

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 12

20. März 1937

73. Jahrg.

Einfluß der Förder- und Verladeanlagen auf die Feinkohlenbildung und Wege zu deren Verringerung.

Von Dr.-Ing. Herbert Knaust, Berlin-Charlottenburg.

Bei jeder Förderung und Verladung durchfällt die Kohle gewisse Höhen, die in der Regel für den Umfang des entstehenden Feinkohlenanfalles ausschlaggebend sind. Bei Fördereinrichtungen mit erheblichen Leistungen und daher großen Abmessungen sowie hohen Arbeitsgeschwindigkeiten ist die schonende Behandlung der Kohle nicht immer leicht durchführbar, so daß gerade hier wegen der großen Durchsatzmenge eine Herabsetzung der Wertverminderung des Fördergutes durch eine grundsätzliche Verbesserung der aus einzelnen Gliedern bestehenden Förderanlage von weittragender wirtschaftlicher Bedeutung sein kann. An erster Stelle stehen jene Förderer, die in Bergbaubetrieben die Kohle als Massengut zutage schaffen. Daneben sind vor allem noch die Beladungseinrichtungen für Schiff und Eisenbahn zu nennen. Aber auch bei allen andern Arten von Verladeanlagen muß die weitestgehende Vermeidung des Abriebs schon im Hinblick auf die Gefahr der Staubentwicklung angestrebt werden.

Die Größe des Feinkohlenanfalles ist nicht nur von der Fallhöhe, sondern naturgemäß auch von der Beschaffenheit der Kohle abhängig. Die bisher wohl nur von Schilling in größerem Maßstabe durchgeführten Freifallversuche beziehen sich lediglich auf gesiebte oberschlesische Kohle, deren Stückgröße nicht angegeben ist¹. Wie aus den von mir angestellten Untersuchungen hervorgeht, übt aber die Körnung der Kohle auf die Höhe der Verluste einen beträchtlichen Einfluß aus, der nicht außer acht gelassen werden darf. Schon aus diesem Grunde haben also die von Schilling veröffentlichten Kurven keinen Anspruch auf allgemeine Gültigkeit. Sie weisen aber auch insofern eine Unvollkommenheit auf, als die später zu erörternde und für die Abriebmenge überaus wichtige Festigkeitsgrenze hierbei nicht in Erscheinung tritt. Die Kurven können daher bei den Untersuchungen von Bergwerksförderungen, auf die als wichtigste Förderbeispiele im folgenden besonders eingegangen wird, nicht benutzt werden.

Für die richtige Beurteilung der Fördereinrichtungen war es zunächst erforderlich, Freifallversuche mit Förderkohle, wie sie beim Abbau anfällt, durchzuführen; denn die Ergebnisse solcher Versuche geben erst ein Mittel an die Hand, die vorkommenden Förderanlagen hinsichtlich des Kohlenabriebs einwandfrei zu beurteilen und miteinander zu vergleichen. An die Freifallversuche schloß sich die Gegenüberstellung von zwei Seigerförderern für Blindschächte mit verschiedener Aufgabe der Kohle auf die Senkplatten des Förderers an. Weiterhin wurden die Ver-

luste bei der Beladung sowie beim Zusammenstoß von Grubenwagen ermittelt und Untersuchungen der Schachtförderung — namentlich der Gefäßförderung, bei der eine weitgehende Schonung der Kohle besonders dringlich ist — vorgenommen. Schließlich wurden die Verluste beim Beladen von Eisenbahnwagen kurz geprüft. Sämtliche Untersuchungen gelangten in dem von Professor Dr. Fritz Schmidt geleiteten Fördertechnischen Institut der Technischen Hochschule Berlin zur Durchführung.

Die Ergebnisse der Versuche, die sich stets auf Einzelglieder der Förderung zwischen dem Abbauetriebspunkt und der Hängebank bezogen, ermöglichten dann, die Gesamtverluste zu ermitteln und so durch Aneinanderreihen von Einzelförderern eine Förderanlage zu entwerfen, die hinsichtlich der Kohlenschonung und der Betriebssicherheit als geeignetste bezeichnet werden kann. Als Einzelförderer sind dabei Einrichtungen untersucht worden, die entweder schon in derselben Form im Betriebe erprobt, zum mindesten aber in der grundsätzlichen Arbeitsweise bekannt waren und sich bewährt hatten. Dadurch konnten im Vergleich zu den noch häufig benutzten Förderarten hinsichtlich der Kohlenschonung erhebliche Vorteile erzielt werden. Was sich durch derartige Verbesserungen erreichen läßt, zeigt am deutlichsten die Gefäßförderung, die trotz ihrer bestechenden verschiedenartigen Vorzüge wohl nur wegen der beim Beladen und Entladen der Gefäße eintretenden Kohlenwertverminderung infolge von Zerkleinerung und Abrieb für die Förderung von Steinkohle bisher verhältnismäßig wenig zur Anwendung gelangt ist.

Grundlegende Versuche.

Die Freifallversuche, die eine kritische Beurteilung sowie einen Vergleich der verschiedenen Fördereinrichtungen untereinander ermöglichen sollen, sind mit oberschlesischer Stückkohle durchgeführt worden, deren Stückgröße zwischen 60 und 300 mm schwankte. Der größte Anteil entfiel auf Stücke von 250–400 mm. Lediglich für eine besondere Versuchsreihe wurde die Kohle in Stücke von 60, 100, 200, 300, 400 und 500 mm geschieden, während bei den übrigen Versuchen stets Mischungen Verwendung fanden. Der Begriff »mittlere Kohle« umfaßt hierbei Stückgrößen von 100–250 mm; Stückgrößen von 250–500 mm werden als »große Kohle« bezeichnet. Im Rahmen der Freifallversuche sind nur die Verluste bei senkrechtem Freifall ermittelt worden. Die Versuche haben mit mittlerer und großer Kohle in drei Gruppen stattgefunden, nämlich 1. Fall auf Betonboden, 2. Fall auf Holzboden, 3. Fall auf Kohlenunterlage. Für jeden Versuch wurden 100 kg Kohle benutzt. Als Versuchsgefäß diente ein

¹ Schilling: Kohlenabrieb durch Freifall, Z. Binnenschiff. 14 (1907) S. 80.

