kann nicht durch Wasser abgespalten werden; er bildet zusammen mit Kieselsäure und Tonerde eine ungesättigte, labile Verbindung, die begierig weitere Kalkmengen aus dem Portlandzement bindet. Während man den Thurament dem Zement erst auf der Baustelle zusetzt, wird der Traß heute meist in fertiger Mischung als Traßzement in den Handel gebracht. Bei umfangreichen Abdichtungsarbeiten von Schächten haben sich Bindemittelmischungen von 1 Gewichtsteil Portlandzement und 2 Gewichtsteilen Thurament bewährt. In allen Fällen ist selbst bei dünnen Lösungen ein einwandfreies Abbinden des Bindemittels eingetreten. Die ermittelte Festigkeit war nach längerer Lagerung in zersetzendem Wasser immer noch einwandfrei.

In diesem Zusammenhang sei noch bemerkt, daß der an sich kalkarme Tonerdezement für die Verwendung in Schächten, die alkalihaltiges Wasser führen, nicht geeignet ist, weil die Alkalien den Tonerdezement zersetzen. Auf diese Tatsache ist bereits in neuern Forschungsarbeiten wiederholt hingewiesen worden¹.

¹ Grün: Erfahrungen mit Spezialzementen, Angew. Chem. 49 (1936) S. 85.

Demnach hat man bei allen oberschlesischen Gefrierschächten, bei denen der Ausbau, gleichgültig ob in Ziegelmauerwerk oder Beton oder Betonplatten, unter Beachtung der vorstehend genannten Richtlinien ausgeführt worden ist, eine hinreichende Wasserdichtigkeit erzielt, die jedoch meist nicht ganz an die von gußeisernen Tübbingschächten heranreicht. Treten im Laufe der Zeit in Mauer- oder Betonschächten Undichtigkeiten auf, so empfiehlt es sich, möglichst bald eine Nachdichtung vorzunehmen, für die naturgemäß auch nur geeignete Zemente verwendet werden dürfen.

Zusammenfassung und Schlußbetrachtung.

Die Grenzlandnot hat in Oberschlesien in den letzten Jahren eine Reihe von Bergwerksgesellschaften veranlaßt, aus wirtschaftlichen Gründen von dem üblichen Verfahren beim Ausbau von Gefrierschächten abzuweichen und eigene Wege auf diesem Gebiet zu gehen. Der Ausbau der Schächte in Betonformsteinen oder Ziegelmauerwerk hat sich nach den bisherigen Erfahrungen als durchaus zweckentsprechend erwiesen. Erst diese geringern Herstellungskosten haben es in einzelnen Fällen überhaupt ermöglicht, den Bergbau weiter zu entwickeln und die Leistungsfähigkeit der Gruben zu erhalten.

Dem Schachtbaufachmann fällt es vielleicht auf, daß man in den standfesten Kalkschichten der Beuthener Mulde bisher nicht das Versteinungsverfahren, z. B. nach François, angewendet hat, da die Gebirgsschichten hierfür besonders geeignet zu sein scheinen. Hierzu ist zu bemerken, daß in allen Fällen gerade die Not des Grenzlandes für die Wahl des Gefrierverfahrens den Ausschlag gegeben hat, denn angesichts der wirtschaftlichen Schwierigkeiten konnten es sich die Werke nicht leisten, das in Oberschlesien bisher noch nicht erprobte Zementierverfahren anzuwenden, zumal da beim Gefrierverfahren ein nennenswertes Wagnis nicht bestand. Ein unbekannter Faktor für das Gelingen des Zementierverfahrens sind einmal die in der abgebauten obern Erzlage vorhandenen großen Hohlräume und die in den Klüften der Triaskalke vielfach umlaufenden Wasser. Als weitere Schwierigkeit kommt hinzu, daß sich nach den bisherigen Feststellungen die Schwimmsande des oberschlesischen Buntsandsteins meist nicht zementieren lassen, während sie erforderlichenfalls wegen ihres geringen Tongehaltes im allgemeinen einwandfrei nach chemischen Verfahren verfestigt werden können.

Bestimmung der Leistung von Drucklufthämmern mit dem Einheitsprüfgerät.

Von Dipl.-Ing. Dr. E. Schlobach, Essen.

(Schluß.)

Bewertung des Rückstoßes.

Rückstoßuntersuchungen mit dem Ziel, die Arbeitsweise der Drucklufthämmer zu verbessern und rückstoßarme Bauarten zu entwickeln, setzen genaue Messungen voraus. Auf diesem Gebiete sind in den letzten Jahren zahlreiche wissenschaftliche Untersuchungen angestellt worden. Bisher fehlte es aber noch an einem geeigneten praktischen Meßverfahren und vor allem an einer allen Anforderungen genügenden Bewertung der gemessenen Größen. Das Bestreben geht dahin,

das, was der Hauer bei dem Arbeiten mit dem Hammer als Rückstoß empfindet, genau zu messen und zahlenmäßig auszudrücken. Dabei muß natürlich das Bewertungsverfahren zu Gütezahlen führen, die der persönlichen Beurteilung tatsächlich entsprechen.

Über Versuche zur Kennzeichnung des Rückstoßes hat Voigt¹ berichtet. Recht eingehend sind die Untersuchungen der Rückstoßverhältnisse von Hasse², der

¹ Glückauf 68 (1932) S. 848.

² Glückauf 71 (1935) S. 609.

mit empfindlichen Geräten die im Verlaufe eines Schlages am Hammergriff wirkenden Kräfte gemessen und gleichzeitig die von 2 Leuten auf Grund längerer Erfahrung mit dem betreffenden Hammer gefällten Urteile aufgezeichnet hat. Aus dem Verlauf der Kraftkurven, von denen einige in Abb. 28 wiedergegeben sind, versucht Hasse dann, ein Bewertungsverfahren abzuleiten, das sich mit dem Urteil der Arbeiter deckt. Trotz der verhältnismäßig zahlreichen Messungen läßt sich aber keine Bewertungsgrundlage aus dem Kraft- oder Beschleunigungsverlauf ableiten.

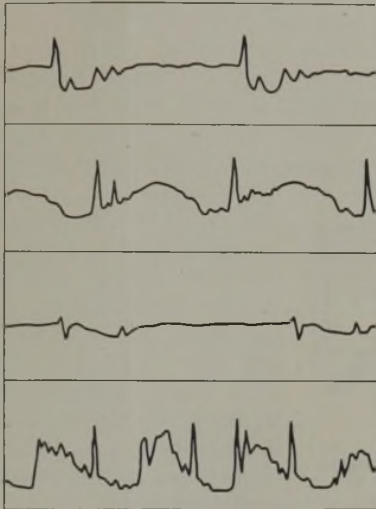


Abb. 28. Rückstoßkurven nach Hasse.

Bereits 1928 hat Melchior¹ nachgewiesen, daß zur Beurteilung des schädigenden Einflusses von Bewegungsänderungen auf den menschlichen Körper nicht die Beschleunigung, sondern die zeitliche Ableitung der Beschleunigung, d. h. die Geschwindigkeit der Beschleunigungszu- oder -abnahme, berücksichtigt werden muß. In der Physik wird diese Größe als Ruck bezeichnet. Damit übereinstimmend ist auch von C. Hoffmann² eine Rückstoßbewertung empfohlen worden, bei der der Ruck als Meßgröße dient. Hoffmann geht, ähnlich wie Hasse, von dem Gedanken aus, daß nicht die zwischen Hammergriff und Hand wirkenden größten Kräfte oder Beschleunigungen die Rückstoßschädigungen hervorrufen, sondern daß es sich dabei um den Beschleunigungsverlauf, d. h. die Geschwindigkeit der Beschleunigungsänderung handelt. Eigentümlicherweise hat aber Hoffmann bei seinen Untersuchungen völlig andere Rückkraftkurven als Hasse und Voigt erhalten. Der Grund dafür liegt in dem angewendeten Meßverfahren.

Hasse benutzt zur Messung der zwischen Hammergriff und Hand auftretenden Kräfte eine Kohlenkörn-, neuerdings eine Kondensator-Meßdose. Die auftretenden schnell wechselnden Kräfte führen hierbei zu einer Widerstandsänderung der ersten oder zu einer Kapazitätsänderung der zweiten Meßdose³. In beiden Fällen wird der Kraftverlauf auf elektrischem Wege mit Hilfe eines Oszillographen aufgezeichnet. Da bei diesem Verfahren infolge der Zusammendrückung der Dose nur Meßwege auftreten, die Bruchteile eines Millimeters betragen, und da auch die durch das Gewicht der Meßeinrichtung bedingte

Massenvergrößerung nur sehr gering ist, müssen die Ergebnisse, richtige Eichung vorausgesetzt, die in Wirklichkeit auftretenden Kräfte einwandfrei wiedergeben.

Hoffmann verwendet dagegen eine viel einfachere Einrichtung. Er läßt den Hammer gegen eine Feder zurücklaufen und bewertet die Veränderungen in der Federzusammendrückung dann auf Grund einer statischen Eichung als Kraftänderungen. Aus der größten Kraftänderung leitet er unter Berücksichtigung der Zeit die Beschleunigungsänderung und damit den Ruck ab. Als einwandfrei kann dieses Meßverfahren schon deshalb nicht bezeichnet werden, weil Hammerweg-Zeit- und Rückdruck-Zeit-Kurve nicht übereinstimmen. Der Rücklaufweg entspricht nämlich nicht der tatsächlichen Rückdruckkraft, denn es ist nicht möglich, mit einer statisch geeichten Feder so schnell wechselnde dynamische Vorgänge zu messen. Unabhängig von der Frage, ob sich zur Rückstoßbewertung überhaupt der Ruck verwenden läßt, muß im vorliegenden Falle schon das Meßverfahren als wenig geeignet angesprochen werden.

Alle Bewertungen, bei denen nur die innerhalb eines kurzen Zeitabschnitts auftretenden Kraft- oder Beschleunigungsänderungen zugrunde gelegt werden, müssen auch deshalb zu falschen Schlußfolgerungen führen, weil dabei ein wichtiger Gesichtspunkt, nämlich die Wirkzeit, unberücksichtigt bleibt. Man stelle sich vor, daß man gegen die vordere Stirnfläche eines waagrecht in der Hand gehaltenen Abbauhammers einen Schlag mit einem Handhammer führt. Im Augenblick des Schlages tritt, da der Hammerkörper selbst nur in geringem Maße elastisch ist, am Hammergriff eine entsprechend große Kraft auf, die aber, wie der Versuch ohne weiteres zeigt, nicht unangenehm empfunden wird. Zieht man also allein die Beschleunigung oder den davon abgeleiteten Ruck für die Bewertung heran, so erhält man in diesem Falle sehr ungünstige Zahlen, die mit dem subjektiven Urteil durchaus nicht in Übereinstimmung zu bringen sind. Mag die Kraft und damit die Beschleunigung in einer kurzen Zeitspanne noch so groß sein, ein unangenehmes Empfinden oder eine körperliche Schädigung kann sie beim Arbeiter erst dann auslösen, wenn die Wirkzeit gleichfalls so groß ist, daß die beschleunigten Massen — in diesem Falle im besondern der Arm des Arbeiters — tatsächlich in Bewegung versetzt werden. Auf Grund dieser Erkenntnis hat Voigt¹ übrigens bereits die Wirkzeit — den Impuls — erwähnt.

Zur nähern Untersuchung der Rückstoßverhältnisse in dieser Hinsicht ist das Prüfgerät durch Vorrichtungen ergänzt worden, die den Weg des Hammers während des Schlages bei jedem beliebigen Andruck genau aufzuzeichnen gestatten (Abb. 29). Der Hammer kann hierbei während des Schlagens nach hinten ausweichen. Er wird von dem Kolben der Andrückvorrichtung in der gleichen Weise angedrückt, wie es im Betrieb durch die Hand des Arbeiters geschieht. Der Andruck ist beliebig einstellbar. Gleichzeitig mit dem Federweg wird der Hammerweg auf dem Diagrammstreifen aufgezeichnet.

Untersucht man die bei verschiedenen Hämmern für den Rücklauf gefundenen Kurven, so findet man eine überraschende Einstimmigkeit. Im Gegensatz zu den außerordentlich ungleichförmigen, mit vielen Zacken versehenen Kraftkurven nach Hasse (Abb. 28)

¹ Z. VDI 72 (1928) S. 1842.

² Bergbau 45 (1932) S. 143; 49 (1936) S. 53.

³ Z. VDI 80 (1936) S. 563.

¹ Glückauf 68 (1932) S. 848.

ergibt sich eine Rücklaufwegkurve (Abb. 29), die dadurch gekennzeichnet ist, daß sich der Hammer zwischen zwei Schlägen stoßfrei von der Brücke abhebt, eine kurze Zeit seine Geschwindigkeit steigert und schließlich, nachdem er den weitesten Rücklaufpunkt erreicht hat, in parabelähnlicher Kurve wieder nach vorn läuft. Im Schaubild sind keinerlei Zacken oder plötzliche Geschwindigkeitsänderungen sichtbar. Lediglich beim Eintreffen des Hammers in seiner vordersten Stellung, wo seine Stirnfläche aufsetzt, zeigt die Kurve einen Knick. Ihr im übrigen stetiger Verlauf läßt den Schluß zu, daß sich die von anderer Seite ermittelten innerhalb einer Schlagzeitspanne auftretenden Kraftspitzen überhaupt nicht auf die Hand des Arbeiters auswirken. Die Lage der Rücklaufwegkurve im Verhältnis zu der Kurve des Schreibkolbenweges läßt weiterhin erkennen, daß der Rückstoß allein von dem Luftdruck unter dem Zylinderboden an der Griffseite des Hammers ausgelöst wird.

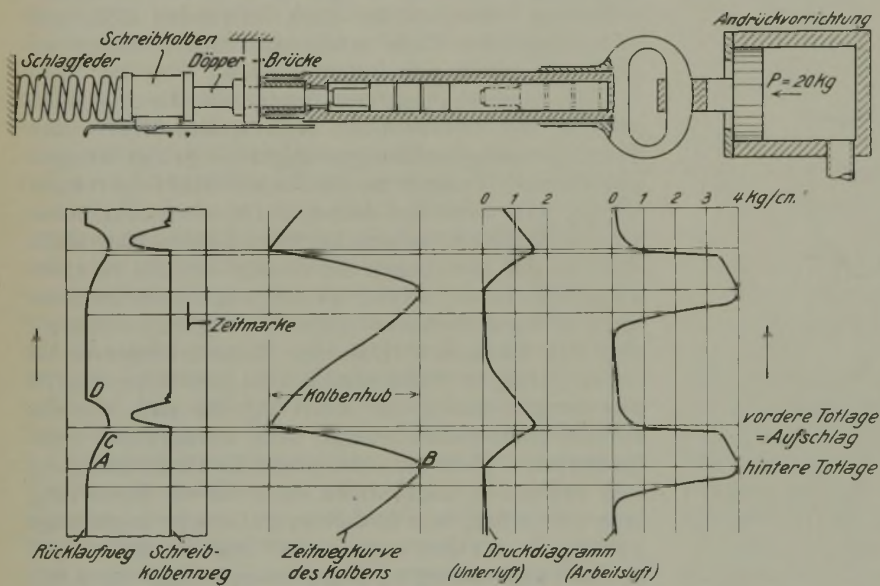


Abb. 29. Entstehung des Rückstoßes.

In Abb. 29 sind neben dem beim Versuch aufgezeichneten Diagramm noch eine angenommene Zeitwegkurve des Kolbens sowie Druckdiagramme der Unterluft und der Arbeitsluft aufgetragen. Zur Verfolgung der innerhalb der Schlagzeit auf den Hammerkörper wirkenden Kräfte liegt es zunächst nahe, daß man die Werte des Unterluftdiagramms von dem Arbeitsdiagramm abzieht, um die Restkräfte zu erhalten. Tatsächlich drückt aber die Unterluft auf der einen Seite gegen die Aufschlagfläche des Spitzeisens und auf der andern gegen den frei im Zylinderraum beweglichen Kolben. Die Druckkräfte können sich also, sofern die Durchmesser von Einsteckende und Kolben nahezu gleich sind, nicht auf den Hammerkörper auswirken. Nur wenn das Spitzeisen-Einsteckende zum Teil aus dem Hammerkörper herausgeschlagen ist, tritt in dem Ringraum zwischen dem Kolben und seinem vordern Schlagzapfen bei zahlreichen Hämmern eine Leerschlagkompression auf, die aber bei diesen Betrachtungen zunächst nicht berücksichtigt werden soll.

Auf den Hammerkörper wirken also in erster Linie die vom Arbeitsdruck ausgelösten Kräfte, das sind, da sich der Kolben im Zylinderraum frei bewegen kann und die ihn beeinflussenden Drücke in Be-

wegungsenergie umgesetzt werden, ausschließlich die auf den Zylinderboden wirkenden Drücke. Im Grunde genommen ähnelt damit der Rückstoß beim Drucklufthammer dem Vorgang, wie er sich beim Abfeuern eines Geschützes abspielt. Hier wirkt der Explosionsdruck einerseits auf das Geschöß, das beschleunigt wird, und andererseits auf den Rohrverschluß, der mit dem Rohr zusammen die entsprechende Reaktionskraft aufzunehmen hat. Die der Geschößreibung im Rohr entsprechenden Kolbenreibung soll bei den Betrachtungen hier vernachlässigt werden, da der Reibungsanteil verhältnismäßig gering ist.

Nimmt man an, daß im Andrückzylinder, dessen schädlicher Raum unendlich groß sein möge, ein Druck eingestellt ist, der einer Andrückkraft von 20 kg entspricht, so wird der Hammer, dessen Kolbenquerschnitt 10 cm² betrage, in dem Augenblick zurückzulaufen beginnen, in dem der Arbeitsdruck — in diesem Falle die Kompression — 2 kg/cm² überschreitet (Abb. 29, Punkt A). Nahezu im gleichen Zeitpunkt steuert der Rohrschieber um, und auf den Kolben wirkt in seinem obem Umkehrpunkt der volle Leitungsdruck, der mit 4 kg/cm² angenommen wird. Unter Außerachtlassung der Reibung werden Hammer und Andrückkolben mit 40 kg und abzüglich der Andrückkraft mit 20 kg zurückgedrückt. Im weiteren Verlauf sinkt der Arbeitsdruck, weil der immer schneller nach vorn fliegende Kolben den hintern Zylinderraum rasch vergrößert und die Luft infolge der Drosselung in den Kanälen und Leitungen nicht so schnell nachzuströmen vermag. Die Rücklaufbewegung erfährt in diesem Zeitabschnitt immer noch eine Beschleunigung. Die Rückdruckkraft wird Null und damit auch die Beschleunigung, sobald die Linie im Arbeitsdruckdiagramm die 2-Atmosphären-Linie wieder überschneidet (Abb. 29, Punkt C). Die Rücklaufwegkurve erreicht zur gleichen Zeit ihre größte Steilheit bzw. ihren Wendepunkt. Von da an ist die Andrückkraft größer als die Rückdruckkraft. Der Hammerkörper wird, nachdem die von der vorhergehenden Bewegung noch vorhandene rückläufige Energie aufgezehrt ist, wieder nach vorn gedrückt, bis er auf dem Döpperbund oder der Brücke aufsetzt (Abb. 29, Punkt D).