Hängebahnwagen, dessen Boden als Klappe ausgebildet war. Abb. 1 veranschaulicht die Versuchsanlage.

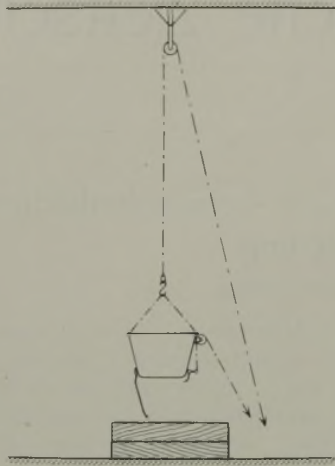


Abb. 1. Versuchseinrichtung für die Freifallversuche.

Die Fallhöhen wurden mit 1 bis 5 m, um je 1 m ansteigend, bemessen (bei der dritten Versuchsreihe, Kohle auf Kohlenunterlage, ist außerdem noch ein Versuch mit einer Fallhöhe von 0,7 m durchgeführt worden). Als Zwischenwert wurde ferner nachträglich eine Höhe von 1,5 m gewählt, und zwar aus folgendem

Grunde. Nachdem zunächst die verschiedenen Verlustwerte für die Fallhöhen von 1–5 m bestimmt worden waren, zeigte es sich, daß nur unter gewissen Abweichungen Kurven, wie sie schon aus frühern Freifallversuchen bekannt sind, gezeichnet werden konnten. Auch Wiederholungen einzelner Versuche änderten nichts an dieser Tatsache. Erst der Zwischenwert bei 1,5 m Fallhöhe klärte das Bild und rechtfertigte den Verlauf der Kurven, wie er aus den Abb. 2–8 zu ersehen ist. Dies beruht darauf, daß bei der Fallhöhe, bei der die Fallbeanspruchung den innern Zusammenhang der Kohle, d. h. ihre Festigkeitsgrenze überschreitet, durch vermehrte Grusbildung eine Unstetigkeit auftreten muß. Die große Zahl der Versuche in diesem Bereich mit mittlerer und großer Kohle bei Beton-, Holz- und Kohlenunterlage beweist die Richtigkeit dieser Annahme, was auch die Lage der Kurven zueinander bestätigt. Bei Betonboden als härtester Unterlage liegt z. B. die Unstetigkeit für große Kohle etwa bei 1 m Fallhöhe, dann folgt die Kohlenunterlage zwischen 1 und 1,5 m sowie schließlich die Holzunterlage zwischen 1,5 und 2 m. Wenn sich die Lage der Kurven für Beton- und Kohlenunterlage verhältnismäßig zueinander ändert, so ist dies durchaus verständlich. Die spezifischen Beanspruchungen beim Aufprall der Kohlenecken aufeinander können nämlich größer sein als jene beim Fall der Kohle auf die glatte Betonfläche. Daß der Verlust beim Fall größerer Kohlen-

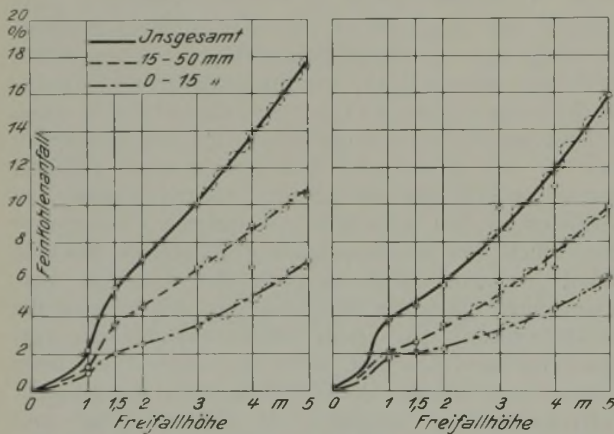


Abb. 2. Fall von mittlerer Kohle auf Beton.

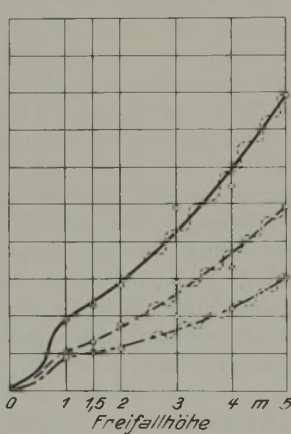


Abb. 3. Fall von großer Kohle auf Beton.

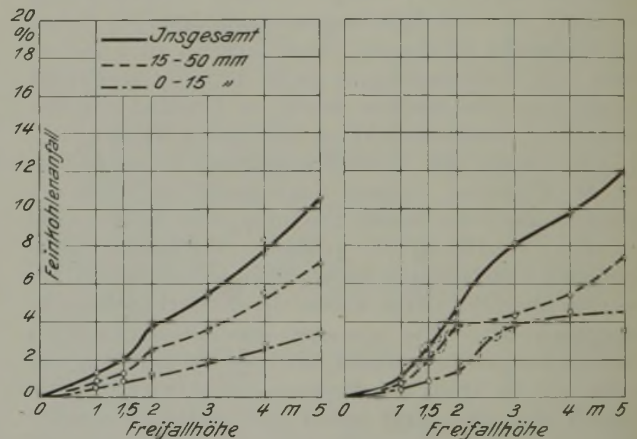


Abb. 4. Fall von mittlerer Kohle auf Holz.

Abb. 5. Fall von großer Kohle auf Holz.

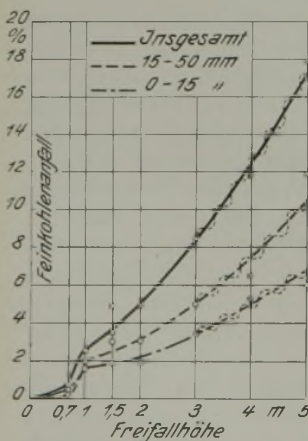


Abb. 6. Fall von mittlerer Kohle auf Kohle.

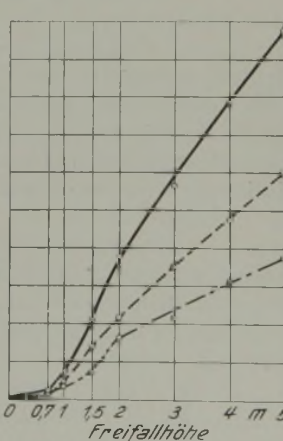


Abb. 7. Fall von großer Kohle auf Kohle.

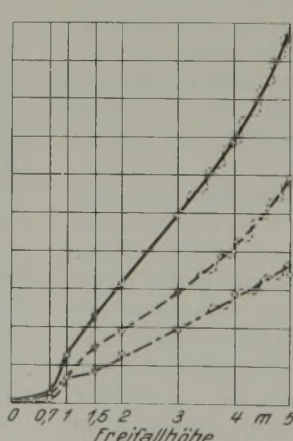


Abb. 8. Fall von Förderkohle auf Kohle.

Abb. 2–8. Ergebnisse verschiedener Freifallversuche mit Steinkohle.

stücke auf Kohle bei größern Fallhöhen den Verlust beim Fall von Kohle auf Beton übersteigt, findet also hierdurch eine Erklärung.

Der Verlauf der Kurven für Kohle auf Kohle unterhalb der Unstetigkeitsgrenze ist wegen der Wichtigkeit dieses häufig vorkommenden Falles durch die Einfügung der Fallhöhe von 0,7 m genauer bestimmt worden. Eine noch geringere Fallhöhe gestattete die Form des Gefäßes nicht. Alle Kurven lassen erkennen, daß der Verlust je nach der Festigkeit und dem Zusammenhalt der Kohle in

einem höhern oder niedrigeren Fallhöhenbereich sprungweise ansteigt, um dann wieder langsamer zuzunehmen.

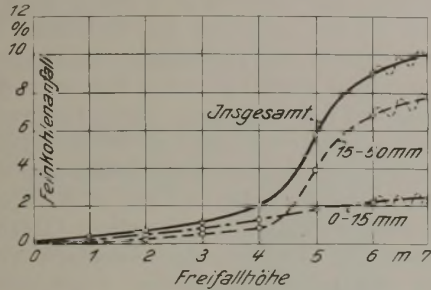


Abb. 9. Ergebnisse von Freifallversuchen mit Braunkohlenbriketten auf Beton.

Zur Feststellung, ob auch Kohle von andern Festigkeitsgrad dieses Verhalten zeigte, fand noch eine Reihe von Versuchen mit Braunkohlenpreßlingen statt. Der Einfluß der regelmäßigen, länglichen Form (Stirnfläche, Längskante) wurde hierbei durch Teilung der Brikette in zwei Hälften ausgeschaltet. Die Ergebnisse der Versuche zeigt die Kurve in Abb. 9. Wie daraus hervorgeht, steigt der Verlust zwischen den Fallhöhen 4 und 6 m sprungweise an. Fallhöhen von mehr als 6 m ließ die Versuchsanlage nicht zu, so daß der Verlauf der Kurven hierfür in folgerichtiger Weise ergänzt werden mußte.

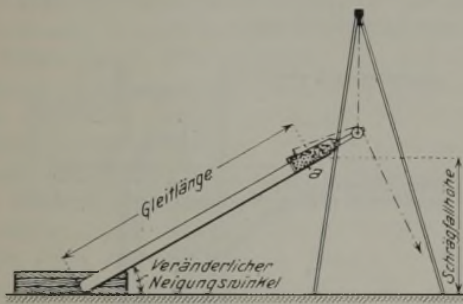


Abb. 10. Versuchseinrichtung für den Schrägfall.

Diesen Feststellungen beim freien Fall der Kohle sind die Ergebnisse schon früher ausgeführter Versuche bei »Schrägfall« gegenübergestellt worden, bei denen der Höhenunterschied durch ein Gleiten der Kohle auf einer schrägen Ebene überwunden wird. Abb. 10 veranschaulicht die Versuchsanlage für den Schrägfall. Das Gefäß *a* wurde bei den einzelnen Versuchen stets mit 30 kg frischer Kohle gefüllt. Die Entfernung zwischen Mitte Kohlengefäß und Aufschlagfläche stellt die in den Abb. 11–13 als Abszisse eingetragene »Gleitlänge« dar. Über den Kurven ist

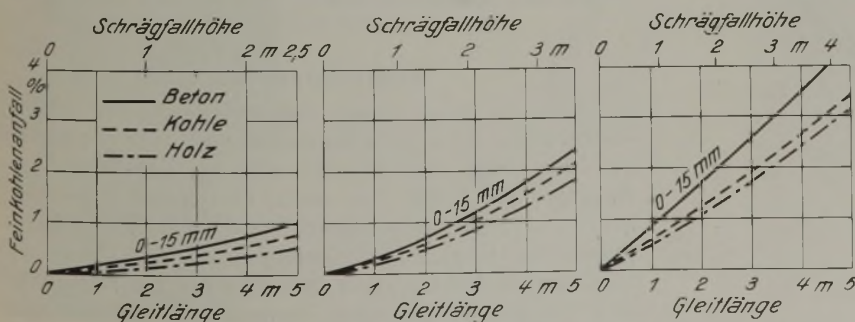


Abb. 11. Neigung 30°. Abb. 12. Neigung 45°. Abb. 13. Neigung 60°.
Abb. 11–13. Ergebnisse von Schrägfallversuchen bei verschiedener Neigung.

gleichlaufend zur Abszissenachse als »Schrägfallhöhe« der senkrecht gemessene Höhenunterschied aufgetragen. Die bei diesen Schrägfallhöhen ermittelten Verlustgrößen sind dann mit denjenigen bei den entsprechenden Freifallversuchen verglichen worden. Die Verminderung der Feinkohlenbildung bei Schrägfall gegenüber Freifall geht aus den nachstehenden Vergleichswerten hervor, die sich also auf Freifall- und senkrecht gemessene Schrägfallhöhen beziehen.