Die Andrückvorrichtung ist so gestaltet, daß der Hammerweg nach vorn durch einen Anschlag begrenzt wird. Wäre dieser nicht vorhanden, so würde der vorlaufende Hammer beim Aufsetzen auf dem Bund den Döpper und den Schreibkolben nach vorn schlagen und dieser den Weg einer Federzusammendrückung aufzeichnen, der in Wirklichkeit beim praktischen Arbeiten nicht vorhanden ist.

Die Untersuchung zahlreicher Hämmer, bei denen der Rücklaufweg in Abhängigkeit vom Andruck aufgenommen wurde, führte zu recht aufschlußreichen Ergebnissen. In Abb. 30 sind die bei verschiedenen Andrücken erhaltenen Rücklaufwegkurven, beginnend mit sehr hohem Andruck, wiedergegeben. Bei dem im Beispiel dargestellten Hammer ist die Rücklaufweg-

kurve bei Andruckkräften oberhalb von 40 kg eine gerade Linie. Der Hammer würde also, wenn der Arbeiter in der Lage wäre, dauernd einen derartigen Andruck ausüben, völlig ruhig in der Hand liegen. Bei 35 kg Andruck zeigt sich bereits ein kleiner Rücklaufweg von 1,5 mm, der sich bei 30 kg auf 3,3 mm und bei 25 kg auf 6,3 mm vergrößert.

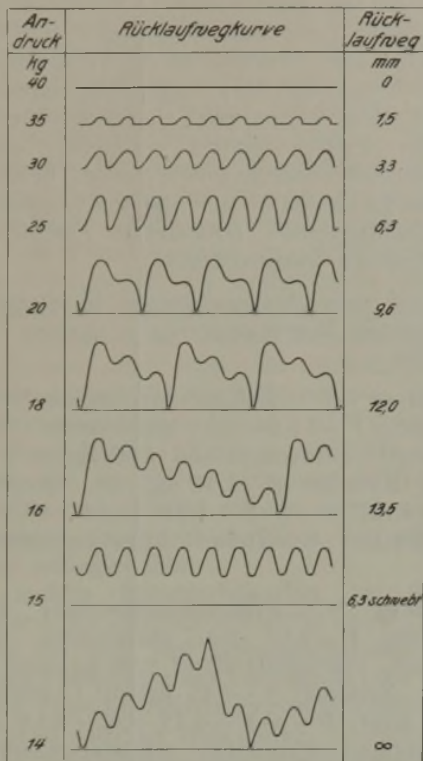


Abb. 30. Rücklaufwegkurven bei verschiedenem Andruck.

Bei allen Andruckkräften, die zwischen 40 und 25 kg liegen, hat das Rücklaufdiagramm die bereits erläuterte kennzeichnende Form (Abb. 29). Im Augenblick der Kompression hebt sich der Hammer gleichförmig vom Bund ab und läuft eine gewisse Strecke zurück, um dann nach dem Schlag wieder auf dem Bund aufzusetzen. Innerhalb dieses Andruckbereiches ist der erste Rücklauf beendet, ehe der durch die nächstfolgende Kompression bedingte zweite Rücklauf einsetzt. Bei 20 kg Andruck ist bereits der Andruck unterschritten, bei dem der Hammer vollständig gleichmäßig arbeitet. Hier setzt der zweite Rücklauf ein, ehe der erste beendet ist. Der erste Rücklaufimpuls trifft den Hammer in der vordern Ruhelage und wirft ihn in diesem Falle um 9,6 mm zurück. Der unter der Andruckkraft von 20 kg wieder vorlaufende Hammer wird von dem zweiten Rücklaufimpuls abgefangen. Da dieser nunmehr zunächst die nach vorn gerichtete Bewegungsenergie des Hammers abbremsen muß, ist er nicht in der Lage, ihm wieder eine so große Rücklaufbewegung (von 9,6 mm) zu erteilen, wie es beim ersten Schlag der Fall war. Der kleinere Rücklaufweg des zweiten Impulses hat zur Folge, daß der Hammer schnell wieder in seine vordere Ruhelage gelangt, ehe der dritte Impuls einsetzt; dieser trifft jetzt den Hammer in Ruhe und verursacht wieder einen großen Rücklauf. Damit beginnt das Spiel von neuem. Der Hammer arbeitet in einer Art Zweitakt. Bei 18 kg Andruck sind die Verhältnisse ähnlich; es erfolgt nur noch ein Schlag mehr, bis der

Hammer wieder in die vordere Ruhelage gelangt, er arbeitet hier also im Dreitakt. Noch kennzeichnender ist das Rücklaufbild bei 16 kg Andruck. Hier gelangt der Hammer erst nach jedem siebten Schlag wieder in die vordere Ruhelage, so daß er dann durch den nächsten Impuls um so stärker zurückgeschlagen wird.

Bei 15 kg Andruck »schwebt« der Hammer. Seine vordere Ruhelage erreicht er überhaupt nicht mehr. Jeder Rückschlagimpuls trifft ihn gerade in dem Augenblick, in dem er vom vorhergehenden Rückschlag her wieder nach vorn läuft. Die Bewegung ist annähernd sinusförmig; die Amplitude, d. h. der zwischen zwei Schlägen gemessene Rücklaufweg, ist erheblich kleiner geworden gegenüber den Schlägen, bei denen der Hammer den Rücklaufimpuls im Augenblick der vordern Ruhelage empfangen hat.

Bei einer Verringerung des Andrucks unter 15 kg hört der Hammer überhaupt auf, einwandfrei zu arbeiten. Jeder neue Schlag stößt ihn um ein weiteres Stück zurück, so daß er sich schließlich gänzlich vom Einsteckende abzieht, wenn nicht zuvor die Stillsetzvorrichtung zu wirken beginnt oder der vordere Anschlag in der Haltekappe das Abziehen verhindert. Die Versuchseinrichtung gestattet, Rücklaufwege bis zu 30 mm aufzunehmen. In dem Beispiel der Abb. 30 erreicht der Hammer bei 14 kg Andruck nach 5 Schlägen den hintern Anschlag des Andruckkolbens. Durch den Anprall wird er stark nach vorn gestoßen, und das Spiel wiederholt sich. Versuche mit Andruckkräften, die unterhalb des Schwebebereiches liegen, sind zwecklos, weil damit auch im Betriebe nicht mehr gearbeitet werden kann.

Zahlreiche Hämmer, deren Rücklaufverhältnisse auf die gleiche Weise untersucht worden sind, haben immer wieder sehr ähnliche Rücklaufbilder ergeben.

Trägt man die aus dem Diagramm ermittelten Rücklaufwege über dem jeweiligen Andruck auf, so erhält man die Rückstoßkennlinie. Diese erlaubt, das Verhalten des betreffenden Hammers bei jedem beliebigen Andruck sofort abzulesen, und bildet somit die wichtigste Grundlage für die Rückstoßbewertung. In Abb. 31 sind Rückstoßkennlinien für einige mittlere Abbauhämmer von 9–10 kg Gewicht wiedergegeben. Selbstverständlich verhält sich der Hammer 1 in der Hand des Arbeiters im wichtigsten Teil seines

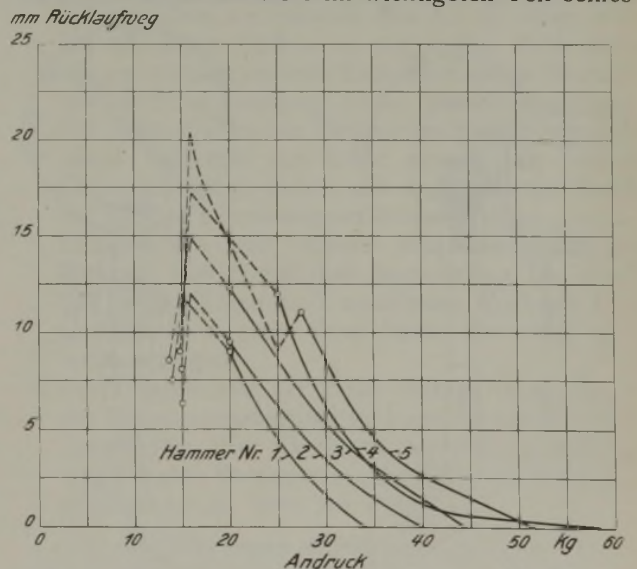


Abb. 31. Rückstoßkennlinien verschiedener Abbauhämmer.

Andruckbereiches erheblich günstiger als beispielsweise der Hammer 5. Während der erste Hammer einen Stillstandsandruck von etwa 34 kg hat, also hierbei schon vollständig ruhig in der Hand liegt, müßte bei dem Hammer 5 ein Andruck von etwa 52 kg aufgewendet werden.

Die Rückstoßkennlinie jedes Hammers hat mehrere für die Beurteilung der Arbeitsweise und der Rückstoßverhältnisse wichtige Merkmale, die nachstehend erläutert werden.

1. Der Schnittpunkt der Rückstoßkennlinie mit der Abszisse ergibt den Stillstandsandruck, bei dem der Hammer aufhört, eine Rücklaufbewegung auszuführen. Er liegt bei den zahlreichen untersuchten Abbauhämmern zwischen 25 und 60 kg und ist von grundsätzlicher Bedeutung für die Beurteilung der Steuerung, denn er gestattet, Rückschlüsse auf den Kompressionsdruck im Zylinder zu ziehen. Der Zusammenhang zwischen Arbeitsdruck im Zylinder und Rücklaufkraft ist bereits erwähnt worden. Auf Grund der dort angestellten Betrachtungen muß ein Hammer mit 10 cm² Kolbenfläche, der mit einem Luftdruck von 4 kg/cm² betrieben wird, einen Stillstandsandruck von etwa 40 kg haben, weil die durch den Arbeitsdruck ausgeübte rückwirkende Kraft, die ja gleichfalls den Wert von 40 kg nie überschreitet, stets durch die Andruckkraft aufgehoben wird. Zu keiner Zeit innerhalb eines Kolbenspiels ist ein Kraftüberschuß vorhanden, der den Hammer zurückbewegen könnte.

Praktische Untersuchungen haben diese Annahme innerhalb gewisser Grenzen bestätigt; andererseits gibt es aber auch Hämmer, die einen viel höhern Stillstandsandruck haben, als sich aus Kolbenfläche und Arbeitsdruck errechnen läßt. Die Ursache liegt dann in einer fehlerhaften Arbeitsweise der Steuerung, d. h. in einer zu späten Umsteuerung des Rohrschiebers während des Kompressionsabschnitts. Bei einem solchen Hammer verdichtet der zurücklaufende Kolben die Arbeitsluft vor Öffnung der Einströmkanäle auf einen Druck, der erheblich höher ist als der Leitungsdruck. Im Arbeitsdruckdiagramm (Abb. 29) würden sich in einem solchen Falle ausgesprochene Druckspitzen zeigen.

Durch einen verhältnismäßig einfachen Versuch kann man die Richtigkeit dieser Annahme beweisen,

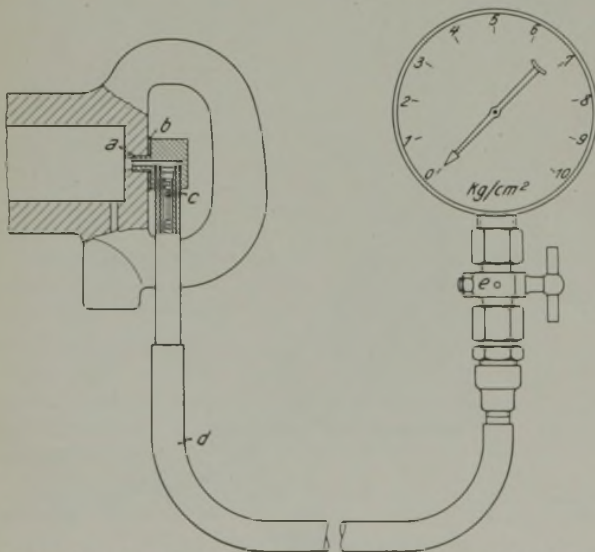


Abb. 32. Bestimmung des Höchstdruckes im Zylinder.

auch ohne den Hammer mit den bekannten, verhältnismäßig verwickelten Einrichtungen indizieren zu müssen. Man bohrt den Zylinderdeckel an und verbindet den Verdichtungsraum durch einen Schlauch mit einem Manometer (Abb. 32). Unmittelbar an der Anbohrung ist ein kleines Rückschlagventil (z. B. ein Automobilschlauchventil) eingebaut. Innerhalb einiger Hübe, sobald sich der Hammer in Betrieb gesetzt hat, wird die Meßleitung zum Manometer aufgefüllt, so daß zwischen der Druckspitze im Verdichtungsraum und dem Druck im Manometer Gleichgewicht besteht. Auf diese Weise wird eine Vergrößerung des schädlichen Zylinderraumes vermieden und eine ruhige Manometeranzeige gewährleistet. Beim Versuch ist der Ventilwiderstand, d. h. der für das Ansprechen des Rückschlagventils notwendige Überdruck zum Manometerdruck hinzuzuzählen.

Die mit zwei Abbauhämmern in dieser Weise durchgeführten Vergleichsversuche hatten folgende Ergebnisse.

Hammer A: Zylinderdurchmesser 3,8 cm, Kolbenfläche $F = 11,34$ cm², gemessener Überdruck 2,45 kg/cm², Ventilwiderstand 1,90 kg/cm², Höchstdruck im Zylinder $p = 4,35$ kg/cm². Größte rückwirkende Kraft $P = p \cdot F = 4,35 \cdot 11,34 = 49,3$ kg. Auf dem Prüfstand ermittelter Stillstandsandruck $P_s = 50$ kg.

Hammer B: Zylinderdurchmesser 3,5 cm, Kolbenfläche $F = 9,62$ cm², gemessener Überdruck 2,55 kg/cm², Ventilwiderstand 1,90 kg/cm², Höchstdruck im Zylinder $p = 4,45$ kg/cm². Größte rückwirkende Kraft $P = p \cdot F = 4,45 \cdot 9,62 = 43,8$ kg. Auf dem Prüfstand ermittelter Stillstandsandruck $P_s = 45$ kg.

Es fällt auf, daß bei beiden Hämmern der Höchstdruck im Zylinder über dem Betriebsdruck von 4 kg/cm² liegt. Der Unterschied beträgt in dem aufgeführten Beispiel beim Hammer A 0,35 und beim Hammer B 0,45 kg/cm². Bei einzelnen Hämmern, vor allem bei solchen, die einen übermäßig hohen Stillstandsandruck haben, sind aber auch Verdichtungsdrücke festgestellt worden, die bis zu 2 kg/cm² über dem Leitungsdruck lagen.

2. Als Gleichlaufandruck soll derjenige Andruck bezeichnet werden, bei dessen Unterschreitung der Hammer aufhört, nach jedem Rücklaufimpuls wieder in die vordere Ruhelage zurückzukehren, bei dem er also vom Eintaktrücklauf zum Zweitaktrücklauf übergeht. Bei genauen Untersuchungen zeigt sich an dieser Stelle vielfach in der Rückstoßkennlinie ein kleiner Knick (Abb. 31). Für die Rückstoßbewertung ist der Gleichlaufandruck von geringerer Bedeutung.

3. Bei dem Andruck, bei dem der größte Rücklaufweg auftritt, arbeitet der Hammer bereits im Vieltakt. Ist er nach mehreren Schlägen wieder in die vordere Ruhelage zurückgekehrt, so erhält er einen besonders heftigen Rücklaufimpuls, der sich, wie praktische Versuche gezeigt haben, sehr unangenehm auf die Hand des Arbeiters auswirkt. Wie weit physiologisch eine Schädigung durch diese starken Rückschläge verursacht wird, läßt sich nicht ohne weiteres sagen, solange nicht geklärt ist, welchen Einfluß die Rückschlagzahl ausübt, die in diesem Falle ja nur einen Bruchteil der Kolbensschlagzahl darstellt.

4. Beim Mindest- oder Schwebendruck arbeitet der Hammer sehr gleichmäßig. Er wird durch die Hand nie so weit vorgedrückt, daß er seine vordere Ruhelage auf dem Bund erreicht, andererseits läuft er aber durch die Rückstoßimpulse nie so weit zurück, daß die Stillsetzvorrichtung in Tätigkeit tritt oder das Spitzisen durch die Haltekappe am Vordringen gehindert wird.

Bei einer weitem Verringerung des Andrucks verhalten sich die Hämmer je nach ihrer Bauart verschieden. Bei den sogenannten Kompressionshämmern, in deren Zylinder bei herausgetriebenem Einsteckende in dem Ringraum zwischen dem Kolbenzapfen und der Brücke eine Verdichtung erfolgt, die das harte Aufschlagen des Kolbens auf die Zylinderbrücke verhindert, kann man den Andruck weiter verringern. Die Verdichtung in dem Ringraum verzehrt dann die Schlagarbeit des Kolbens; sie gelangt also nicht mehr über das Einsteckwerkzeug nach außen, sondern bewirkt eine starke Beschleunigung des Hammerkörpers nach vorn. Im Grenzfall, d. h. bei vollständig fehlendem Einsteckwerkzeug, stellt sich sogar Gleichgewicht zwischen den nach vorn und nach rückwärts wirkenden Kräften ein. Die Schwingbewegung, die ein solcher Hammer ausführt, kann ohne weiteres vorgeführt werden, wenn man ihn an zwei Drähten waagrecht aufhängt und ohne Spitzisen leer schlagen läßt.