	Freifall	Feinkohlenanfall
Schrägfall mit 60° Neigung A	A/2
Schrägfall mit 45° Neigung A/3,5	A/3,5
Schrägfall mit 30° Neigung A/8	A/8

Auf Grund der Versuchsergebnisse kann gesagt werden, daß die Verluste bei Förderkohle durch die bei jeder Förderanlage unvermeidlichen freien Fallhöhen noch erträglich sind, solange die Festigkeitsgrenze nicht erreicht ist, wenn also die Fallhöhen unter etwa 0,8 m bleiben. Bis zu dieser Höhe bringen schräge Schurren, wenn sie nur zur Verminderung des Aufschlages der Kohlenstücke angebracht werden, wegen der Geringfügigkeit des Verlustes keine wesentlichen Verbesserungen. Erst über etwa 0,8 m hinaus wird der Verlust beim Freifall unverhältnismäßig groß, so daß die Verminderung des Falles durch schräge Bleche oder andere Einrichtungen unbedingt anzustreben ist. Ruhrkohle ist meistens empfindlicher gegen Stoß und Fall als die bei den Versuchen verwendete oberschlesische Förderkohle. Somit würden die Verluste hier im allgemeinen noch erheblicher sein und entsprechende Verbesserungen der Förderanlagen noch größere Vorteile bieten.

Über die in den Abb. 2–8 wiedergegebenen Kurven ist noch folgendes zu sagen. Die zeichnerische Darstellung des Feinkohlenanfalles in Abhängigkeit von der Fallhöhe soll einmal ein anschauliches Bild von diesen Beziehungen geben; vor allem tritt die festgestellte Unstetigkeit der Zunahme des Kohlenabriebes in bestimmten Fallhöhenbereichen bei der schaubildlichen Wiedergabe deutlich hervor. Ferner bietet die Verbindung der einzelnen Versuchspunkte zu Kurven die Möglichkeit, auch für andere Fallhöhen, als sie den Versuchen zugrundegelegen haben, den Feinkohlenanfall für Vergleichszwecke annähernd zu ermitteln. Bei dieser Gelegenheit sei besonders darauf

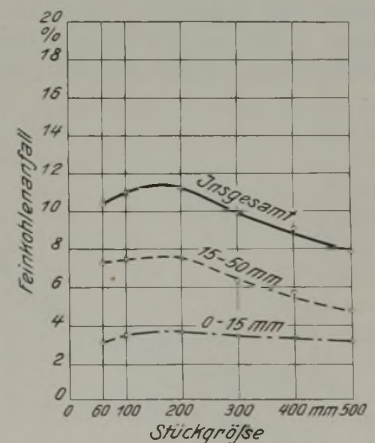


Abb. 14. Einfluß der Korngröße auf den Feinkohlenanfall bei Freifall von Kohle auf Kohle (Freifallhöhe 3 m).

hingewiesen, daß in der vorliegenden Arbeit alle Angaben über Verluste und Wertverminderung infolge von Kohlenabrieb nur angenähert sein können. Schon durch die stets verschiedenartige Beschaffenheit der Kohle ist es bedingt, daß sich bei den ausgeführten Untersuchungen für die Größe des Feinkohlenanfalls keine absoluten Werte gewinnen lassen. Zur Vermeidung von Mißverständnissen sind die Kurven in jenen Teilen, in denen ihr Verlauf durch Versuche nicht eindeutig feststeht, sowie dort, wo die Versuchspunkte außerhalb der Kurve liegen, durch gestrichelte Schlangenlinien gekennzeichnet. Aus dem genauer ermittelten Verlauf der Kurven für Kohlenfall auf Kohlenunterlage unterhalb der Fallhöhe von etwa 0,8 m ist auf die Abnahme der Verluste bei Kohlenfall auf Beton- und Holzunterlage geschlossen worden.

Bei den meisten Verladeanlagen wird die Kohle mehrfach gestürzt; beim zweiten und weitem Fall ist sie also nicht mehr als »frisch« anzusehen. Es galt daher, zu untersuchen, ob der Kohlenabrieb beim ersten Fall besonders groß ist und bei den weitem Stürzen erheblich davon abweicht, ob also eine gewisse Abhängigkeit der anfallenden Feinkohlenmenge von der vorangegangenen Anzahl von Stürzen besteht. Aus zahlreichen Versuchen mit klein- und mit großstückiger Kohle hat sich ergeben, daß die Anzahl der Stürze auf den Feinkohlenanfall einen gewissen Einfluß ausübt, der im allgemeinen bei großstückiger Kohle am größten ist. Nicht die Stoßwirkung an sich, sondern die verhältnismäßige Veränderung der Stückgröße ist hierbei für die Vergrößerung des Kohlenabriebs bestimmend. Diesen Einfluß lassen die Versuchsergebnisse in Abb. 14 eindeutig erkennen. Da nun aber die Förderkohle alle Stückgrößen von der Feinkohle bis hinauf zu 500 mm und mehr umfaßt, wird der Unterschied in der Verlustbildung in der Regel geringer sein, als bei den ausgeführten Untersuchungen mit Kohle der Stückgrößen 300–350 mm ermittelt worden ist. Auch bei reiner Stückkohle ist der durch die Korngröße bedingte Unterschied nicht so groß, wie es nach Abb. 14 den Anschein hat, denn man muß berücksichtigen, daß in den Kurven die Aufspaltung größerer Stücke in kleinere von mehr als 50 mm Kantenlänge nicht zum Ausdruck kommt. Diese nicht berücksichtigte Aufspaltung bedeutet aber gleichfalls eine Wertverminderung. Somit kann festgestellt werden, daß bei jedem folgenden Fall fast stets der gleiche Anteil an Abrieb und daher auch an Wertverminderung entsteht wie beim ersten Fall, weil sich

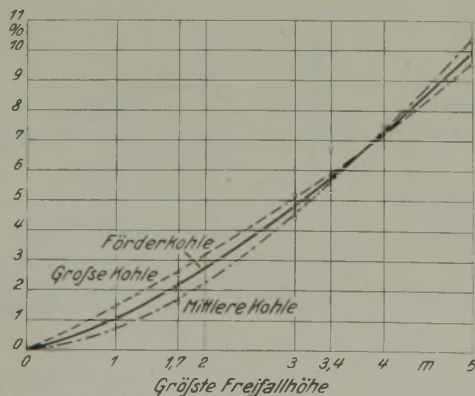


Abb. 15. Feinkohlenanfall bei Gefäßbeladung durch Freifall.

beim Aufspalten der Kohle immer wieder frische Kanten bilden.