Bei andern Hammerbauarten, bei denen die Schlagarbeit des Kolbens mit Hilfe einer Leerschlagsteuerung bei zum Teil herausgezogenem Einsteckende durch Drosselung der Luftzufuhr oder Abblasenlassen der Unterluft verringert wird, vermindert sich entsprechend auch der Rückschlag. Unter Umständen kann dies dazu führen, daß der Hammer innerhalb eines größeren Andruckbereiches schwebt. Als Schwebendruck soll aber stets der höchste im Schwebebereich liegende Andruck gewertet werden, weil mit jeder weitem Andruckverringern eine Leistungsminderung verbunden ist.

Physiologisch muß das Arbeiten gerade beim Schwebendruck verhältnismäßig günstig sein, weil die Amplitude des Rücklaufweges nur etwa 30–50% des unter 3 genannten größten Rücklaufweges beträgt und außerdem harte Aufschläge, die vom Aufsetzen des Hammers auf dem Bund des Spitzisens herühren, nicht auftreten. Im Betriebe dürfte es aber schwierig sein, den Andruck der Hand so genau einzustellen, daß der Schwebendruck längere Zeit hindurch eingehalten wird, weil auch das unregelmäßige Vordringen des Spitzisens in der Kohle zu Andruckschwankungen führt. Der Schwebendruck hat größere Bedeutung wahrscheinlich bei Niet- und Bohrhämmern, weil bei diesen der Vortrieb des Einsteckwerkzeuges gleichmäßiger und der Arbeiter daher eher in der Lage ist, den seinem Empfinden nach günstigsten Andruck gefühlsmäßig einzustellen.

Als Ergebnis der durchgeführten Untersuchungen kann zusammenfassend gesagt werden, daß die Kennlinie des Rückstoßes die wichtigste Grundlage für dessen Bewertung bildet. Entgegen früherer Auffassung ist es aber nicht zugänglich und auch nicht möglich, den Rückstoß eines Drucklufthammers mit einer Zahl anzugeben und ihn etwa in Maßeinheiten wie kg, mkg, PS, kg/s² oder kg/s zu messen, weil sich die Rückstoßkennlinien vielfach überschneiden. Vorläufig muß man sich daher mit der kurvenmäßigen

Auftragung der Rückstoßkennlinie begnügen und den Hammer als den rückstoßschwächern bezeichnen, dessen Kennlinie im Schaubild am niedrigsten liegt. Praktisch wird man also in der Weise vorgehen, daß man die Kennlinien sämtlicher zu untersuchenden Hämmer auf durchscheinendem Papier aufzeichnet, die Blätter der jeweils zu vergleichenden Hämmer übereinander legt und in der Durchsicht betrachtet. Zu bewerten ist dabei vor allem der mittlere Teil des Kurvenzuges im Bereich von 20–30 kg Andruck. Der Schwebendruck kann außer Betracht bleiben, weil er sich beim Arbeiten mit Abbauhämmern nicht einhalten läßt.

Will man zahlenmäßige Werte angeben, so empfiehlt es sich, den Stillstandsdruck und die Rücklaufwege beispielsweise bei 20 und 30 kg Andruck, schließlich noch den Schwebendruck und die zugehörige Amplitude zu nennen.

Auch die Frage, ob die geschilderte Rückstoßbewertung Ergebnisse liefert, die mit dem subjektiven Empfinden des Arbeiters übereinstimmen, ist bereits durch Versuche geklärt worden¹. Es wurden mehrere Hämmer unter gleichen Betriebsverhältnissen untersucht und gefühlsmäßig ihre Reihenfolge nach der Stärke des Rückschlages festgestellt. Die unabhängig von mehreren Leuten vorgenommene Eingliederung führte zu ähnlichen Ergebnissen, die sich, was das Wichtigste ist, mit einer Einordnung decken, die an Hand der Lage der auf dem Prüfstand gefundenen Rückstoßkennlinien erfolgt war. Bei der Rückstoßbewertung muß stets berücksichtigt werden, daß sich natürlich nur Hämmer von annähernd gleicher Leistung miteinander vergleichen lassen. In der Regel liegt die Rückstoßkennlinie desto höher, je größer die Einzelschlagarbeit eines Hammers ist.

Richtlinien für die Prüfung von Drucklufthämmern.

Auf Grund der Darlegungen und der angestellten Untersuchungen muß man, um bei der Prüfung von Druckluftwerkzeugen vergleichbare Werte zu erzielen, folgende Regeln beachten:

1. Prüfgerät und Eichvorrichtung müssen genau nach den Norm-Werkstattzeichnungen angefertigt sein.
2. Jede Schlagfeder ist mit einem Fallgewicht von 0,750 kg unter Verwendung des Döppers mit 25 mm Einsteckende zu eichen, der einschließlich Schreibkolben ein Gewicht von 1,9 kg haben soll.
3. Da sich neue Federn in der ersten Zeit etwas längen, sind sie vor dem Eichen mit einem Hammer von mittlerer Leistung 3 min lang einzuschlagen.
4. Die Schlagfläche der Döpper muß eben sein und genau senkrecht zur Achse stehen. Die Schlagfläche des Eichgewichtes soll dagegen kugelförmig mit 80 mm Krümmungshalbmesser sein.
5. Eichgewichte und Döpper sind aus einem unlegierten Kohlenstoffstahl herzustellen. Die Härte der Schlagflächen muß mindestens Rockwell C 63 (entsprechend einer Brinellhärte $H_n = 650$ kg je mm²) betragen.
6. Die Vorspannung der Feder beträgt 15 kg. Sie ist des öftern nachzuprüfen und jeweils wieder genau einzustellen. Eine Erhöhung der Vorspannung um 5 kg hat eine Verringerung der gemessenen Schlagarbeiten bis zu 10% zur Folge.

¹ Da diese Untersuchungen den Gegenstand einer besondern, noch nicht veröffentlichten Forschungsarbeit bilden, soll hier nicht näher darauf eingegangen werden.

7. Die Einstellung des Betriebsdruckes von 4 kg/cm² ist mit größter Sorgfalt vorzunehmen. Das Druckminderventil muß den Druck bei einem Luftverbrauch von 0–100 m³ a. L. je h auf mindestens 0,05 kg/cm² genau regeln. Für die Druckanzeige ist ein Präzisionsmanometer zu verwenden, das in kurzen Zeitabständen nachgeeicht wird und gleichfalls auf mindestens 0,05 kg/cm² genau anzeigt. Fehler im Betriebsdruck von 10% verursachen Meßfehler bei Bestimmung der Schlagarbeit von 10–18% und bei Bestimmung der Schlagleistung von 15–20%.
8. Die Länge des Anschlußschlauches soll in Übereinstimmung mit den Betriebsverhältnissen 7,5 m betragen. Eine Änderung der Schlauchlänge um 1 m hat eine Änderung der Schlagarbeit um etwa 0,1% zur Folge.
9. Jeder Hammer ist vor der Prüfung zunächst zu reinigen, dann mit einer Ölmischung, die aus gleichen Teilen von gutem Kompressorenöl und Petroleum besteht, zu schmieren. Vor dem Einspannen muß der Hammer etwa 3 min einlaufen. Der erste Versuch soll, damit sich die betriebsmäßige Öltemperatur einstellt, eine Laufzeit von mindestens 15 s haben, wobei nur die letzten 6 s gewertet werden. Die weiteren Versuche (bei verändertem Andruck) sind in schneller Folge vorzunehmen.
10. Der Federweg ist auf den Schlagdiagrammen mit großer Sorgfalt auszumessen, da er in der

Leistungsformel im Quadrat steht. Hierzu verwendet man zweckmäßig eine sechsfach vergrößerte Lupe mit Objektmikrometer.

11. Zum Vergleich der Hämmer hinsichtlich ihres Rückstoßes sind die Rückstoßkennlinien zu ermitteln.

Zusammenfassung.

Einleitend werden die Gründe dargelegt, die zur Vereinheitlichung eines Prüfgerätes für Druckluft-Hämmer durch den Fachnormenausschuß für Bergbau beim Verein für die bergbaulichen Interessen in Essen geführt haben. Die Ergebnisse der mit demselben Hammer auf mehreren nach den gleichen Zeichnungen gebauten Einheitsprüfgeräten durchgeführten Untersuchungen sind verschieden gewesen. Diese Unterschiede beruhen auf Mängeln der Eichung sowie auf oft geringfügigen Abweichungen in der Form und Härte der Schlagflächen, in der Federvorspannung und im Betriebsdruck. Es wird der Einfluß dieser Fehler auf das Meßergebnis ermittelt und dargelegt, wie sie sich beheben lassen.

Unter Hinweis auf die wirtschaftliche und soziale Bedeutung, die der Frage des Rückstoßes von Druckluft-Hämmern beizumessen ist, werden die Rückstoßverhältnisse eingehend geprüft. Ein neu entwickeltes Bewertungsverfahren bietet dem Hersteller ein Hilfsmittel für den Bau rückstoßarmer Hämmer und dem Verbraucher die Möglichkeit, von den auf dem Markt befindlichen Hammerbauarten die rückstoßärmsten auszuwählen.

Der Erzbergbau Deutschlands im Jahre 1935¹.

Die Förderung von Eisen- und Metallerzen ist im Jahre 1935 weiter gestiegen. Auch der Wert der abgesetzten Erze war beträchtlich höher als im Vorjahr. Die Erlöse der Bergwerke je Tonne sind für Eisenerz leicht zurückgegangen, für Metallerze und Schwefelerz etwas gestiegen.

Zahlentafel 1. Metallinhalt und Absatzwert der Erzförderung 1934 und 1935.

	Metallinhalt der Förderung		Absatzwert insgesamt		Absatzwert je t	
	1934	1935	1934	1935	1934	1935
	1000 t	1000 t	Mill. <i>M</i>	Mill. <i>M</i>	<i>M</i>	<i>M</i>
Eisenerz . . .	1372,3	1848,6	35,9	47,9	9,76	9,10
Kupfererz . . .	26,0	27,4	11,7	13,1	11,56	11,64
Zinkerz . . .	131,7	140,9	9,1	10,0	21,69	23,75
Bleierz . . .	58,9	60,7				
Schwefelerz . .	96,9 ¹	117,5 ¹	2,5	2,8	10,49	10,61
Sonstige Erze .	9,1	57,4	0,5	0,6	.	.

¹ Schwefelinhalt.

Die Eisenerzbergwerke förderten im Berichtsjahr 6,04 Mill. t Roherz, gegen 4,34 Mill. t 1934 und 2,59 Mill. t 1933. In dem dreijährigen Zeitraum hat sich die Gewinnung von Eisenerz somit mehr als verdoppelt, gegen 1932 liegt eine Steigerung auf das Viereinhalbfache vor. Im laufenden Jahr ist eine weitere Erhöhung der Eisenerzförderung erfolgt. Während im Vierteljahrsdurchschnitt 1935 an wertbarem Eisenerz 1,20 Mill. t gefördert wurden, waren es im 1. Vierteljahr 1936 1,39 Mill. t, im 2. Vierteljahr 1936 1,65 Mill. t und im 3. Vierteljahr 1,69 Mill. t. Der Durchschnittsgehalt der Erze ist durch das Bestreben, zur Er-

höhung der heimischen Förderung auch die ärmern Erze heranzuziehen, in den letzten Jahren etwas gesunken. Der Eiseninhalt betrug 1935 33,2% gegen 35,8% im Jahre 1932. Auch der Manganinhalt hat sich im letzten Jahre von 3,3 auf 3,1% vermindert. Das Berichtsjahr ist gekennzeichnet durch eine besonders große Förderzunahme im subhercynischen Bezirk (Peine-Salzgitter), dessen Gewinnung bei 1,83 Mill. t sechseinhalbmals so hoch war wie im Jahre 1932 und um 69,2% größer als im Vorjahr. Der Bezirk ist dadurch das größte deutsche Eisenerzrevier geworden; sein Anteil an der Gesamteisenerzgewinnung Deutschlands betrug 1935 30,2%. Im Siegerländer Spateisensteinbezirk belief sich die Fördersteigerung nur auf 15,5%. Der Anteil des Siegerlandes an der Gesamtgewinnung ist von 35 auf 29% zurückgegangen. Auch in Bayern ist die Fördersteigerung langsamer als bisher fortgeschritten. 1935 wurde etwa die dreieinhalbfache Menge des Jahres 1932 gefördert; die Zunahme gegen 1934 beträgt 26,2%. Ähnlich waren die Verhältnisse im Vogelsberger Basalteisenerzbezirk, dessen Gewinnung 1935 um 18,6% über der des Vorjahres lag. Die beiden letztgenannten Reviere trugen zur

Zahlentafel 2. Eisenerzbergbau Deutschlands nach Wirtschaftsgebieten 1933–1935.

Wirtschaftsgebiet	Förderung an Roherz			Eiseninhalt		
	1933	1934	1935	1933	1934	1935
	t	t	t	t	t	t
Siegerland-Wied . . .	809 890	1 536 463	1 774 337	267 427	489 083	564 345
Peine, Salzgitter . . .	709 600	1 080 177	1 827 321	203 831	318 085	504 023
Bayern	348 075	485 060	612 208	155 335	216 719	270 807
Lahn-Dill-Bezirk . . .	274 070	481 208	574 511	97 728	179 531	213 848
Vogelsberger Bezirk . .	269 595	513 836	609 527	54 696	107 362	114 403
Thüringen-Sachsen . .	60 420	83 950	309 706	20 200	28 733	106 027
Taunus	54 379	127 908	190 802	9 738	24 401	34 921
Württemberg-Baden . .	1 380	19 144	92 036	391	4 100	23 429
Übrige Bezirke	64 595	15 448	53 077	19 080	4 328	16 753
Deutschland insges.	2 592 004	4 343 194	6 043 525	828 426	1 372 342	1 848 556

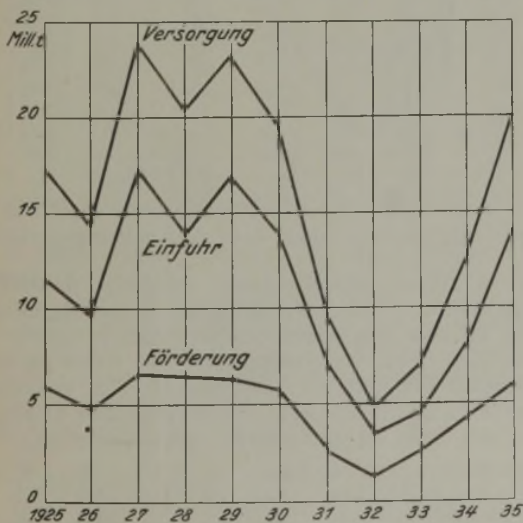
¹ Nach den Vierteljahrsheften zur Statistik des Deutschen Reichs 45 (1936) H. 3.

deutschen Gesamtförderung im Berichtsjahr je 10,1% bei. Im Lahn-Dill-Gebiet wurden 1935 19,4% mehr gefördert als 1934. Von den kleinern Bezirken zeigt der Taunus einschließlich der Lindener Mark die sehr beträchtliche Förderzunahme von rd. 50% gegenüber dem Vorjahr. Im thüringisch-sächsischen und im württembergisch-badischen Bezirk, wo während der letzten Jahre die Eisenerzgewinnung nur gering war, sind die vorhandenen Bergwerke erheblich vergrößert und neue in Betrieb genommen worden. Beide Bezirke beginnen nunmehr eine gewisse Rolle in der deutschen Gesamtförderung zu spielen. In Thüringen stieg besonders die Förderung von Chamosit bei Schmiedefeld auf mehr als $\frac{1}{2}$ Mill. t; in Württemberg und Baden wurden zum ersten Male die oolithischen Brauneisensteine des Doggers in größerem Umfang gewonnen.

Das hochwertigste Eisenerz mit fast 50% Eiseninhalt wird in Bayern gewonnen. Die Förderung des größten deutschen Reviers Peine-Salzgitter enthält dagegen nur 30,7% Eisen. Betrachtet man die einzelnen Wirtschaftsgebiete nach dem Eiseninhalt ihrer Förderung, so steht nach wie vor das Siegerland mit 30,5% des gesamten Eiseninhalts der deutschen Förderung an der Spitze; im Peine-Salzgitter-Bezirk wurden 27,3%, in Bayern 14,6%, im Vogelsberger Basalteisenerzgebiet dagegen nur 6,1% gewonnen. Das Lahn-Dill-Gebiet mit dem hohen Eisengehalt von fast 39% lieferte 1935 11,6% des gesamten Eiseninhalts. Von der gesamten Eisenerzförderung Deutschlands im Berichtsjahr entfielen 3,34 Mill. t oder 55,2% auf Brauneisenstein, 1,89 Mill. t oder 31,2% auf Spateisenstein, 820000 t oder 13,6% auf sonstige Erze. Wie in den vergangenen Jahren wurde rd. die Hälfte der deutschen Eisenerze ohne Aufbereitung und fast die Hälfte in aufbereitetem Zustand abgesetzt.

Die Zahl der Eisenerzbetriebe betrug im Berichtsjahr 95, gegen 84 im Jahre 1934 und 63 in 1933. Die Gefolgschaft stellte sich 1935 auf 13120 Personen gegen 10765 und 7449 in den beiden vorausgegangenen Jahren.

Die Einfuhr von Eisenerz ist von 8,27 Mill. t im Jahre 1934 auf 14,06 Mill. t im Berichtsjahr gestiegen. Abgesehen von der wirtschaftlich bedingten Zunahme erklärt sich die starke Erhöhung der Einfuhr damit, daß die Bezüge der Saarlüttenwerke seit dem 1. März 1935 als Einfuhr gezählt werden. Dementsprechend zeigt die Eisenerzeinfuhr aus Frankreich eine Erhöhung von 1,61 Mill. t auf 5,61 Mill. t. Auch die Eisenerzeinfuhr Deutschlands aus Schweden erfuhr eine Steigerung von 4,7 Mill. t auf 5,51 Mill. t, die Spaniens von 634000 t auf 1,32 Mill. t, wogegen sich die Zufuhren aus Norwegen von 529000 t auf 515000 t ermäßigten. Die Gesamtversorgung Deutschlands mit Eisenerzen bezifferte sich im Jahre 1935 auf fast 19 Mill. t. Sie war höher als in dem guten Wirtschaftsjahr 1928, blieb



Eisenerzversorgung Deutschlands 1925-1935.

allerdings hinter der von 1929 noch um 14% zurück. Über die deutsche Eisenerzversorgung in den Jahren 1925 bis 1935 gibt die Abbildung Aufschluß.