Die Freifallversuche mit gleichbleibender Fallhöhe während der Entladung wurden noch vervollständigt durch Versuche bei der Beladung von Gefäßen, bei der sich die Fallhöhen von einem Größtwert bei leerem Gefäß auf einen kleinsten Wert bei der Beendigung der Beladung allmählich verringern. Diese Untersuchungen fanden an der Versuchsanlage für die später besprochene Seigerförderung statt. Die Gefäßtiefen waren hierbei 1,7 m, 3 m, 3,4 m und 5 m. Die kleinste Fallhöhe bei vollem Gefäß betrug jedesmal 0,35 m. Die bei den einzelnen Versuchen ermittelten Werte des gesamten Feinkohlenanfalls sind in Abb. 15 wiedergegeben.

Anwendung der durch die Fallversuche gewonnenen Erkenntnisse auf verschiedene Förderanlagen sowie Versuche an neuartigen Fördereinrichtungen.

Auf Grund der vorstehenden Versuchsergebnisse läßt sich für jede Förderanlage der voraussichtliche Abrieb annähernd bestimmen. So kann man z. B. mit ziemlicher Genauigkeit feststellen, wieviel Abrieb beim Überladen der Kohle von einem waagrechten Förderer (Förderrinne, Förderband usw.) auf einen andern waagrechten Förderer oder in Wagen, Behälter usw. entsteht. Im folgenden werden weiterhin noch die Verluste beim Überladen von einem waagrechten Förderer in senkrechte Fördereinrichtungen ermittelt, und zwar für den Blindschacht-Seigerförderer und für die Hauptschachtförderung.

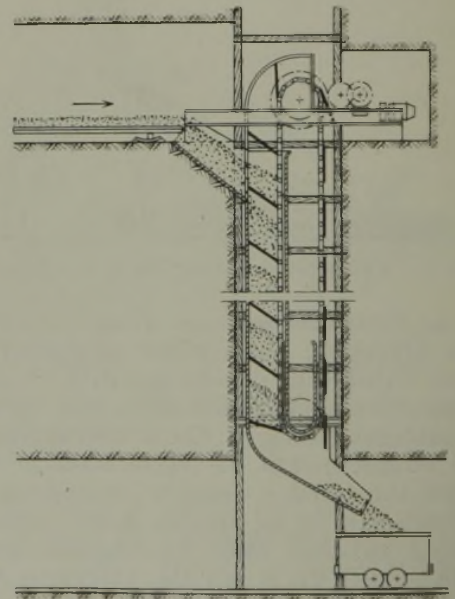


Abb. 16. Senkplattenförderer mit seitlicher Aufgabe der Kohle.

Seigerförderer.

Abb. 16 zeigt einen Seigerförderer der bisher verwendeten bekannten Bauart mit Aufgabe der Kohle von der Seite, Abb. 17 eine neuere Ausführung mit Aufgabe der Kohle von oben. Die Kohle kann hier beim Einfüllen im senkrechten Schacht nicht mehr gegen die Kanten der Schleppplatten des Förderers stoßen und sich klemmen. Sie wird oben auf eine von den Tragplatten gebildete ebene Fläche geladen und bleibt beim Übergang dieser Tragplatten in die senkrechte Bewegung ruhig auf den Platten liegen. Die

Versuche konnten für beide Verladearten bei entsprechender Führung der Tragplatten mit derselben Anlage ausgeführt werden, deren senkrechten Schacht Abb. 18 wiedergibt.

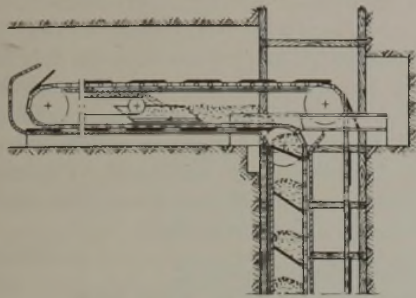


Abb. 17. Senkplattenförderer mit Aufgabe der Kohle von oben.

Die Aufgabe der Kohle erfolgte sowohl bei dem Seigerförderer nach Abb. 16 als auch bei der neuern Bauart nach Abb. 17 durch ein ansteigendes Gummiband, auf das die Kohlenstücke unten aufgegeben wurden. Der durch diese Art der Kohlenzuführung entstehende Abrieb war also in beiden Fällen gleich groß. Nach den Erfahrungen an ausgeführten Seigerförderern der ersten Art entstehen im senkrechten Schacht selbst kaum Verluste, da die Wände völlig glatt sind und durch Kohlenstaub ständig geschmiert werden. Man kann also die Förderhöhe bei der Verlustbestimmung vernachlässigen; sie ist im übrigen in beiden Fällen gleich. Hervorgehoben sei, daß die Versuchsanlage nicht etwa als Modell hergestellt war, sondern, abgesehen von der geringern Förderhöhe, in den Größenverhältnissen der wirklichen Ausführung entsprach. Die ermittelten Werte stellen daher die wahren Verluste dar, wie sie im Betriebe auftreten. Beim Austrag aus dem Seigerförderer wurde die Kohle mit Hilfe einer schrägen Holzunterlage so schonend abgefangen, daß der Auslaufverlust, der in beiden Fällen ebenfalls gleich sein mußte, wegen seiner Geringfügigkeit vernachlässigt werden konnte. Im ganzen, also einschließlich des Abriebs bei der Aufgabe, bei der Bewegung im Schacht und beim Auslauf, ergaben sich an Verlusten:

für den bisherigen Seigerförderer mit seitlicher Aufgabe bei

- großer Kohle 3,2%
- mittlerer Kohle 3,4%,

für den verbesserten Seigerförderer mit waagrechter Aufgabe dagegen bei

- großer Kohle 2,2%
- mittlerer Kohle 1,6%.