An Blei- und Zinkerz wurden 1935 in 26 Betrieben 1,73 Mill. t gefördert, die einen Zinkgehalt von 140922 t und einen Bleigehalt von 60659 t aufweisen. Der Anstieg der Gewinnung hat sich seit drei Jahren gleichmäßig fortgesetzt. Die Förderung war 1935 um 11,2% höher als 1934; der Zinkinhalt ist gleichzeitig um 7%, der Bleiinhalt um 3% gestiegen. Der durchschnittliche Bleigehalt des Roherzes betrug 1935 3,69%, der Zinkgehalt 8,58%. Der Durchschnittswert der abgesetzten Erze ist im Berichtsjahr unverändert geblieben. Von den einzelnen Wirtschaftsgebieten zeigt der rechtsrheinische Bezirk mit einer Gewinnung von 395000 t im Jahre 1935 die stärkste Steigerung um 28,6%. Hier werden vorwiegend verwachsener silberhaltiger Bleiglanz und Zinkblende gewonnen. Der Blei- und Zinkgehalt in diesem Bezirk liegt mit 2,1 und 5,9% unter dem Reichsdurchschnitt. Die gesamte Förderung geht in Aufbereitungsanlagen, die außerdem rd. 160000 t Erze aus alten Haldenbeständen verarbeiteten. Im linksrheinischen Bezirk liegt das Schwergewicht der Förderung, die 1935 457000 t betrug, bei den Knotten-erzen, die mit einem Bleigehalt von 2,3% die Grube verlassen. Auch diese Erze müssen durchweg aufbereitet werden. Daneben wurden in andern Betrieben des Bezirks im Berichtsjahr Haldenbestände von früherem Bergbau in Höhe von fast 70000 t, die Blei und Zink enthalten, aufbereitet und so dem Verbrauch zugeführt. In Oberschlesien stieg die Förderung im letzten Jahr um 11% auf 640000 t. Hier werden neben verwachsenen Blei- und Zinkerzen Galmei, der etwas Bleiglanz enthält, und reiner Bleiglanz gewonnen. Die Harzer Bergwerke förderten im Berichtsjahr 238000 t Bleizinkerze, d. s. 7,6% mehr als im Vorjahr. Die hier anfallenden Erze sind die bleireichsten Deutschlands mit einem Bleigehalt von 9,6%.

Die Einfuhr von Bleierzen war mit 84000 t nur um 2,4% höher als im Vorjahr. Der Einfuhrwert ist jedoch von 8 auf 12,5 Mill. \mathcal{M} um 55% gestiegen. Die Ausfuhr, die nur ein Zehntel der Einfuhr ausmacht, ging nach Polen. Die Einfuhr von Zinkerzen ist von 127000 t auf 117000 t zurückgegangen. Der Wert sank im gleichen Verhältnis. Die Ausfuhr, die bereits in den letzten Jahren stark rückläufig war, betrug nur noch 28000 t. Der Rückgang betrifft ausschließlich die Ausfuhr nach Polen, wohin 1934 63000 t, 1935 nur noch 12000 t geliefert wurden. Die Erze, die bisher in die Hütten des abgetrennten ober-schlesischen Gebiets gelangten, werden jetzt bis auf den genannten Rest in Deutschland verarbeitet. Die Gesamtversorgung mit Zinkerzen ist dadurch im letzten Jahr weiter beträchtlich gestiegen. Deutschlands Versorgung mit Bleierzen (Metallinhalt) belief sich 1935 auf 293000 t gegen 278000 t 1933, mit Zinkerzen auf 280000 t gegen 145000 t.

Die in den Bleizinkerzbergwerken beschäftigte Gefolgschaft war am Ende des Berichtsjahres mit 8334 Personen mehr als doppelt so hoch wie 1932 und um 24% höher als 1934.

Die Förderung von Kupfererz in Deutschland war bei 1,12 Mill. t um 11% höher als 1934; der Kupferinhalt ist um 5,5% gestiegen. Während die Mansfelder Erze, die fast die ganze deutsche Gewinnung aufbringen, nach einfacher Handscheidung in den Schmelzprozeß gehen, werden die übrigen in Deutschland gewonnenen Kupfererze bei der Förderung von Eisen- oder Bleizinkerzen im Hautwerk mitgewonnen und erst während der Aufbereitung von den andern Erzarten getrennt. Im Siegerland werden die auf diese Weise ausgeschiedenen Kupfererze, die zur Verhüttung noch nicht reich genug sind, von den Spateisensteinbergwerken gesammelt und in einer gemeinsamen Kupfereraufbereitung weiter angereichert. Der Absatzwert der Kupfererze betrug je Tonne 11,64 \mathcal{M} . Die Gefolgschaft der Kupfererzbergwerke betrug 8443 Personen. Die Einfuhr Deutschlands von Kupfererz ist im Berichtsjahr um

23% auf 401000 t im Werte von 7,94 Mill. *M* gestiegen. Die Ausfuhr betrug dagegen nur 5800 t.

Die Förderung von Schwefelkies war im Berichtsjahr mit 276800 t um 23% höher als 1934. 84% der deutschen Gewinnung werden in den Meggener Betrieben gefördert. Obwohl auch in diesen die Steigerung gegenüber dem Vorjahr beträchtlich war, ist ihr Anteil an der Gesamtförderung doch gefallen, denn die Schwefelkiesgewinnung in Bayern erhöhte sich um 77%. Außerdem wurden 25000 t Schwefelkies auf einigen Braunkohlenbergwerken gewonnen. Das Erz ist in einzelnen Knollen oder Brocken in der Braunkohle enthalten und wird vor der Verwendung der Kohle abgeseibt. Die Einfuhr von Schwefelkies war bei 1,02 Mill. t um 3% höher als 1934. Sie stammte zu 55% aus Spanien, zu 26% aus Norwegen. Die Ausfuhr spielt daneben mit 22000 t eine unbedeutende Rolle. Die gesamte Versorgung Deutschlands mit Schwefelkies betrug im Berichtsjahr 1,27 Mill. t und war um 6,6% höher als im Vorjahr.

Unter den übrigen Erzen ist an erster Stelle Arsenerz zu nennen, wovon im Berichtsjahr 30000 t gefördert wurden. Der Arsengehalt liegt bei 7%. Die Erze werden in der Aufbereitungsanstalt auf rd. 50% angereichert. Die im Jahre 1934 begonnene Förderung von Quecksilber-

erz hat sich 1935 auf rd. 11000 t erhöht. Es sind zwei weitere Schachtanlagen in der Gegend von Obermoschel hinzugekommen. Das Erz wird ohne weitere Vorbehandlung an die derselben Gesellschaft gehörige Destillationsanstalt zur Quecksilbergewinnung abgegeben. Die hessische Bauxitgewinnung hat sich im Berichtsjahr mit über 40000 t abermals gegenüber dem Vorjahr verdoppelt. Der Gehalt an Al_2O_3 beträgt rd. 40%. Der größte Teil der Erze wird vor dem Absatz gewaschen und so auf rd. 50% Al_2O_3 angereichert. Im sächsischen Erzgebirge kamen mehrere der Betriebe, die bisher nur Untersuchungs- und Aufschlußarbeiten durchführten, im Jahre 1935 in Förderung. Es wurden Zinn-, Wismut- und Wolfram-erze in einer Gesamtmenge von rd. 13000 t gewonnen. Daneben wurden in den Aufbereitungsanstalten geringe Mengen von Erzen, die aus früherem Bergbau auf Halde lagen, durchgesetzt. Bei der Gewinnung der genannten übrigen und einiger anderer Erze, die in untergeordneter Menge anfielen, wurden 884 Personen beschäftigt. Daneben waren noch 12 Bergwerke mit 203 beschäftigten Personen als Untersuchungs- und Aufschlußbetriebe ohne Förderung im Gange.

Der berechnete Edelmetallinhalt der deutschen Erzförderung betrug 185,3 kg Gold und 194,6 kg Silber.

UMSCHAU.

Die Entzündung von Grubengas-Luftgemischen durch Verdichtung.

Die Temperatur- und Druckverhältnisse in einem adiabatisch verdichteten Gasgemisch werden durch folgende Gleichungen wiedergegeben:

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{\gamma-1} \quad \text{und} \quad \frac{p_2}{p_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{\gamma}$$

Darin bedeuten T_1 und T_2 die Anfangs- und Endtemperaturen, V_1 und V_2 die Anfangs- und Endvolumina, p_1 und p_2 die Anfangs- und Enddrücke; γ gibt das Verhältnis der spezifischen Wärme des Gases bei gleichbleibendem Druck zu derjenigen bei gleichbleibendem Volumen an. Wenn es sich um ein entzündliches Gemisch handelt, kann dessen Zündung bei genügend hoher und schneller Verdichtung erfolgen. Die für derartige Untersuchungen schon seit längerer Zeit verwendeten Geräte unterscheiden sich im wesentlichen durch die Kolbenführung und -hemmung bei dem Verdichtungsvorgang. Bei neuern Versuchen haben Dixon und Harwood¹ einen Kompressionszylinder aus 16 mm starkem Chromnickelstahl von 450 mm Länge benutzt. Der einseitig geschlossene Zylinder ist waagrecht in einem kupfernen Wasserbehälter angeordnet, so daß man die Anfangstemperatur stets gleich halten kann. Der Kolbenhub beträgt bis zu 400 mm. Durch ein 90 kg schweres Gewicht, das in senkrechten Führungsschienen läuft und das ein Hebel mit dem Kolben verbindet, wird dieser betätigt und damit die Verdichtung erzielt. Um den Entzündungsvorgang im Lichtbilde festhalten zu können, hat man am Zylinder eine mit optischem Glas bedeckte Fensteröffnung angebracht, an der ein Film mit bestimmter Geschwindigkeit vorbeigeführt wird.

Mit jedem Gasgemisch wurde eine Versuchsreihe durchgeführt und dabei der Druck allmählich erhöht, bis Zündung erfolgte. Trat diese bereits beim ersten Versuch ein, so verringerte man die Verdichtung entsprechend. Der Anfangsdruck im Zylinder betrug bei allen Versuchen 1 kg je cm^2 . Die Angabe des Gasvolumens erfolgte in mm Zylinderlänge. Das Anfangsvolumen betrug im allgemeinen 300 mm.

Bei Methan-Luftgemischen läßt sich der Wert für γ nicht genau angeben, weil für die spezifische Wärme unter

den in Betracht kommenden Bedingungen keine eindeutigen Werte vorliegen. Bei den nachstehenden Untersuchungen sind für die Errechnung der Entzündungstemperaturen die von Dixon und von Eastman ermittelten Werte zugrunde gelegt worden.

Versuchsergebnisse.

Gemische mit 2–75% Grubengas sind durch schnelle Verdichtung zur Entzündung mit sichtbarer Flammenbildung gebracht worden. Bei einem Methangehalt von mehr als 80% trat selbst bei stärkster Verdichtung (300 kg je cm^2) keine Zündung ein.

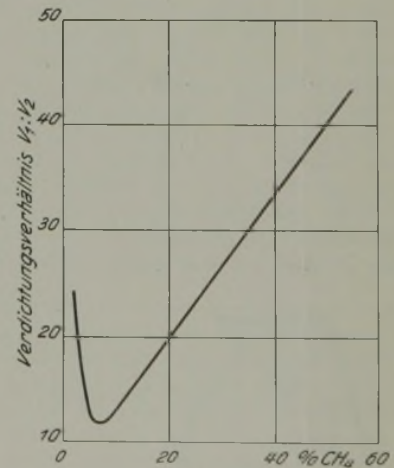


Abb. 1. Beziehungen zwischen der Zusammensetzung des Methan-Luftgemisches und dem Verdichtungsverhältnis.

Die Versuche zeigen, daß die Zündung von Methan-Luftgemischen, die unter Druck stehen, in weitem Grenzen erfolgt, als man bisher angenommen hat. In diesem Zusammenhang seien Untersuchungen von Bone, Newitt und Smith¹ erwähnt, die Gasgemische von verschieden hohem Anfangsdruck durch einen glühenden Draht gezündet und dabei folgende Werte festgestellt haben:

Anfangsdruck . . . kg/cm ²	1	10	30	50	125
Untere Grenze, Methan . %	5,6	6,0	5,9	5,4	5,7
Obere Grenze, Methan . %	14,3	17,1	24,6	29,0	45,5

¹ The ignition of firedamp by compression, Safety Mines Res. Bd. Pap. 1935, Nr. 93.

¹ Proc. Roy. Soc. 117 (1928) Teil A, S. 4565.

Die Verfasser weisen besonders darauf hin, daß bei Methangehalten von mehr als 55% die Genauigkeit der Versuchsergebnisse geringer wird, daß dagegen bis zu 55% eine sehr genaue Bestimmung möglich ist. In der Zahlentafel 1 sind die Versuchsergebnisse zusammengestellt. Aus Abb. 1 geht hervor, daß bei einem Methangehalt des Gasgemisches von 7–7,5% die zur Entzündung führende Verdichtung am niedrigsten ist. In entsprechender Weise läßt sich aus Abb. 2 entnehmen, daß bei demselben Methangehalt die niedrigste Zündtemperatur auftritt.

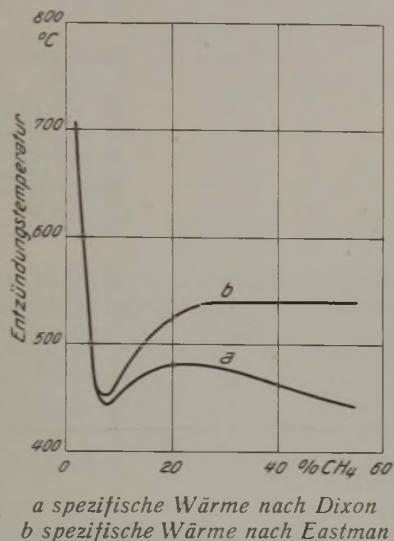


Abb. 2. Beziehungen zwischen der Zusammensetzung des Methan-Luftgemisches und der Entzündungstemperatur.

Zahlentafel 1. Zündung von Methan-Luftgemischen durch Verdichtung (Anfangsvolumen 300 mm, Anfangstemperatur 20°, Anfangsdruck 1 kg/cm²).

CH ₄ %	V ₂	V ₁ : V ₂	Entzündungstemperaturen					
			γ nach Dixon			γ nach Eastman		
			γ	P ₂ kg/cm ²	T °C	γ	P ₂ kg/cm ²	T °C
2,1	12,5	24,0	1,380	80,5	710	1,378	80,0	705
3,4	18,0	16,7	1,377	48,5	575	1,376	48,5	575
4,0	20,5	14,6	1,376	40,0	530	1,376	40,0	530
4,6	23,0	13,0	1,374	34,0	495	1,374	34,0	495
5,0	24,0	12,5	1,372	32,0	480	1,373	32,0	480
6,0	25,8	11,6	1,370	29,0	455	1,372	29,0	460
7,0	26,0	11,5	1,365	28,0	445	1,369	28,5	450
7,5	26,0	11,5	1,364	28,5	440	1,368	29,0	450
8,4	25,0	12,0	1,361	29,5	445	1,367	30,0	455
9,5	23,5	12,7	1,355	31,0	450	1,362	32,0	465
10,0	23,0	13,0	1,353	32,0	450	1,361	33,0	465
11,5	21,5	14,0	1,349	35,0	460	1,359	35,5	480
14,5	18,5	16,3	1,335	41,5	475	1,348	43,5	500
17,0	16,8	17,8	1,325	45,5	475	1,341	48,0	510
21,0	14,7	20,4	1,312	52,5	480	1,332	55,5	525
29,0	11,5	26,0	1,288	66,5	480	1,313	71,5	540
38,0	9,5	31,6	1,267	80,0	465	1,296	87,5	540
45,0	8,3	36,6	1,254	91,0	455	1,285	101,0	540
55,0	7,0	42,8	1,237	104,0	440	1,270	118,0	540

In allen Fällen, in denen Zündung erfolgte, trat eine sichtbare Flamme auf, die jedoch nicht immer so stark war, daß sie im Film festgehalten werden konnte. Abb. 3 zeigt einige kennzeichnende Flammenbilder. Man ersieht daraus, daß die stärkste Flamme bei einem Methangehalt von 9,5% erscheint. Bei allen Versuchen wurde beobachtet, daß die einmal erzeugte Flamme erst dann erlosch, wenn sie den ganzen Zylinder durchschlagen hatte.

Wirkung des Druckes auf die Entzündungstemperatur eines Methan-Luftgemisches.

Zur Bestimmung der Entzündungstemperaturen bei atmosphärischem oder höherem Druck gibt es ein Gerät,

bei dem mit Hilfe zweier gleichmäßig ineinander angeordneter Rohre eine Mischung des zu untersuchenden brennbaren Gases mit Luft oder Sauerstoff erzielt wird. Dieses Verfahren ist bisher bis zu Drücken von 7 kg/cm² angewendet worden, wobei man folgende Werte ermittelt hat:

Anfangsdruck . . . kg/cm ²	1	3	5	7
Entzündungstemperatur °C	735	705	680	653

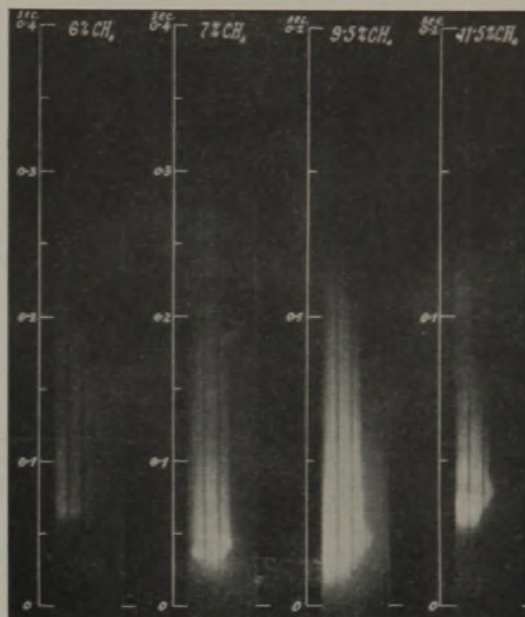


Abb. 3. Lichtbilder von Explosionsflammen verschiedener Methan-Luftgemische.