Die größere Grusmenge bei der Seigerförderung nach Abb. 16 mit seitlicher Aufgabe entstand einmal durch die unvermeidlichen längern Fallstrecken der Kohle bei ihrer Aufgabe und ferner dadurch, daß einzelne Kohlenstücke, die zwischen Schurrenboden und die vorbeistreichenden Platten gelangten, abgescheuert und zerdrückt wurden. Oft kann sogar die Platte infolge dieser Klemmungen die übliche Lage nicht beibehalten; sie wird hochgestellt, so daß sich aus zwei oder mehr kleinern Kammern eine große bildet. Diese falsche Plattenlage verursacht dann unten am Entlade-teil des Seigerförderers durch Klemmen der Platten Schwierigkeiten sowie vor allem eine vermehrte Grusbildung.

Bei dem verbesserten Seigerförderer entstanden die Hauptverluste bei der Aufgabe der Kohle auf das durch die Senkplatten gebildete waagrechte Eisenband. Da das die Kohle zuführende Gummiförderband mit einer bei fahrbaren Bändern üblichen Geschwindigkeit von 1 m/s lief, war der Aufstoß der Kohle beim Übergang auf das langsamer laufende Eisenband verhältnismäßig groß und rief diesen Verlust hervor. Durch Anordnung geeigneter Einführungsbleche ließe sich der Gesamtverlust meines Erachtens noch um etwa 0,5% verringern. Unter Berücksichtigung der in beiden Fällen gleich großen Verluste bei der Aufgabe der Kohle auf die beiden Seigerförderer kann man also die durch die neue Ausführung verursachten Abriebverluste mit etwa der Hälfte derjenigen bei der alten Bauart annehmen. Wenn auch die Verluste bei beiden Seigerförderern an sich nicht hoch sind, so wird man doch die Verringerung des Abriebs unbedingt anstreben müssen. Durch eine waagrechte Verlängerung des Seigerbandes zum Streckenband, also durch Vermeidung der bei der alten Bauart erforderlichen besondern Zwischenförderung zwischen Streckenband und Seigerförderer, ließe sich der Verlust noch weiter herabsetzen. Eine solche Verlängerung bietet außerdem noch insofern betriebliche Vorteile, als besonders bei größeren Fördermengen auf das sichere Abbremsen der beladenen Senkplatten Wert gelegt werden muß, eine Notwendigkeit, die bei waagrechter Bandverlängerung ganz oder teilweise fortfällt.

Da der Seigerförderer entweder in Grubenwagen oder auf Dauerförderer, im besondern auf Förderbänder entladet, sind ferner noch die dabei auftretenden Abriebverluste durch Versuche ermittelt worden. Der beim Beladen der Grubenwagen entstehende Abrieb ist mit 1,7% festgestellt worden. Auf dem Wege zum Hauptschacht, namentlich bei der Lokomotivförderung, ferner beim Auf-schieben der Wagen auf den Korb, bei ihrem Ausschieben auf die Hängebank sowie schließlich in den Wagenumläufen



Abb. 18. Versuchsanlage für Seigerförderer.

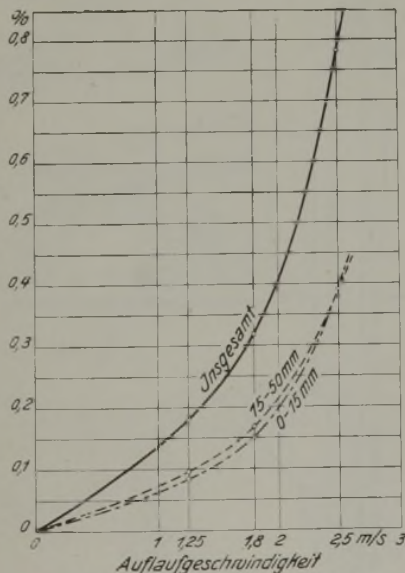


Abb. 19. Feinkohlenanfall beim Auffahren eines Grubenwagens mit 600 kg Förderkohle auf 6 stehende Grubenwagen.

erleidet der Förderwagen und damit die geladene Kohle mehr oder weniger starke Erschütterungen, die eine weitere Zerkleinerung und Grusbildung zur Folge haben. Einen gewissen Anhalt über die Größe dieser Verluste boten entsprechende Stoßversuche mit gefüllten Grubenwagen, wobei das Ladegewicht jedesmal rd. 600 kg Förderkohle betrug. Ein Kohlenwagen lief auf 6 teils leere, teils beladene stillstehende Wagen mit Geschwindigkeiten von 1,25, 1,8 und 2,5 m/s auf. Die Stoßzahl betrug jedesmal 5. Die hierbei ermittelten Verlustwerte, bezogen auf 5 Stöße, sind aus Abb. 19 ersichtlich. Wenn die Verluste auf dem gesamten Wege der Grubenwagen auf Grund der durchgeführten Untersuchungen und der Feststellungen von Cleff¹ mit etwa 1% angenommen werden, so dürfte diese Schätzung nicht zu hoch sein. Werden die Grubenwagen nun durch die Gestellförderung des Hauptschachtes zutage gebracht, so kann weiterer Abrieb, abgesehen von den Verlusten bei der Entleerung der Wagen, kaum entstehen. Die Abriebverluste beim Entladen der Wagen durch Wipper auf ein Sieb sind im Hinblick auf die Fallhöhen mit etwa 1,5% anzusetzen.

Entladet dagegen der Seigerförderer die Kohle unmittelbar auf ein Förderband, welches das Gut der Gefäßförderung zuführt, so kann man bei 35–50 cm Schrägfall hierfür einen Verlust von etwa 1% annehmen.

Gefäßförderanlagen.