Mit dem Gerät für die Kompressionsversuche lassen sich durch Veränderung der Anfangstemperatur des Gasgemisches oder des Anfangsdruckes Messungen der Entzündungsdrücke vornehmen, aus denen man die Entzündungstemperaturen errechnen kann. Derartige Versuchsreihen sind für Drücke von 15–40 kg/cm² durchgeführt worden. Die Zahlentafel 2 enthält die mit einem Methan-Luftgemisch von 7% erzielten Ergebnisse. In Abb. 4 sind die Kurven für die Versuchsreihen nach den beiden Verfahren wiedergegeben. Man ersieht daraus, daß die Entzündbarkeit des Gasgemisches sehr gleichmäßig mit steigendem Druck zunimmt.

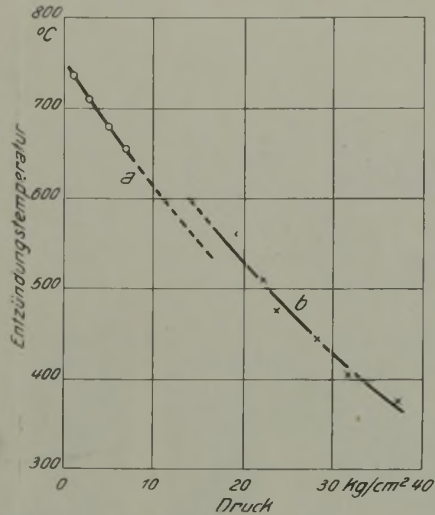
Zahlentafel 2. Entzündungstemperaturen eines Methan-Luftgemisches bei verschiedenen Drücken.

Anfangs- temperatur °C	Anfangs- druck mm/WS	V ₁ : V ₂	γ	P ₂ kg/cm ²	Entzündungs- temperatur °C
50	400	14,1	1,358	19,0	560
50	600	11,5	1,360	22,0	505
50	760	10,2	1,362	23,5	475
20	760	11,5	1,365	28,0	445
50	1500	7,6	1,366	31,5	405
20	1500	8,5	1,370	37,0	375

Zündung von Methan-Luftgemischen durch Verdichtung bei gleichzeitiger Druckentlastung.

Der Verdichtungszyylinder ist an einem Ende mit einer abnehmbaren Scheibe verschlossen. Nach ihrer Entfernung kann der Zylinder unter Zwischenschaltung eines konischen Teiles in eine sogenannte Niederdruckkammer von 800 mm Länge und 125 mm Durchmesser eingeschraubt werden. Durch eine besondere Öffnung läßt sich diese Kammer unabhängig vom Verdichtungszyylinder mit beliebigen Gasgemischen anfüllen.

Mit dieser Einrichtung sollten zwei Fragen näher geprüft werden. Zunächst galt es, festzustellen, ob es möglich ist, ein Gemisch durch Verdichtung zur Entzündung zu bringen, wenn der Kompressionszylinder nicht vollständig geschlossen ist, also eine gewisse Druckentlastung nach der vorgelagerten Kammer hin erfolgt. Weiterhin sollten die Versuche darüber Aufschluß geben, ob eine im Kompressionszylinder erzeugte Flamme die Öffnung des Anschlußstückes zu durchschlagen und ein in der Außenkammer befindliches Methan-Luftgemisch zu zünden vermag.



a Versuche mit gleichmäßig ineinander angeordneten Rohren
b Versuche mit dem Gerät von Dixon und Harwood

Abb. 4. Wirkung des Druckes auf die Entzündungstemperatur eines 7% igen Methan-Luftgemisches.

Es wurde festgestellt, daß bei einem Methangehalt des Gemisches von 7% die Zündungen im Kompressionszylinder dann erfolgten, wenn die Öffnung einen Durchmesser von 2,25 mm oder weniger hatte. Bei 2,5 mm Durchmesser fand nur einmal eine Explosion durch Verdichtung statt. Dagegen konnte mit einem Gemisch von 9,5% Methan bei 2,5 mm Durchmesser keine Explosion erzielt werden, sondern nur bei Durchmessern bis zu 2,25 mm. In allen Fällen schlug eine Flamme durch die Öffnung und erstreckte sich bis zu etwa einem Drittel der Außenkammerlänge, ohne aber dabei das hier befindliche Gasgemisch zu zünden.

Bei weitem Versuchsreihen bedeckte man die Öffnung des konischen Anschlußstückes mit Kupferplättchen von verschiedener Stärke. Die zu deren Durchstoßung erforderliche Kraft wurde durch Verwendung von Preßluft ermittelt. Die hierbei auftretenden Scherkräfte werden nach der Formel $P = \frac{k \cdot T}{D}$ errechnet. Hierin bedeutet P den Druck in kg/cm², T die Stärke des Plättchens in mm, D den Öffnungsdurchmesser und k den Festwert 5,500.

Die Ergebnisse der Versuche bei Verwendung solcher Plättchen lassen sich etwa wie folgt zusammenfassen. Das in der Niederdruckkammer befindliche Gasgemisch wurde durch die aus dem Kompressionszylinder herausschlagende Flamme gezündet, wenn das Plättchen eine genügende Dicke hatte. Die Zündung erfolgte desto eher, je größer die durch das Plättchen verschlossene Öffnung war, vorausgesetzt, daß die Plättchenstärke ausreichte. Bei einem Durchmesser von 4,75 mm und einem Methangehalt des Gasgemisches von 9,5% wurde mit Kupferplättchen von verschiedener Stärke eine Versuchsreihe durchgeführt, über deren Ergebnisse die Zahlentafel 3 unterrichtet. Wenn sich die Plättchen zu leicht durchstoßen lassen, wird entweder das Gemisch im Kompressionszylinder nicht entzündet, oder die Flamme ist, sofern dies doch geschieht, nicht stark genug, um das Gemisch in der Außenkammer zu zünden. Wenn andererseits die Durchstoßung einen zu hohen Druck erfordert, ist meist vorher

eine nahezu vollständige Verbrennung im Kompressionszylinder eingetreten, so daß eine etwa noch durchschlagende Flamme das Gemisch der Außenkammer nicht mehr zu zünden vermag.

Zahlentafel 3. Entzündung eines Methan-Luftgemisches mit 9,5% CH₄ unter Verwendung von Kupferplättchen.

Stärke des Kupferplättchens mm	Druck zur Durchstoßung des Plättchens kg/cm ²	Zündergebnis im	
		Kompressionszylinder	Niederdruckzylinder
0,02	25	keine Zündung	—
0,04	45	Zündung	Flammenlänge durch halben Zylinder
0,06	70	Zündung	Zündung, Flammengeschwindigkeit 300 m/s
0,08	90	Zündung	Zündung, Flammengeschwindigkeit 400 m/s
0,10	110	Zündung	Zündung, Flammengeschwindigkeit 500 m/s
0,12	140	Zündung	Flammenlänge = 1 Drittel des Zylinders, keine Zündung

Erwähnenswert sind hier die von Wheeler bei Versuchen auf größerer Grundlage in der Versuchsstrecke zu Buxton gemachten Beobachtungen¹. Danach darf in dem Verdichtungszyylinder ein Loch sein, das groß genug ist, einer Flamme den Durchtritt zu gestatten, und dieses Loch braucht zur Verzögerung der Druckentlastung nicht durch eine Platte verschlossen zu werden, wie es bei den Zündversuchen von Dixon und Harwood geschehen und erforderlich gewesen ist.

In einer weitem Versuchsreihe wurde festgestellt, mit welcher Zusammensetzung des Gasgemisches im Kompressionszylinder bei einem Öffnungsdurchmesser von 4,8 mm und einem Kupferplättchen von 0,10 mm Stärke eine Zündung erfolgt und bei welcher Zusammensetzung im Außenzylinder die Explosion hierher übertragen wird. Abb. 5 zeigt das Ergebnis dieser Versuche. Sobald das Gasgemisch im Niederdruckzylinder einen Methangehalt von mehr als 11,5% aufwies, war eine Zündung, unabhängig vom Gemisch im Kompressionszylinder, nicht mehr erzielbar. Dagegen erfolgte bei einem Methangehalt im Außenzylinder von 7% eine Zündung dann, wenn das Gasgemisch im Kompressionszylinder 7–17% Grubengas enthielt.

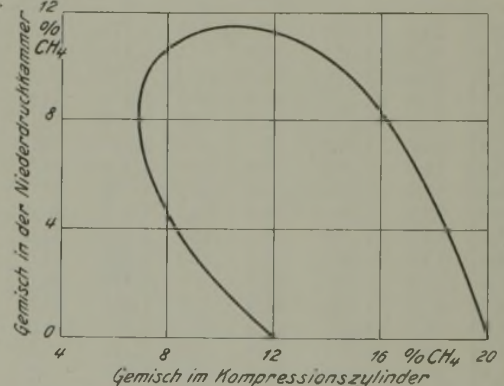


Abb. 5. Zündung von außerhalb des Kompressionszylinders befindlichen Gas-Luftgemischen.

Die Verfasser schließen aus allen diesen Versuchen, daß bei einer plötzlichen Zusammenpressung eines Methan-Luftgemisches in einem Hohlraum, etwa durch Zubruchgehen des Hangenden, eine Zündung des Gasgemisches erfolgen kann. Unter Umständen vermag die Explosionsflamme aus dem Hohlraum herauszuschlagen und ein außen befindliches Schlagwettergemisch ebenfalls zur Entzündung bringen. Dabei kann als Regel gelten, daß bei einem reichern Gasgemisch im Hohlraum eine zündfähigere Flamme entsteht, während sich außerhalb ein ärmeres Gemisch eher zünden läßt.

Dr.-Ing. H. Wöhlbier, Spremberg.

¹ Trans. Instn. Min. Engr. 88 (1935) S. 447.

Verlängerung der Frist für die Umwandlung von Kapitalgesellschaften¹.

Nach dem bisherigen Stande der Gesetzgebung über die Umwandlung von Kapitalgesellschaften sollte die Frist, innerhalb deren Kapitalgesellschaften ihre Umwandlung unter handelsrechtlichen und steuerlichen Erleichterungen beschließen können, mit dem 31. Dezember 1936 ablaufen. Diese Frist ist durch die Dritte Durchführungsverordnung zum Gesetz über die Umwandlung von Kapitalgesellschaften vom 2. Dezember 1936 (RGBl. S. 1003) und die Vierte Durchführungsverordnung zum Umwandlungs-

steuergesetz vom 2. Dezember 1936 (RGBl. S. 1006) verlängert worden.

Handelsrechtliche Erleichterungen werden noch für die Umwandlungen gewährt, die bis zum 31. März 1939 beschlossen werden. Vom 1. Januar 1937 an ist die Umwandlung durch Mehrheitsbeschluß noch weitergehend zugelassen als bisher. Dagegen werden steuerliche Erleichterungen nur noch für die Umwandlungen und Auflösungen gewährt, die bis zum 30. Juni 1937 beschlossen werden. Für Gesellschaften, die nach dem 31. Dezember 1936 ihre Umwandlung oder Auflösung beschließen, sind gewisse Einschränkungen hinsichtlich der Freiheit in der Bewertung ihrer Wirtschaftsgüter vorgesehen.

¹ Vgl. den Aufsatz: Umwandlung bergrechtlicher Gewerkschaften, Glückauf 71 (1935) S. 669.

Dr. W. Schlüter, Bonn.

WIRTSCHAFTLICHES.

Absatz der im Rheinisch-Westfälischen Kohlen-Syndikat vereinigten Zechen im November 1936.

Die Aufwärtsbewegung des Absatzes hat sich im November weiter fortgesetzt. Der Gesamtabsatz für Rechnung des Syndikats der Ruhrzechen betrug arbeitstäglich 267 000 t gegen 244 000 t im Oktober. Der Absatz in das unbestrittene Gebiet stieg von arbeitstäglich 127 000 t im Oktober auf 136 000 t im November, der Absatz in das bestrittene Gebiet

von 117 000 t auf 131 000 t. Einschließlich der Aachener Zechen und der Saargruben betrug der Gesamtabsatz für Rechnung des Syndikats arbeitstäglich 313 000 t (287 000 t im Vormonat).

Die Lage des Kohlenmarktes hat sich auf der ganzen Linie weiter gebessert. Neben den aus jahreszeitlichen Gründen besonders lebhaften Eindeckungskäufen in Hausbrandkohle bestand eine unvermindert starke Nachfrage

Zahlentafel 1. Gesamtabsatz¹ des Syndikats.

Monats-durchschnitt bzw. Monat	Absatz						Gesamtabsatz						Davon nach dem Ausland					
	auf die Verkaufs-			auf die Verbrauchs-			insges.			arbeitstäglich			insges.			in % des		
	beteiligung						(1000 t)			(1000 t)			(1000 t)			Gesamtabsatzes		
	Ruhr	Aachen ²	Saar ²	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar
1934	70,46			20,66		—	7 491			298			2236			29,85		
1935	68,83	91,14		22,39	0,32	—	8 105	610		322	24		2437	111		30,07	18,15	
1936: Jan.	68,28	89,35	93,16	23,28	0,99	—	9 082	620	993	356	24	39	2657	65	237	29,25	10,53	23,85
Febr.	67,19	89,82	93,41	24,11	0,60	—	8 328	578	876	333	23	35	2482	58	275	29,80	10,12	31,41
März	65,80	90,42	93,01	25,25		—	8 107	594	963	312	23	37	2270	61	257	27,99	10,27	26,68
April	65,16	89,06	93,03	25,85	1,01	—	7 753	548	857	323	23	36	2340	112	230	30,18	20,41	26,89
Mai	68,23	90,64	93,40	23,66	0,93	—	8 497	638	935	354	27	39	2352	80	257	27,68	12,52	27,51
Juni	68,57	91,27	92,64	23,39	0,85	—	8 489	651	955	352	27	40	2428	101	276	28,60	15,50	28,92
Juli	66,87	90,42	92,54	24,92	0,95	—	8 700	661	963	322	24	36	2442	104	269	28,07	15,80	27,93
Aug.	66,55	90,27	92,87	25,38	0,93	—	8 717	644	910	335	25	35	2510	111	243	28,79	17,23	26,72
Sept.	67,54	90,56	93,84	24,49	0,86	—	9 109	678	969	350	26	37	2633	116	278	28,91	17,14	28,67
Okt.	69,97	90,39	93,45	21,85	0,87	—	10 168	733	1106	377	27	41	2805	114	290	27,59	15,52	26,19
Nov.	70,78	90,69	93,73	20,98	0,69	—	9 715	683	1041	405	28	43	2651	99	283	27,29	14,49	27,16
Jan.-Nov.	67,83	90,29	93,20	23,83	0,79	—	8 788	639	961	347	25	38	2506	93	263	28,52	14,54	27,39

¹ Einschl. Koks und Preßkohle, auf Kohle zurückgerechnet. — ² Auf den Beschäftigungsanspruch (Aachen und Saar) und auf die Vorbehaltsmenge der Saar in Anrechnung kommender Absatz.

Zahlentafel 2. Arbeitstäglich Absatz¹ für Rechnung des Syndikats.

Monats-durchschnitt bzw. Monat	Unbestrittenes						Bestrittenes						Zusammen		
	Gebiet						Gebiet						t		
	t			von der Summe %			t			von der Summe %			Ruhr	Aachen	Saar
	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar	Ruhr	Aachen	Saar
1934	97 858			49,46			100 001			50,54			197 859		
1935	98 470	15 850		47,39	77,03		109 307	4727		52,61	22,97		207 777	20 577	
1936: Jan.	105 258	17 000	7711	46,49	84,37	47,31	121 163	3149	8 589	53,51	15,63	52,69	226 421	20 149	16 300
Febr.	98 505	16 372	7109	47,91	85,32	49,22	107 103	2818	7 335	52,09	14,68	50,78	205 608	19 190	14 444
März	94 370	15 936	7073	49,37	84,85	46,63	96 788	2845	8 078	50,63	15,15	53,32	191 158	18 781	15 151
April	90 735	13 434	6461	46,02	73,76	44,98	106 433	4778	7 904	53,98	26,24	55,02	197 168	18 212	14 365
Mai	119 049	18 183	7534	52,14	81,77	44,09	109 281	4055	9 552	47,86	18,23	55,91	228 330	22 238	17 086
Juni	115 240	18 607	7039	50,03	81,38	39,93	115 123	4257	10 588	49,97	18,62	60,07	230 363	22 864	17 627
Juli	99 860	16 197	6488	48,59	79,33	40,18	105 646	4221	9 660	51,41	20,67	59,82	205 506	20 418	16 148
Aug.	100 093	16 194	6870	47,12	77,18	42,26	112 332	4789	9 387	52,88	22,82	57,74	212 425	20 983	16 257
Sept.	105 975	17 104	7725	47,76	77,95	41,58	115 919	4837	10 853	52,24	22,05	58,42	221 894	21 941	18 578
Okt.	126 564	18 164	9299	51,87	78,91	46,73	117 421	4854	10 600	48,13	21,09	53,27	243 985	23 018	19 899
Nov.	136 335	19 365	9599	51,08	80,33	44,28	130 585	4741	12 079	48,92	19,67	55,72	266 920	24 106	21 678
Jan.-Nov.	108 241	16 951	7537	49,05	80,44	44,21	112 443	4122	9 511	50,95	19,56	55,79	220 684	21 073	17 048

¹ Einschl. Koks und Preßkohle, auf Kohle zurückgerechnet.

nach allen kleinen Industriekörnungen und Feinkohle. Nennenswerte Änderungen in der Absatzlage der einzelnen Kohlengruppen waren nicht zu verzeichnen. Die Zunahme der Koks- und Briкетterzeugung setzte sich gleichfalls fort, wodurch auch der Verkauf an Feinkohle für diese Zwecke weiter anstieg, eine Entwicklung, die in ähnlicher Weise für die Aachener und Saargruben zutrifft.

Der arbeitstägliche Versand auf der Eisenbahn hat sich im November bei besserer Wagenstellung erhöht. Die Lieferungen auf dem Wasserwege wurden zeitweise durch Nebel behindert. Im Monat Dezember hat die lebhaftere Nachfrage unverändert angehalten.

Brennstoffaußenhandel Hollands im 1. — 3. Vierteljahr 1936¹.

Herkunftsland bzw. Bestimmungsland	1. — 3. Vierteljahr		
	1934 t	1935 t	1936 t
Steinkohle:	Einfuhr		
Deutschland	2 691 403	2 462 073	2 353 657
Großbritannien	1 006 474	833 382	854 418
Belgien-Luxemburg	289 460	225 677	215 051
Polen	217 728	63 707	54 828
Übrige Länder	18 575	6 535	14 973
zus.	4 223 640	3 591 374	3 492 927
Koks:			
Deutschland	202 233	166 308	198 456
Belgien-Luxemburg	40 979	31 226	30 888
Großbritannien	23 693	15 805	17 312
Übrige Länder	3 451	352	100
zus.	270 356	213 691	246 756
Preßsteinkohle:			
Deutschland	243 740	249 021	237 694
Belgien-Luxemburg	29 611	29 997	22 072
Übrige Länder	—	—	10
zus.	273 351	279 018	259 776
Braunkohle	47	27	58
Preßbraunkohle:			
Deutschland	113 093	104 783	104 635
Übrige Länder	584	648	632
zus.	113 677	105 431	105 267
Steinkohle:	Ausfuhr		
Belgien-Luxemburg	695 355	578 885	658 900
Frankreich	798 345	731 777	724 900
Deutschland	540 247	505 153	540 069
Schweiz	81 403	86 882	91 054
Italien	196 795	100 685	—
Argentinien	49 070	86 248	115 902
Übrige Länder	36 446	73 739	84 364
Bunkerkohle	235 378	72 428	161 103
zus.	2 633 039	2 235 797	2 376 292
Koks:			
Deutschland	350 597	360 349	331 800
Belgien-Luxemburg	425 340	415 558	386 291
Frankreich	297 842	285 557	339 018
Schweden	179 926	293 266	380 849
Norwegen	—	54 404	94 111
Dänemark	67 084	11 052	—
Schweiz	67 715	68 634	66 303
Italien	55 084	67 763	6 851
Übrige Länder	99 975	27 276	49 207
zus.	1 543 563 ²	1 583 859	1 654 430
Preßsteinkohle:			
Belgien-Luxemburg	45 224	50 425	54 761
Frankreich	64 239	55 710	64 286
Deutschland	82 988	64 924	69 674
Schweiz	33 469	34 083	28 840
Übrige Länder	4 935	9 793	—
zus.	230 855	214 935	217 561
Preßbraunkohle	5 628	2 369	2 423

¹ Holländische Außenhandelsstatistik. — ² In der Summe berichtigt.

Brennstoffaußenhandel Frankreichs¹ im 1. — 3. Vierteljahr 1936².

Herkunfts- bzw. Bestimmungsland	1. — 3. Vierteljahr		
	1934 t	1935 t	1936 t
Kohle:	Einfuhr		
Großbritannien	5 866 924	5 522 682	5 245 672
Belgien-Luxemburg	2 298 404	2 172 925	2 145 552
Indochina	149 778	175 525	189 197
Deutschland ³	2 873 867	3 728 577	4 372 348
Holland	789 974	746 395	728 585
Polen	592 532	756 740	804 179
Andere Länder	97 324	125 506	129 710
zus.	12 668 803	13 228 350	13 615 243
Koks:			
Großbritannien	7 944	9 362	8 196
Belgien-Luxemburg	300 830	231 961	390 417
Deutschland ³	1 066 765	1 068 755	1 164 692
Holland	291 166	282 936	316 270
Andere Länder	2 295	1 414	1 117
zus.	1 669 000	1 594 428	1 880 692
Preßkohle:			
Großbritannien	68 805	77 715	87 210
Belgien-Luxemburg	205 109	208 616	249 949
Deutschland ³	368 060	324 642	298 268
Holland	60 926	57 391	65 652
Andere Länder	741	6	425
zus.	703 641	668 370	701 504
Kohle:	Ausfuhr		
Belgien-Luxemburg	332 470	196 299	84 115
Schweiz	559 028	317 675	259 934
Italien	217 065	41 207	96 731
Deutschland	987 041	405 734	236 307
Holland	—	908	401
Österreich	64 790	4 455	1 840
Andere Länder	5 562	4 386	4 415
Bunkerverschiffungen	2 751	788	706
zus.	2 168 707	971 452	684 449
Koks:			
Schweiz	95 406	84 582	95 908
Italien	97 137	110 256	103 536
Deutschland ³	33 717	9 497	430
Belgien-Luxemburg	5 494	1 917	13 102
Bunkerverschiffungen	—	68	49
Andere Länder	7 539	2 466	2 977
zus.	239 293	209 056	216 002
Preßkohle:			
Schweiz	27 456	20 105	19 401
Franz. Besitzungen	52 880	65 024	70 363
Deutschland	—	1 025	2 270
Italien	7 764	5 705	6
Andere Länder	2 713	1 051	404
Bunkerverschiffungen	1	324	41
zus.	90 814	93 234	92 485

¹ Seit 18. Februar 1935 ohne Saarland. — ² Journ. Charbonnages. — ³ Seit 18. Februar 1935 einschl. Saargebiet.

Japans Kohlenförderung, Roheisen- und Stahlgewinnung im 1. Halbjahr 1936¹.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Steinkohle 1000 t	Roheisen 1000 t	Rohstahl 1000 t
1931	2332	89	157
1932	2338	98	200
1933	2710	133	267
1934	2994	161	325
1935	2909	176	375
1936: Januar	2935	181	388
Februar	3148	168	405
März	3434	183	424
April	3091	177	409
Mai	3135	186	408
Juni	3074	179	413
Januar-Juni	3136	179	408

¹ Bull. Mens.

**Brennstoffaußenhandel der Tschechoslowakei
nach Ländern im August und September 1936¹.**

	August t	September t
Einfuhr		
Steinkohle:		
Polen	—	4 405
Deutschland	90 236	96 604
Andere Länder	—	520
zus.	90 236	101 529
Koks:		
Deutschland	12 928	16 613
Andere Länder	—	—
zus.	12 928	16 613
Braunkohle:		
Ungarn	4 373	5 617
Andere Länder	100	80
zus.	4 473	5 697
Preßkohle	1 647	3 256
Ausfuhr		
Steinkohle:		
Österreich	81 027	93 594
Ungarn	740	860
Deutschland	12 475	11 650
Jugoslawien	1 510	1 925
Italien	5 425	15 470
Andere Länder	103	33
zus.	101 280	123 532
Braunkohle:		
Deutschland	136 515	142 265
Österreich	3 365	3 550
Andere Länder	—	20
zus.	139 880	145 835
Koks:		
Ungarn	12 210	10 960
Österreich	13 926	15 565
Polen	3 976	4 239
Rumänien	380	765
Jugoslawien	4 141	2 688
Deutschland	753	763
Andere Länder	446	1 669
zus.	35 832	36 649
Preßkohle	5 470	6 720

¹ Nach Colliery Guardian.
**Brennstoffeinfuhr Österreichs nach Herkunftsländern
im 3. Vierteljahr 1936¹.**

	Juli t	August t	Sept. t
Steinkohle			
Polen	67 290	63 702	76 088
<i>davon Poln.-Oberschlesien</i>	58 363	54 130	64 070
<i>Dombrowa</i>	8 927	9 572	12 018
Tschechoslowakei	71 754	79 421	91 769
Deutschland	43 078	46 064	58 074
<i>davon Oberschlesien</i>	3 931	5 266	9 546
<i>Ruhrbezirk</i>	13 227	16 027	19 828
<i>Saarland</i>	25 920	24 771	28 700
Andere Länder	4 756	5 706	4 867
zus.	186 878	194 893	230 798
Koks			
Polen	3 684	3 842	6 206
Tschechoslowakei	15 349	13 546	15 728
Deutschland	11 625	11 244	18 827
<i>davon Oberschlesien</i>	2 571	2 268	5 527
<i>Ruhrbezirk</i>	9 054	8 976	13 300
Andere Länder	563	1 460	1 434
zus.	31 221	30 092	42 195
Braunkohle			
Tschechoslowakei	3 065	3 415	3 420
Ungarn	7 960	10 145	12 050
Andere Länder	815	607	843
zus.	11 840	14 167	16 313

¹ Montan. Rdsch.
Kohlenversorgung der Schweiz im 1.—3. Vierteljahr 1936¹

Herkunftsländer	1.—3. Vierteljahr		
	1934 t	1935 t	1936 t
Steinkohle:			
Deutschland	347 294	599 461	619 825
Frankreich	539 725	295 408	252 388
Belgien	72 689	37 016	28 148
Holland	120 033	101 182	93 978
Großbritannien	237 419	192 222	191 810
Polen	59 626	63 243	71 011
Rußland	13 921	14 815	16 628
Andere Länder	325	16	—
zus.	1 391 032	1 303 364	1 273 788
Braunkohle	305	338	293
Koks:			
Deutschland	393 564	472 864	476 300
Frankreich	87 491	84 129	95 683
Belgien	6 316	2 321	2 725
Holland	70 764	82 903	61 477
Großbritannien	39 745	21 992	18 848
Polen	141	207	203
Ver. Staaten	2 671	1 782	1 936
Andere Länder	—	—	79
zus.	601 202	666 516	657 251
Preßkohle:			
Deutschland	268 231	265 355	256 949
Frankreich	35 078	30 714	29 606
Belgien	10 214	7 458	6 377
Holland	30 067	32 960	29 905
Andere Länder	2 883	215	50
zus.	346 473	336 702	322 887

¹ Außenhandelsstatistik der Schweiz 1936, Nr. 9.
**Roheisen- und Stahlerzeugung Luxemburgs
im Oktober 1936¹.**

Monats- durch- schnitt bzw. Monat	Roheisenerzeugung			Stahlerzeugung			
	insges. t	davon		insges. t	davon		
		Thomas- eisen t	Gie- Berei- eisen t		Thomas- stahl t	Mar- tin- stahl t	Elek- tro- stahl t
1934	162 938	162 569	369	161 032	159 917	528	587
1935	156 033	155 879	154	153 069	151 848	584	637
1936:							
Jan.	156 055	156 055	—	154 483	153 747	—	736
Febr.	150 768	150 768	—	150 654	149 951	—	703
März	150 694	150 694	—	148 597	147 823	—	774
April	153 455	153 455	—	152 776	151 951	—	825
Mai	160 511	160 511	—	160 818	159 333	749	736
Juni	153 257	153 257	—	151 985	150 530	803	652
Juli	161 898	160 168	1730	162 317	160 537	1030	750
Aug.	169 968	169 968	—	164 350	162 716	883	751
Sept.	183 674	183 674	—	184 543	183 580	135	828
Okt.	186 465	186 465	—	188 391	186 459	1144	788
Jan.-Okt.	162 675	162 502	173	161 891	160 663	474	754

¹ Stahl u. Eisen.
Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt
in der am 8. Januar 1937 endigenden Woche¹.

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). Das Geschäft auf dem britischen Kohlenmarkt setzte nach den Feiertagen sehr fest und vielversprechend ein. Die Nachricht, daß die belgischen Einfuhrbeschränkungen für englische Kohle aufgehoben werden sollen, hat allgemein eine gewisse Befriedigung ausgelöst, wiewohl man lieber gesehen hätte, wenn diese Maßnahmen vor Monaten getroffen worden wären, als man noch über Absatzmangel zu klagen hatte. Immerhin wird die allgemeine Kohlenwirtschaftslage Nutzen daraus ziehen können. Die Nachfrage nach Kesselkohle war derart unersättlich, daß die

¹ Nach Colliery Guardian und Iron and Coal Trades Review.

Förderung kaum damit Schritt zu halten vermochte, zumal durch die Feiertage, wie auch infolge des zeitweise sehr ungünstigen Seewetters, die Anforderungen sich in der Berichtswoche zusammendrängten. Unter diesen Umständen nimmt es kein Wunder, daß die Preise trotz ihres hohen Standes teilweise noch eine weitere Erhöhung erfuhren. So wurde beste Kesselkohle Blyth mit 18/6–19 s notiert gegen 18/6 s in der Vorwoche, während kleine Sorten sich von 14 auf 14–14/6 s erhöhten. Durham-Kesselkohle blieb dagegen preislich unverändert. Zu Anfang der Woche kam ein Abschluß mit der Eisenbahn von Bergslagen in Schweden, lautend auf 9000 t beste Kesselkohle, zum Preise von 18 s 3 d fob zustande, ferner lag eine Nachfrage der Ronneby-Eisenbahnen nach 8000 t bester Kesselkohle vor. Die Besserung der Absatzverhältnisse für Gaskohle setzte sich weiter fort, so daß bereits ein gewisser Mangel an Angebot bemerkbar ist. Dazu kommt, daß die Anforderungen Italiens weit über die erwartete Menge hinausgingen und auch umfangreiche Käufe skandinavischer Werke vorgenommen wurden. Der Preis für besondere Gaskohle wurde von 16/6–17 auf 17 s erhöht. Koks-kohle war gleichfalls äußerst knapp. Der inländische Bedarf allein würde bereits genügen, die Förderung eines großen Teils der Zechen restlos aufzunehmen. Infolgedessen blieben nur geringe Mengen für die Ausfuhr zur Verfügung. Nicht anders gestaltete sich der Markt in Bunker-kohle. In Anbetracht der dringlichen Nachfrage, der sowohl im Sofort- als auch im Sichtgeschäft nur ein sehr geringes Angebot gegenüberstand, spielte die Preisfrage kaum noch eine Rolle. Der Koks-markt zeigte keine Veränderung. Sämtliche Sorten gingen bei beständiger Nachfrage gleich gut ab. Auf Grund einer neuen Preisregelung wurde die Notierung für Gießerei- und Hochofenkoks von 25–27/6 auf 25–27 s herabgesetzt.

2. Frachtenmarkt. Obwohl das Geschäft auf dem britischen Kohlenchartermarkt in der Berichtswoche keinen großen Umfang einnahm, konnten sich die Frachtsätze in allen Häfen und nach fast sämtlichen Richtungen gut behaupten. In den Nordosthäfen stellten sich erneut Schwierigkeiten infolge des Mangels an Verladeeinrichtungen ein, was zur Folge hatte, daß Frachtraum zeitweise etwas überangeboten war. Auch die Knappheit an Bunkerkohle trug zu einer Beeinträchtigung des Geschäfts bei. Die Nachfrage im Küstenhandel nach London sowie nach Frankreich hat etwas nachgelassen, auch die Frachtsätze im französischen Geschäft neigten zu Abschwächungen. Der Handel mit Spanien liegt weiterhin völlig brach, was auf die allgemeine Lage einen ungünstigen Einfluß ausübt. Angelegt wurden für Cardiff-Le Havre 6 s und -Port Said 8 s, während für Tyne-Gibraltar 7 s 6 d notiert wurden.

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse¹.

Der Markt für Teererzeugnisse zeigte der Vorwoche gegenüber keine bemerkenswerte Änderung. Trotz aller Bemühungen, die wachsenden Bestände an Pech zu verringern, hielt die schlechte Absatzlage unvermindert an. Auch im Sichtgeschäft konnten keine Fortschritte gemacht werden. Die augenblicklichen Preise werden unter diesen Umständen kaum zu behaupten sein. Kreosot war dagegen gut gefragt, auch Solventnaphtha ging dank der gesteigerten Anforderungen, die sich bis zum Juni erstrecken, etwas reger ab. Rohnaphtha und Motorenbenzol blieben unverändert. Der Inlandpreis für schwefelsaures Ammoniak stellt sich für Januar auf 7 £ 2 s, während der Ausfuhrpreis auf 5 £ 17 s 6 d bestehen blieb.

¹ Nach Colliery Guardian und Iron and Coal Trades Review.

Förderung und Verkehrslage im Ruhrbezirk¹.

Tag	Kohlenförderung t	Koks- erzeugung t	Preß- kohlen- herstellung t	Wagenstellung zu den Zechen, Kokereien und Preß- kohlenwerken des Ruhrbezirks (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)		Brennstoffversand auf dem Wasserwege				Wasser- stand des Rheins bei Kaub (normal 2,30 m) m
				rechtzeitig gestellt	gefehlt	Duisburg- Ruhrorter ² t	Kanal- Zechen- Häfen t	private Rhein- t	insges. t	
Jan. 3.	Sonntag	77 298	—	8 187	—	—	—	—	—	1,74
4.	453 938 ³	77 298	10 477	26 208	—	40 944	31 554	20 144	92 642	1,74
5.	390 587	80 456	14 184	25 853	—	41 689	39 230	13 622	94 541	1,72
6.	391 868	79 986	13 803	26 325	—	44 316	31 476	14 782	90 574	1,74
7.	401 702	81 761	14 043	26 588	—	52 432	38 684	13 374	104 490	1,82
8.	399 322	79 583	15 013	26 739	—	59 899	34 306	15 443	109 648	2,23
9.	416 407	80 812	14 221	26 727	—	57 656	37 689	10 808	106 153	2,59
zus.	2 453 824	557 194	81 741	166 627	—	296 936	212 939	88 173	598 048	
arbeitstägl.	408 971 ⁴	79 599	13 624	27 771	—	49 489	35 490	14 696	99 675	

¹ Vorläufige Zahlen. — ² Kipper- und Kranverladungen. — ³ Einschl. der am Sonntag geförderten Mengen. — ⁴ Trotz der am Sonntag geförderten Menge durch 6 Arbeitstage geteilt.

KURZE NACHRICHTEN.

Die Kohlenvorräte Chinas und der Mandchurei.

Nach der letzten Schätzung der chinesischen geologischen Gesellschaft betragen die wahrscheinlichen Kohlenvorräte Chinas 239 059 Mill. t und die der Mandchurei und von Jehol 4610 Mill. t.

Einigung in der belgischen Koksindustrie.

Im Zusammenhang mit den Bemühungen um die Bildung eines internationalen Kokskartells wurden in Belgien Schritte zu einer Einigung innerhalb der belgischen Koksindustrie unternommen, die die Vorbedingung für eine geschlossene belgische Mitarbeit an dem internationalen Kokskartell sein mußte. Während bisher im gewissen Sinne als Kokssyndikat das in enger Anlehnung an das »Office National des Charbons« tätige »Syndicat Belge des Cokes et Charbons à Coke« galt, konnte nunmehr am 24. Dezember das »Office Belge des Cokes« gegründet werden. Gelegent-

lich der Organisationsbesprechungen wurde auch die Preisfrage behandelt. Der neue Preis für Hüttenkoks wurde auf 175 b. Fr. festgesetzt, was gegenüber dem Preis vom 6. Dezember eine neue Erhöhung bedeutet. Die Preise für Hausbrandkoks sind noch nicht endgültig festgelegt.

Öl aus Kohle in Japan.