Besonders große Abriebverluste treten bei der bisher meist benutzten einfachen Anordnung der Gefäßförderung deshalb auf, weil die Kohle durch Förderbänder zunächst in Sammelbehälter (Bunker) und von da aus in das Fördergefäß umgeladen werden muß. Die Wertverminderung der Kohle ist hierbei so

groß, daß dadurch oft die Anwendung dieser Förderart in Frage gestellt, wenn nicht überhaupt unmöglich gemacht wird. Je nach der Fördermenge sind die Inhaltsmengen des Füllrumpfes und des Gefäßes und damit auch die Fallhöhen verschieden. Um einen Anhalt über die Größenverhältnisse der hier entstehenden Verluste zu gewinnen, habe ich für einige ausgeführte Anlagen, deren Einzelheiten im Schrifttum angegeben sind¹, die Freifall- und Schrägfallhöhen ermittelt und danach auf Grund von Versuchen die annähernden Abriebverluste bestimmt. Für die beiden Anlagen nach den Abb. 20 und 21 werden nachstehend die Versuchsergebnisse mitgeteilt.

Blindschachtförderung		Abriebverluste rd. %
Beladung des Bunkers durch Band, 2,6 m Schrägfall 45°, Kohle auf Kohle		3
Beladen des Gefäßes aus dem Bunker, 4,4 m Freifall und Schrägfall		16
Entladen des Gefäßes in den Behälter, 2,5 m Schrägfall 45°, Kohle auf Kohle		3
Entladen des Bunkers durch Band und Einbringen in Grubenwagen		3
Gesamtverlust vom obern Band bis in die Grubenwagen		25
Hauptschachtförderung		Abriebverluste rd. %
Beladen der Fülltaschen aus Großraum-Grubenwagen mit Wipper, 4 m Schrägfall 60°		7
Beladen des Gefäßes aus Fülltaschen, 6 m Schräg- und Freifall		13
Entladen des Gefäßes in Bunker, 6,8 m Schrägfall 45°		9
Gesamtverlust		29

An dieser Stelle sei nochmals betont, daß die Festlegung von zahlenmäßigen Verlustwerten natürlich nur Vergleichszwecken im Rahmen dieser Arbeit dienen kann. Die Angaben sind also nicht etwa als absolute Feststellungen aufzufassen, sondern können nur Näherungswerte darstellen. Außerdem ist für

sämtliche Untersuchungen zur Schaffung einer einwandfreien Vergleichsgrundlage gesiebte Stückkohle benutzt worden. Die Kohle, die vom Abbau-betriebspunkt bis zur Aufbereitung befördert wird, enthält aber stets eine mehr oder weniger große Menge Grus und Feinkohle, die zusammengeballt einen Puffer bildet. Für die Gefäßförderung hat man daher vorgeschlagen, den Grus abzusieben und bei der Beladung der Gefäße gesondert vor der Stückkohle einzufüllen. Es erscheint jedoch fraglich, ob diese Art von Pufferung eine nennenswerte Wirkung ausübt. Nach den durchgeführten Freifallversuchen

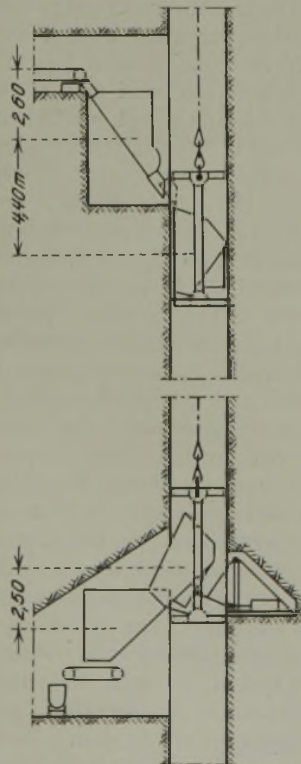


Abb. 20. Blindschacht-Bremsförderung, Gefäßnutzlast 1,8 t bei 162 t Durchsatz je h.

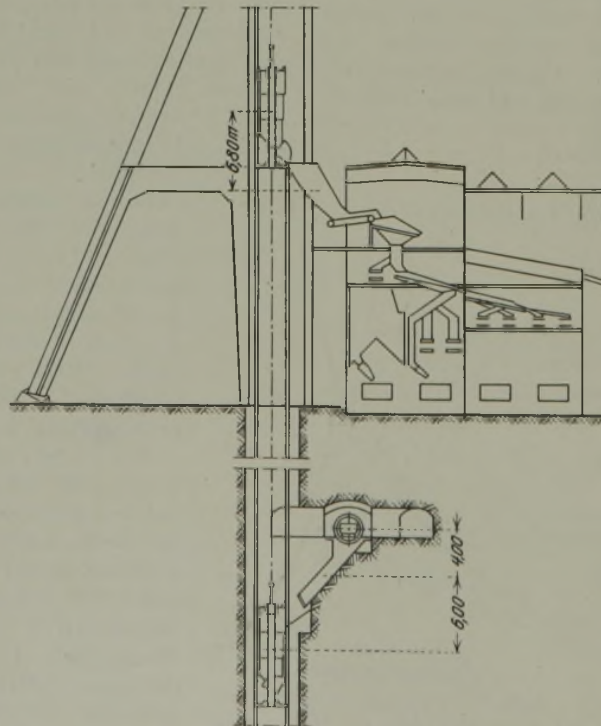


Abb. 21. Hauptschacht-Gefäßförderung, Nutzlast 10 t bei 450 t Durchsatz je h.

¹ Fördertechn. 27 (1934) S. 131, Abb. 7 und 9; Bergbau 45 (1932) S. 160, Abb. 1.