Die japanische Regierung wird in nächster Zeit eine Gesellschaft gründen zur Gewinnung von Öl aus Kohle. In einem Sechs-Jahres-Plan soll schließlich eine jährliche Gewinnung von 2 Mill. t synt. Petroleum erreicht werden einschl. Rohöl und Gasolin. Das erforderliche Anfangskapital in Höhe von 5 Mill. £ wird zu gleichen Teilen von der Regierung und der Industrie aufgebracht. Die Regierung wird der Industrie eine jährliche Dividende von 3 1/2 % in den ersten drei Jahren garantieren und nach dem dritten Jahr 5 %; während die Regierung auf ihre Kapitalanlage erst dann eine Dividende verlangt, wenn der Gewinn eine Verteilung von mehr als 5 % zuläßt.

P A T E N T B E R I C H T.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 31. Dezember 1936.

5c. 1395078. Johann Ußpurwies, Alsdorf b. Aachen. Nachgiebiger, aus Profilleisen zusammengesetzter Gruben-ausbaurahmen. 4. 5. 36.

81e. 1394824. Conrad Scholtz, AG., Hamburg. Förderband. 3. 12. 36.

81e. 1395027. Max Jahns, Berlin-Halensee. Endlose Förderbänder aus scharnierartig aneinander hängenden Gliedern, als Ersatz für Gummi- oder Textilbänder. 27. 11. 36.

81e. 1395032. Orenstein & Koppel AG., Berlin. Abstellvorrichtung für Kübel. 2. 12. 36.

81e. 1395033. Orenstein & Koppel AG., Berlin. Einrichtung zum Stapeln von Kübeln. 2. 12. 36.

Patent-Anmeldungen,

die vom 31. Dezember 1936 an drei Monate lang in der Auslegehalle des Reichspatentamtes ausliegen.

5c, 10/01. F. 80173. Wilhelm Fehle mann, Duisburg. Nachgiebiger Grubenstempel; Zus. z. Anm. F. 80096. 27. 5. 35.

10a, 19/01. O. 22122. Dr. C. Otto & Comp. G. m. b. H., Bochum. Batterieweise angeordneter Kammerofen zur Erzeugung von Gas und Koks; Zus. z. Pat. 623940. 25. 11. 35.

81e, 10. H. 139227 und 139947. Hauhinco Maschinenfabrik G. Hausherr, E. Hinselmann & Co. G. m. b. H., Essen. Wälzlager mit einer ölgetränkten Schmutzdichtung für Tragrollen von Förderbändern im Untertagebetrieb. 1. 3. und 3. 5. 34.

Deutsche Patente.

(Von dem Tage, an dem die Erteilung eines Patentes bekanntgemacht worden ist, läuft die fünfjährige Frist, innerhalb deren eine Nichtigkeitsklage gegen das Patent erhoben werden kann.)

5b (32). 640146, vom 13. 10. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Gebr. Eickhoff, Maschinenfabrik und Eisengießerei in Bochum. *Fahrbare Kerbmaschine für den Bergbau.*

Die mit einem Führungsrahmen und einem in senkrechter Ebene schwenkbaren Schrämkettenarm versehene Kerbmaschine hat ein unmittelbar am Gehäuse des Antriebsmotors angeordnetes Laufwerk. Dieses besteht aus einem auf einer feststehenden Achse drehbar angeordneten Räderpaar und einem schwenkbaren Rad oder mehreren schwenkbaren Rädern. Das Laufwerk kann auch aus zwei auf festen Achsen drehbar angeordneten Räderpaaren und einem zwischen ihm angeordneten schwenkbaren Rad bestehen. An beiden Enden des Führungsrahmens der Maschine sind Spannsäulen angeordnet, die aus dem Bereich der Fahrbene ziehbare Fußstücke haben. Diese sind in Hülsen angeordnet, die parallel neben dem Druckluftzylinder der Spannsäule liegen. Jede Hülse kann mit dem Zylinder ein Querstück des Führungsrahmens bilden.

5c (9₀₁). 640001, vom 14. 10. 33. Erteilung bekanntgemacht am 3. 12. 36. Hugo Herzbruch in Essen-Bredeney. *Schacht- und Streckenausbau.* Zus. z. Zusatzpat. 473777. Das Hauptpatent 472528 hat angefangen am 11. 5. 26.

Der Ausbau besteht aus sich keilförmig nach außen verjüngenden, nebeneinander angeordneten Ringen, deren Querschnitt dreieckig sein kann. Zwischen je zwei dieser Ringe ist ein sich nach der Streckenmitte zu verjüngender Ring eingelegt, der nach außen so weit über die benachbarten Ringe vorsteht, daß benachbarte, sich nach der Streckenmitte zu verjüngende Ringe außerhalb der sich nach außen verjüngenden Ringe mit einer ringförmigen Fläche aneinanderstoßen. Falls die sich nach außen verjüngenden Ringe einen dreieckigen Querschnitt haben, wird der im Querschnitt dreieckige Hohlraum, der zwischen jedem sich nach außen verjüngenden Ring und den beiden benachbarten, sich nach der Streckenmitte zu verjüngenden Ringen vorhanden ist, mit einer Dichtungsmaße, beispielsweise Asphalt ausgefüllt.

5d (3₀₁). 640314, vom 24. 6. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Skip Compagnie A. G. in Essen. *Schleuseneinrichtung für Gefäßförderanlagen in Wetterschächten.*

Die Einrichtung hat einen Schleusenkasten und einen sich an diesen anschließenden Bunker, der für jedes Trumm mit einer zeitweise abschließbaren Entladeöffnung versehen ist. Unterhalb des Gefäßes ist ein Blindboden angebracht. Für die untere Entladeöffnung des Bunkers sind Verschlüsse vorgesehen, die in Abhängigkeit von der Stellung des Fördergefäßes gesteuert werden. Die Verschlüsse werden infolgedessen in zwangläufiger Reihenfolge geöffnet und geschlossen, so daß sich der Förderbetrieb flott abwickelt.

5d (4). 640315, vom 9. 1. 35. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Rheinmetall-Borsig AG. Werk Borsig in Berlin-Tegel. *Verfahren zur Beförderung von Kälte in tiefe Gruben.*

Ein in festen Zustand gebrachter Kälteträger wird durch Rohrleitungen in die Grube befördert. Der Kälteträger gibt seine Kälte durch Änderung seines Zustandes in Kühlern an die Grubenluft ab und wird zwecks Wiedergewinnung in dem veränderten Zustand zur Erdoberfläche zurückgeführt. Das Kältemittel kann in einem vollkommen geschlossenen Kreislauf umlaufen und durch sein Gewicht (die Schwerkraft) oder durch ein Druckgas durch die Rohrleitungen in die Grube befördert werden. Als Kälteträger kann Wasser (Eis), eine wässrige Salzlösung oder Kohlensäure verwendet werden. Durch das Patent ist eine Einrichtung zur Ausübung des Verfahrens geschützt, bei der in der das Kältemittel in die Grube leitenden Rohrleitung in Abständen Knicke vorhanden und Sicherheitsventile angeordnet sind.

5d (11). 640297, vom 17. 6. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Maschinenfabrik und Eisengießerei A. Beien G. m. b. H. in Herne. *Mitnehmerförderer, besonders für den Schrägbau.*

Auf einer schräg liegenden Platte ist ein parallel zum Arbeitsstoß verlaufender, stehend angeordneter rechteckiger Trog abnehmbar befestigt, in dem sich das rücklaufende Trumm des endlosen, mit Mitnehmern versehenen Fördermittels bewegt. Die nach dem Abbaustoß gerichtete Seitenwandung des Troges bildet mit der den Trog tragenden Platte eine nach dem Abbaustoß zu offene Rinne, in der sich das Fördertrumm des Fördermittels bewegt. Die obere und die untere Wandung des Troges sind mit Mitteln versehen, die es ermöglichen, den Trog auf beiden Längsseiten der Platte abnehmbar zu befestigen. Die vom Arbeitsstoß abgewendete Seitenwandung des Troges kann einen Längsschlitz haben. Das abgebaute Gut fällt unmittelbar in die von der Platte und der einen Seitenwand des Troges gebildete Rinne und wird in ihr durch die Mitnehmer des Fördermittels weiter befördert.

5d (11). 640443, vom 8. 7. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Gebr. Eickhoff, Maschinenfabrik und Eisengießerei in Bochum. *Rutsche für steiles Einfallen.*

An einer oder abwechselnd an beiden Seitenwandungen der Rutsche sind etwa bis zu ihrer Achse reichende oder etwas über die Achse hinausragende Haltemittel für das Fördergut schwenkbar befestigt, die wechselweise abwechselnd nach oben in die Rutsche und nach unten aus ihr geschwenkt werden. An der jedem schwenkbaren Haltemittel gegenüberliegenden Seitenwandung der Rutsche sind feststehende Haltemittel angeordnet, die etwas über die Achse der Rutsche hinausragen oder bis zu ihr reichen. Jedes schwenkbare Haltemittel bildet mit dem gegenüberliegenden feststehenden Haltemittel eine Sperre für das Fördergut. Der Boden der Rutsche kann nach unten gewölbt und die Haltemittel können so gestaltet sein, daß bei dem infolge des wechselweisen Herausschwenkens der schwenkbaren Haltemittel aus der Rinne erfolgenden Hinabgleiten des Fördergutes in der Rinne von einer zur andern Sperre das Fördergut im wesentlichen von den feststehenden Haltemitteln aufgefangen wird. Das feststehende Haltemittel kann mit dem ihm gegenüberliegenden schwenkbaren in der Sperrstellung einen mit der Spitze abwärts gerichteten Winkel bilden. Wenn die feststehenden Haltemittel über die Achse der Rutsche hinausragen, kann das freie Ende dieser Haltemittel so ausgebildet sein, daß sich das freie Ende der schwenkbaren Haltemittel beim

Herausschwenken aus der Rinne an dem freien Ende der feststehenden Haltemittel entlang bewegt.

5d (14₀₁). 640061, vom 30. 1. 35. Erteilung bekanntgemacht am 3. 12. 36. Drahtwerk Josef Rösler in Soest (Westf.). *Versatzgewebe aus Papier und Draht*.

Bei dem Gewebe ist das Papier so zwischen den Drähten eingelegt, eingewebt oder eingeflochten, daß es ebenso wie die Drähte eine Bewegungsfreiheit hat. Das Gewebe kann aus einem Eisendrahtgewebe und Streifen aus wasserdichtem Papier oder einem andern Stoff bestehen, die in den Maschen des Gewebes liegen. Die Streifen aus Papier o. dgl. können zwischen den Ketten des Drahtgewebes liegen und wechselseitig von Drähten über- und unterlagert sein. Als nachgiebig gelagerter Stoff kann dabei bituminiertes Papier verwendet werden. Die Ketten des Drahtgewebes können ferner aus einem Draht oder aus mehreren verschränkten, gedrehten oder sonstwie angeordneten Drähten bestehen und die zum Befestigen des Gewebes an den Grubenstempeln dienenden Spanndrähte bilden.

10a (19₀₁). 640063, vom 22. 11. 31. Erteilung bekanntgemacht am 3. 12. 36. Carl Still G. m. b. H. in Recklinghausen. *Verfahren und Einrichtung zum Absaugen flüchtiger Destillationserzeugnisse bei Kammeröfen zur Koks- und Gaserzeugung*. Zus. z. Pat. 630078. Das Hauptpatent hat angefangen am 19. 8. 30.

Die flüchtigen Destillationserzeugnisse aus dem Innern der Kammerfüllung der Öfen und aus dem Gassammelraum der Kammer der Öfen sollen durch dieselbe Absaugvorrichtung in zeitlicher Aufeinanderfolge selbsttätig abgesaugt werden. Das Umstellen der Absaugung aus dem Innern der Kammerfüllung auf die Absaugung aus der Kammer geht beim Erreichen des höchsten Unterdrucks selbsttätig durch Überwindung eines zwischengeschalteten Abschlußwiderstandes vor sich. Dieser, z. B. ein Tauchverschluß, wird so eingestellt, daß er dem höchsten Unterdruck für die Innenabsaugung entspricht. Die Verkokungsgeschwindigkeit über die Längenerstreckung jeder Ofenkammer kann durch die Anordnung mehrerer Absaugvorrichtungen mit je einem selbsttätig wirkenden Abschlußwiderstand beeinflusst werden. Die Einrichtung hat einen in oder auf der Ofendecke angeordneten, zum Durchleiten von Gasen und Dämpfen geeigneten Sammeltopf und ein in diesen Topf lösbar eingesetztes Absaugerohr. Dieses ist an seinem obern Ende gegenüber dem Sammeltopf durch die in ihm befindliche Flüssigkeit, z. B. durch eine Tauchglocke, abgedichtet. Die Tauchglocke bildet den zwischen dem Innern der Kohlenbeschickung und dem äußern Gassammelraum eingeschalteten Abschlußwiderstand. Die Glocke des Absaugrohres hat eine verhältnismäßig geringere Tauchung als die Glocke, die den Abschlußdeckel des Sammeltopfes bildet. In diesem ist ein Überlaufrohr angeordnet, das mit Hilfe eines Kegels lösbar und dicht in den Ablaufstutzen des Sammeltopfes eingesetzt ist.

10a (31). 640162, vom 13. 10. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. The Illingworth Carbonization Co., Ltd. in Manchester (England). *Ofen zur Wärmebehandlung, besonders zur Tieftemperaturverkokung von Kohle*. Priorität vom 12. 10., 30. 11. 33 und 17. 8. 34 ist in Anspruch genommen.

In jeder Kammer des Ofens, der besonders zur Tieftemperaturverkokung von Kohle und Briketten dient, ist ein in der Längsrichtung der Kammer hin und her bewegter Fördertisch angeordnet, dem das zu verkokende Gut an einem Ende zugeführt und der von unten beheizt wird. Der Fördertisch besteht aus einem eine Herdplatte tragenden Rahmen, der mit einer die Ofenkammer nach außen abschließenden Flüssigkeitsdichtung versehen ist. Der Tisch ist außerhalb der Flüssigkeitsdichtung gelagert, und die Antriebsmittel für den Tisch sind außerhalb der Ofenkammer angeordnet, so daß sie im Kalten arbeiten. Der Rahmen des Fördertisches kann kastenartig ausgebildet sein und aus senkrecht stehenden Profilleisen sowie obern und untern Querstangen bestehen, von denen die untern ein die Herdplatte bildendes gewelltes Blech tragen. Oberhalb dieses Bleches ist unter den obern Querstangen des Rahmens eine Deckplatte angeordnet, deren Kanten abwärts gebogen sind und in einen die Flüssigkeitsdichtung bildenden Kanal tauchen. An den obern Querstangen des Rahmens greifen die den Fördertisch tragenden Stangen an,

die an einem Querstück des Ofenhauptrahmens schwingbar aufgehängt sind. Zum Zuführen des zu verkokenden Gutes zu dem Fördertisch dient ein Kanal, dessen Austrittsöffnung durch eine ringförmige Flüssigkeitsdichtung gegen die Deckplatte der Ofenkammer abgedichtet ist. Das verkokte Gut fällt von dem Fördertisch in eine Kammer, die z. B. durch einen Wasserverschluß gegen die Außenluft abgeschlossen ist. Zum Beheizen der Herdplatte dienen am Boden der Ofenkammer vorgesehene Heizkanäle, die durch Zwischenräume voneinander getrennt sind. Jeder Fördertisch kann durch einen umlaufenden Nocken angetrieben werden, der auf eine mit dem Tisch starr verbundene Stange wirkt.

81e (22). 640043, vom 23. 5. 34. Erteilung bekanntgemacht am 3. 12. 36. Zeitzer Eisengießerei und Maschinenbau AG. in Zeitz. *Schleppförderkette*.

Die Kette, die besonders zum Fördern getrockneter Braunkohle Verwendung finden soll, hat abwechselnd in der Förderrichtung und entgegen dieser Richtung vom Rand der Förderkette nach deren Mitte verlaufende pflug-scharähnliche Mitnehmer. Die Mitnehmer, die vom Rand der Kette in der ihrer Förderrichtung entgegengesetzten Richtung nach der Mitte verlaufen, erstrecken sich bis zur Kettenmitte, während die andern Mitnehmer sich nicht bis zur Kettenmitte erstrecken, so daß sie in der Mitte der Kette eine Durchlaßöffnung für das Fördergut freilassen. Durch die Mitnehmer wird das Fördergut daher ständig quer zur Förderrichtung umgewälzt.

81e (22). 640196, vom 10. 5. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Demag AG. in Duisburg. *Kratzerförderer*.

Der zum Fördern von stückigem Gut dienende Förderer hat sich annähernd über die ganze Breite der Fördermulde erstreckende Kratzer. Die zwischen den Kratzern und den Seitenwänden der Fördermulde befindlichen Spalten werden durch Streifen aus einem nachgiebigen Stoff überbrückt, die an den Kratzern befestigt sind und sich mit ihrer freien Kante in der Förderrichtung spitzwinklig gegen die Seitenwände der Fördermulde legen.

81e (22). 640365, vom 28. 8. 34. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Mitteldeutsche Stahlwerke AG. in Riesa. *Verbindung für aus Bandeisen rechtwinklig gebogene Mitnehmerförderkettenglieder*.

Die nicht als Mitnehmer dienenden Schenkel der Kettenglieder sind an beiden Enden mit zur Aufnahme von Verbindungsbolzen dienenden Langlöchern versehen, die sich mit an ihren Enden angeordneten, den Langlöchern entsprechend ausgebildeten Köpfen gegen Anschläge der Kettenglieder legen. Die den als Mitnehmer dienenden Schenkeln der Kettenglieder benachbarten Langlöcher sind so nahe an diese Schenkel herangeführt, daß die Köpfe der Verbindungsbolzen an den Schenkeln anliegen. Die Verbindung der Kettenglieder kann leicht gelöst werden, weil sich die Verbindungsbolzen ohne weiteres aus den Langlöchern ziehen lassen, nachdem sie bei entspannter Kette so gedreht sind, daß ihre Köpfe durch die Langlöcher treten können. Der im Betrieb auftretende Zug verhindert jedoch ein selbsttätiges Lösen der Verbindung.

81e (45). 640197, vom 17. 4. 35. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Dr.-Ing. Alexander Schmidt in Essen. *Vorrichtung zum Fördern im Gefälle mit zwei abwechselnd arbeitenden Gruppen von Haltevorrichtungen für das Fördergut*.

Die Haltevorrichtungen für das Fördergut werden zwangsläufig hin und her bewegt und während ihrer Bewegung in der Förderrichtung an dem ortsfesten Fördertrög der Vorrichtung gegenüber dem Druck des in diesem Teil hinabgleitenden Fördergutes abgestützt. Als Haltevorrichtungen können den Querschnitt des Fördertröges ausfüllende schwenkbare Klappen verwendet werden, die sich bei ihrer Abwärtsbewegung gegen in dem Fördertrög vorgesehene Widerlager und bei ihrer Aufwärtsbewegung gegen ihre Antriebsmittel abstützen. An dem Fördertrög sind in die Bahn der Klappen ragende Anschläge vorgesehen, welche die Klappen bei Beginn ihrer Abwärtsbewegung so steuern, daß die Klappen in die den Trög abschließende Stellung gelangen und sich an die Widerlager des Tröges anlegen. Zum Antrieb der Klappen (Haltevorrichtungen) dienen zwei gegenläufig bewegte Ketten.

Der Hub dieser Ketten, die Länge und der Abstand der Widerlager des Troges sowie der Abstand der Klappen voneinander sind so bemessen, daß bei der Hubumkehr der Ketten die vor den Klappen der einen Kette befindlichen Fördergutmassen an die Klappen der andern Kette abgegeben werden. Der Abstand der zusammenarbeitenden Klappen ist dabei möglichst gering gewählt.

81e (57). 640114, vom 25. 11. 32. Erteilung bekanntgemacht am 10. 12. 36. Gebr. Eickhoff, Maschinenfabrik und Eisengießerei in Bochum. *Auf einem Gestänge verlagerte Schüttelrutsche.*

Das Blech der Rutsche ist nur an einer Stelle fest, auf dem übrigen Teil der Rutschenlänge jedoch nachgiebig

mit dem Gestänge verbunden. Infolgedessen können sich Gestänge und Rutsche bis auf die Stelle, an der sie fest miteinander verbunden sind, gegeneinander bewegen, so daß das Gestänge allein die Angriffskräfte aufnimmt. Jeder Rutschenschuß kann an seinem einen Ende mit einem Gestängeschuß oder z. B. mit Hilfe eines an dem Ende angebrachten Ansatzes o. dgl. mit zwei Gestängeschüssen in Längsrichtung starr verbunden sein. Jeder Gestängeschuß kann aus zwei an dem Rutschenschuß befestigten Querlaschen und einem oder mehreren Längsstegen bestehen, die mit den Querlaschen zug- und druckfest verbunden sind. Mindestens eine der Querlaschen wird in Längsrichtung der Rutsche begrenzt verschiebbar mit dem Rutschenblech verbunden.

ZEITSCHRIFTENSCHAU¹.

(Eine Erklärung der Abkürzungen ist in Nr. 1 auf den Seiten 23–27 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

Mineralogie und Geologie.

Was bedeuten die Halleschen Geiseltal-forschungen für die Praxis des Braunkohlenbergbaus? Von Weigelt. Braunkohle 35 (1936) S. 928/35*. Oberflächengestaltung im Meuselwitzer Braunkohlengebiet. Tektonischer Aufbau der Halle-Hettstaedter Gebirgsbrücke. Geologische Verhältnisse des nördlichen Harzvorlandes. Schrifttum.

Iron ores of France. Von Clerf. Min. & Metallurgy 17 (1936) S. 567/68. Übersicht über die Zusammensetzung und die Vorräte an Eisenerzen in Frankreich. Wirtschaftliche Bedeutung.

Aerial maps, greatly improved, simplify work of geologist and engineer. Von Rice und Atkinson. Min. & Metallurgy 17 (1936) S. 569/72*. Erläuterung eines verbesserten Verfahrens der Aufnahme und Auswertung von Luftbildaufnahmen zur Kartenherstellung.

L'emploi de l'avion pour les recherches géologiques et minières dans les pays neufs. Von Blondel. Génie civ. 109 (1936) S. 545/49*. Bedeutung des Flugzeuges für die geologische Kartenaufnahme unerforschter Gegenden. Entwicklung und Grundlagen der geologischen Luftbildaufnahme. Vorteile und Verfahren.

Bergwesen.

West Virginia Coal & Coke Corporation. Coal Age 41 (1936) S. 537/91*. Eine Aufsatzfolge unterrichtet über die Entwicklung des Unternehmens, die Abbaufverfahren, mechanische Ladearbeit, Untertageförderung, Kohlenaufbereitung, die elektrischen Anlagen, Wasserhaltung, Grubensicherheit und Bewetterung.

Die Entwicklung der Bohrtechnik in Deutschland. Von Schlicht. (Schluß.) Öl u. Kohle 12 (1936) S. 1115/19*. Erschließung der Erdöllagerstätte von Nienhagen. Regelung und Wiederherstellung des Gasdrucks.

Hydraulic coalbursting at Newdigate Colliery. Von Newey. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1143/45*; Iron Coal Trad. Rev. 133 (1936) S. 1094. Beschreibung einer mit Druckkolben ausgerüsteten hydraulischen Sprengvorrichtung. Praktische Verwendung, Ergebnisse und Vorträge des Verfahrens.

Essais de chargement mécanique en dépilages par raclage avec estacade mobile effectués aux mines d'Amermont-Dommary. Von Jacquot und Finas. Rev. Ind. minér. 16 (1936) Mémoires S. 1204/16*. Beschreibung der Fördereinrichtung. Verwendete Werkstoffe. Anordnung des Abbaubetriebes. Betriebsergebnisse. Gewinnungskosten. Verwendungsmöglichkeiten der Einrichtung.

Machine mining in Northumberland and Durham. Von Moonie. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1135/38 und 1209/10*; Iron Coal Trad. Rev. 133 (1936) S. 1058 und 1098. Rückblick auf die Entwicklung des Abbaus mit Maschinen im letzten Jahrzehnt. Gegenwärtiger Stand. Beispiele. Aussprache.

Surface and underground methods of clay mining. Von Lintner. Min. & Metallurgy 17 (1936) S. 573/76*. Gewinnung von Ton im Tagebaubetrieb. Bohren und Sprengen. Untertagegewinnung. Hereingewinnung mit Hilfe eines Druckwasserstrahles.

Développement du chargement mécanique dans les mines de fer de l'Est. Von Perrin. Rev. Ind. minér. 16 (1936) Mémoires S. 1199/203*. Entwicklung der Eisenerzförderung und Belegschaft. Umfang der Verwendung von Maschinen.

Neuere Untersuchungen über die Ursachen von unvollständigen Explosionen bei der Sprengarbeit. Von Wöhlbier. Kohle u. Erz 34 (1937) Sp. 1/12*. Eingehende Untersuchungen über den Einfluß der Korngröße, der Sprengstoffdichte und des Feuchtigkeitsgehalts.

Die neuere technische Entwicklung der Gefäßförderung im europäischen Bergbau. Von Felger. Glückauf 73 (1937) S. 1/9*. Gestaltung des Fördergefäßes. Fullortanlagen. Anlagen übertage. Lösung besonderer Aufgaben.

Reversible endless-rope haulage. Von Makinnon. Iron Coal Trad. Rev. 133 (1936) S. 1092/93*. Beschreibung einer am endlosen Seil laufenden umkehrbaren Streckenförderung in der Ardenrigg-Grube.

Mining switch and control gear. Von Alexander. Min. electr. Engr. 17 (1936) S. 213/22*. Beschreibung des Antriebes und der Steuervorrichtungen für die neue elektrische Fördermaschine auf dem schottischen Burngrange-Schacht. Sicherheitsvorrichtungen. Aussprache.

Le chargement mécanique du minerai dans les mines d'Homécourt. Von Bounakoff und Fortain. Rev. Ind. minér. 16 (1936) Mémoires S. 1217/26*. Eingehende Schilderung der mechanischen Ladearbeit mit neuzeitlichen Maschinen in den Abbaubetrieben der Gruben von Homécourt. Betriebsergebnisse.

Selbsttätig steuernde Gurtbandstationen. Von Henke. Kali 30 (1936) S. 227*. Beschreibung einer Anordnung, die das Abwandern von Gurtbändern aus ihrer Längsachse verhindert.

Beitrag zur wirtschaftlichen Wetterführung. Von Müller. Schlägel u. Eisen, Brux 34 (1936) S. 283/90*. Bestimmung des Druckabfalls in Wernetzen als Grundlage für Verbesserungen in der Wetterführung. Meßgeräte, Meßverfahren und Auswertung der Meßergebnisse.

Die Unfallgefahren in der Streckenhaspelförderung und ihre Bekämpfung. Von Heidorn. Glückauf 73 (1937) S. 9/13*. Einsatz des Streckenhaspels. Unfälle beim Streckenhaspelbetrieb. Maßnahmen zur Verhütung von Unfällen.

Das neue Aufbereitungslaboratorium der Bergakademie Clausthal auf dem Wilhelm-Schacht bei Clausthal-Zellerfeld. Von Grumbrecht. Met. u. Erz 33 (1936) S. 637/43*. Aufgaben und Probleme. Entwicklung der Aufbereitungsinstitute an den deutschen Hochschulen. Eingehende Beschreibung des neuen Aufbereitungslaboratoriums der Bergakademie Clausthal.

Microscopering som grunnlag for bedømmelse av kismalmers flotatsjonsmuligheter. Von Lunds. T. Kjemi Bergves. 16 (1936) S. 146/49*. Mikroskopische Untersuchung von erwachsener Kiese auf ihre Eignung zur Flotation. Versuche mit Sulitjelma-Erzen. (Forts. f.)

The Birtley electric coal-picking machine. Engineering 143 (1937) S. 20/21*. Beschreibung der sich durch bemerkenswerte Neuerungen auszeichnenden Maschine.

Operating a Rheolaveur coal-washing plant. Von Evans. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1181/84*. Mitteilung und Besprechung von Betriebsergebnissen einer Rheo-Wäsche. Waschkosten.

¹ Einseitig bedruckte Abzüge der Zeitschriftenschau für Kartezwecke sind vom Verlag Glückauf bei monatlichem Versand zum Preise von 2,50 M für das Vierteljahr zu beziehen.

Trepca Mines Limited. IV. Von Page. Min. & Metallurgy 17 (1936) S. 584/85*. Anlagen zur Aufbereitung der Blei-Zinkerze.

Feststellung der Lage und Verformung von Schächten. Von Schaal. Glückauf 73 (1937) S. 14*. Beschreibung eines einfachen Meßverfahrens. Beispiel aus dem Betriebe.

Die Genauigkeit von Einrechnungszügen bei Anwendung neuzeitlicher Beobachtungsmittel. Von Niemczyk. Mitt. Markscheidewes. 47 (1936) S. 80/101*. Besprechung des Ausgleichsverfahrens von Hornoch. Entwicklung eines Verfahrens, das vor Eintritt in die Zugausgleichung die Entscheidung über den Fortfall der Längen- oder der Winkelausgleichung ermöglicht.

Beiträge zur Weiterentwicklung des räumlichen Grubenbildes. II. Von Nehm. Mitt. Markscheidewes. 47 (1936) S. 102/18*. Das Sehen mit zwei Augen. Das Raumbild und die raumbilderzeugenden Hilfsmittel. Konstruktion des Raumbildes.

Raumordnung und Bergbau. Von Oberste-Brink. Mitt. Markscheidewes. 47 (1936) S. 141/44*. Erörterung der gegenseitigen Beziehungen und Vorschlag eines Normblattes für ihre Darstellung.

Die Konstruktion und Leistung des Steigertheodolits von Schaal und Hildebrand. Von Lüdemann. Mitt. Markscheidewes. 47 (1936) S. 128/40*. Geschichtliche Entwicklung. Bauart und Anwendung. Untersuchung des Gerätes. Schrifttum.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Pulverised-fuel firing experiments. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1138/40*; Iron Coal Trad. Rev. 133 (1936) S. 1054/55*. Besprechung von Verbrennungsversuchen mit dem Grid-Brenner und dem Multijet-Brenner.

Neues Verfahren zur Beschleunigung und Verbesserung der Enthärtung von Wasser, besonders auf kaltem Wege. Von Heckmann. Wärme 59 (1936) S. 861/64*. Kolloidchemische Vorgänge bei der chemischen Wasserenthärtung. Entwicklung eines neuen Beschleunigungsverfahrens, das auf der unmittelbaren elektrischen Entladung der Kolloide beruht. Versuchs- und Betriebsergebnisse.

Utilising rubber to prevent wear in colliery plant. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1147/48*. Beispiele für die vorteilhafte Verwendung von Gummi bei Lagern, Kupplungen und dergleichen zur Verminderung der Abnutzung von Maschinenteilen.

Elektrotechnik.

L'électrification du fond du siège 2 de La Houve. Von Bihl. Rev. Ind. minér. 16 (1936) Mémoires S. 1227/38*. Beschreibung der verwendeten bewehrten Kabel, Verbindungsstücke, Umschaltstellen und elektrischen Schrämmaschinen. Wirtschaftlichkeit des elektrischen Untertagebetriebes.

The single-phase induction motor. Von Barnard. Min. electr. Engr. 17 (1936) S. 189/91*. Kennzeichnung der Arbeitsweise des Rotors beim Anlassen und Stillsetzen.

The A.C. gate-end box. Von Rawson. Min. electr. Engr. 17 (1936) S. 208/13*. Darstellung der Entwicklung in den letzten 10 Jahren. Schutzmaßnahmen gegen Unfälle.

Hüttenwesen.

Der Neubau des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung in Düsseldorf. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1569/88*. Bauliche Gestaltung. Innere Ausstattung. Verwaltung. Einrichtung der physikalischen, metallographischen, chemischen und mechanischen Abteilung. Laboratorium für Schwingungsprüfung, mechanische Werkstatt, technologische und Erzabteilung. Lehrschau.

Der elektrische Schmelzofen für die Nicht-eisenmetallindustrie. Von Simon. Met. u. Erz 33 (1936) S. 643/47*. Beschreibung verschiedener Bauarten von Lichtbogen-, Induktions- und Widerstandsöfen. Anwendungsmöglichkeiten und Vorteile.

The economic significance of high-grade concentrates. Von Tyler und Hayward. Min. & Metallurgy 17 (1936) S. 563/66*. Wirtschaftliche Vorteile der Verhüttung hochwertiger Konzentrate. Direktes Schmelzen von Kupfer.

Chemische Technologie.

Productions of coke at ovens, gasworks and low temperature plants in Great Britain. Gas Wld. 150 (1936) S. 608/10. Statistischer Rückblick auf die

Erzeugung von Koks in Kokereien, Gasanstalten und Schwelereien in Großbritannien in den Jahren 1932-35.

Oil from coal. Colliery Guard. 153 (1936) S. 1191/93. Bericht über Versuche zur Gewinnung von Öl aus Kennelkohle. Koks aus Kennelkohle.

Chemie und Physik.

Fortschritte der wärmetechnischen Forschung. Von Schmidt. Z.VDI 80 (1936) S. 1549/54. Dampfforschung und thermodynamische Grundlagen. Diffusion, Feuchtigkeitsabscheidung, Rektifikation, chemischer Umsatz. Wärmeübertragung. Mengenmessungen, Dichtungen.

Gesetzgebung und Verwaltung.

Das Reichsgesetz zur Erschließung von Bodenschätzen. Von Schlüter. Glückauf 73 (1937) S. 15/16. Mitteilung der wichtigsten Bestimmungen des Gesetzes.

P E R S Ö N L I C H E S .

Der Bergassessor Dr.-Ing. Eigen beim Reichs- und Preußischen Wirtschaftsministerium ist zum Bergrat dabelst ernannt worden.

Überwiesen worden sind:

der Bergassessor Schnier der Preußischen Geologischen Landesanstalt in Berlin,
der bisher beurlaubte Bergassessor Doergé dem Bergrevier Essen 3.

Beurlaubt worden sind:

der Bergassessor Most vom 1. Januar an auf weitere sechs Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Ruhrgas-AG. in Essen,

der Bergassessor Michaelis vom 1. Januar an auf ein weiteres Jahr zur Fortsetzung seiner Beschäftigung bei der Hauptverwaltung der Bergwerksgesellschaft Hibernia AG. in Herne,

der Bergassessor Janus vom 11. Februar an auf weitere sechs Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Bergwerksgesellschaft Hibernia AG. in Herne, Steinkohlenbergwerk Buer,

der Bergassessor Kopp vom 15. Dezember 1936 an auf ein Jahr zur Übernahme einer Tätigkeit bei dem Beauftragten für den Vierjahresplan, Ministerpräsidenten Generaloberst Göring, Amt für deutsche Roh- und Werkstoffe.

Dem Bergassessor Wilhelm Rademacher ist die nachgesuchte Entlassung aus dem preußischen Landesdienst erteilt worden.

Dem Dipl.-Ing. Dr.-Ing. Kaiser in Zwickau (Sa.) ist die Konzession als Markscheider für das Land Sachsen erteilt worden.

Der Dr.-Ing. Hamann ist als Leiter der Lehrwerkstatt bei der Gewerkschaft Deutschland in Oelsnitz (Erzgeb.) ausgeschieden; an seiner Stelle hat der Dipl.-Ing. Meininghaus die Leitung der Lehrwerkstatt übernommen.

Gestorben:

am 25. Dezember 1936 in Düsseldorf der Bergassessor Eduard Schulte im Alter von 80 Jahren,

am 5. Januar in Zwickau der Bergdirektor Dipl.-Ing. Rudolf Stahr, Erstes Vorstandsmitglied des Erzgebirgischen Steinkohlen-Aktienvereins in Zwickau, im Alter von 50 Jahren,

am 6. Januar in Hannover der Dr. Walter Heise, Geologe der Zweigniederlassung Erdöl- und Bohrverwaltung der Preußischen Bergwerks- und Hütten-AG., im Alter von 40 Jahren,

am 6. Januar in Wengen der o. Professor em. für Bergbaukunde an der Technischen Hochschule Berlin Bergassessor Dr.-Ing. Karl Glinz im Alter von 59 Jahren,

am 7. Januar in Bad Homburg der Kaiserliche Bergrat Rudolf Seidel, Generaldirektor i. R. der frühern Gelsenkirchener Bergwerks-AG. zu Esch, im Alter von 74 Jahren,

am 9. Januar in Dankmarshausen (Werra) der Grubendirektor i. R. der Wintershall AG. Wilhelm Heckmann im Alter von 69 Jahren.