ist nämlich der Abrieb beim Fallen von Kohle auf Kohle mindestens ebenso groß wie beim Fallen auf eine feste Unterlage und der Abrieb von kleinstückiger Kohle eher größer als der von großstückiger. Man hat auch eine Reihe von andern Vorschlägen zur Beschränkung der Abriebverluste gemacht; am wirksamsten wird es aber nach meinem Dafürhalten sein, grundsätzlich größere Fallgeschwindigkeiten zu vermeiden. Bei einigen neuern Anlagen ist dieser Weg in letzter Zeit mit Erfolg beschritten worden, indem man beispielsweise nachträglich in die Sammelbehälter wie auch in die Fördergefäße selbst bewegliche Stauplatten eingebaut hat, mit denen die Kohle entsprechend der fortschreitenden Auffüllung langsam abgesenkt wird. Wie groß der Erfolg solcher Maßnahmen sein kann, haben Versuche an der beschriebenen Versuchsanlage für die Seigerförderung erwiesen. Die langsame Absenkung der Kohle ist hierbei mit den Senkplatten erzielt worden, wie sie bei den Seigerförderern nach Abb. 16 und 17 Verwendung finden. Abb. 22 zeigt eine solche Plattenkette in einem Fördergefäß. Die einzelnen Senkplatten bilden hierbei stets den Boden des zu füllenden Gefäßraumes und senken sich mit zunehmender Beladung, so daß die freie Fallhöhe immer gleichbleibend auf etwa 0,5 m gehalten werden kann. Der drehbare Ausgleichbehälter *a* an Stelle des tiefen Sammelbehälters sorgt für eine weitere Verminderung der Fallhöhe und damit für eine weitere Schonung der Kohle. Wie aus Abb. 22 hervorgeht, sind je Fördergefäß drei Senkplatten gewählt worden. Ihre Anordnung ist derart getroffen, daß die nächstfolgende Platte immer die obere Lage eingenommen hat, wenn die vorhergehende in die tiefste Stellung gelangt ist. Die tiefste Lage wird nun bis zur völligen Entleerung durch Sperrung an den obern oder untern Kettenrädern beibehalten. Zur Entleerung des Gefäßes wird die untere Platte durch die aus Abb. 22 ersichtliche Auslösevorrichtung *b* freigegeben, worauf

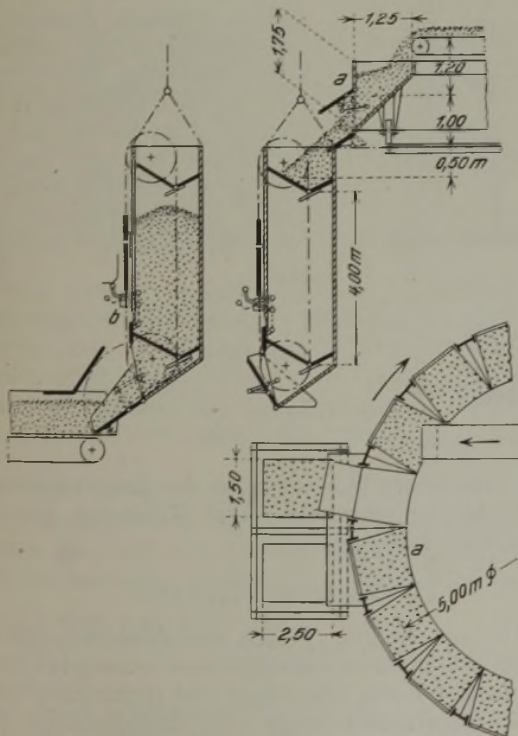


Abb. 22. Fördergefäß mit Plattenkette und Ausgleichbehälter.

die Kohle auf das sich vorbeibewegende Stahlplattenband stürzt. Sie wird also nicht, wie es bisher üblich ist, aus dem Gefäß erst in einen Behälter, sondern unmittelbar auf einen Bandförderer mit hohen Seitenwänden entladen, der das Gut aufnimmt und der Überbereitung zuführt. Die Bewegung der Senkplatten bei der Gefäßbeladung kann unter Einschaltung einer Regelbremse durch das Gewicht der Ladung selbst oder durch Zwischenschaltung einer geeigneten Übertragung von dem sich drehenden Sammelbehälter aus geschehen. Die Zuführung der Kohle vom Zwischenband in den drehbaren Ausgleichbehälter *a* ist aus Abb. 22 zu erkennen.

Nachstehend sind für eine Fördereinrichtung der geschilderten Art die angenähert ermittelten Verlustgrößen angegeben. Dabei wird die Gefäßnutzlast wie bei der Anlage nach Abb. 21 mit 10 t bei 450 t Durchsatz je h angenommen. Für den drehbaren Ausgleichbehälter und das Gefäß ergeben sich die in Abb. 22 eingetragenen Abmessungen. Die Verluste teilen sich wie folgt auf:

	Abriebverluste rd. %
Beladen des Ausgleichbehälters durch Band, 1,2 m Schrägfall 45°	1
Beladen des Gefäßes, 0,5 m gleichbleibender Freifall, dann Absenkung auf 4 m mit langsamem Auslauf	3
Entladen aus Behälter über Schurre, 1,0 m Schrägfall	1
Gesamtverlust	5

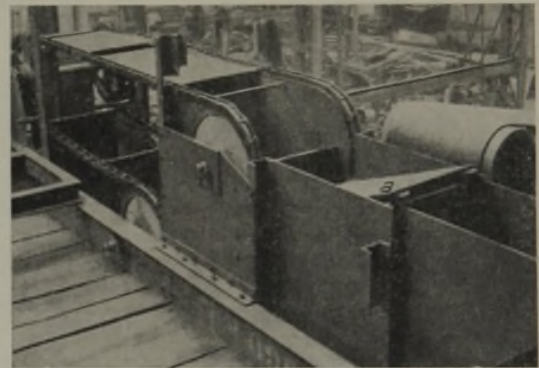


Abb. 23. Versuchsanordnung für das Beladen von Gefäßen mit Senkboden.

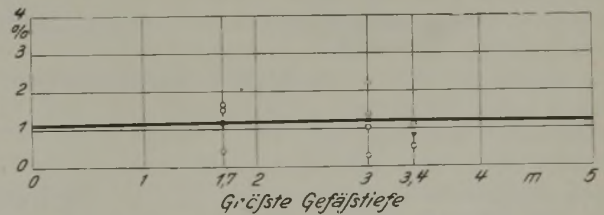


Abb. 24. Feinkohlenanfall bei Gefäßbeladung mit Senkboden (Förderkohle).

Der für das Beladen des Gefäßes angeführte Verlust von etwa 3% ist, wie schon erwähnt, durch Versuche an Gefäßen mit Senkboden ermittelt worden. Abb. 23 zeigt die Versuchsanordnung. Die Senkboden *a* ist in seiner höchsten Lage dargestellt. Die Beladung erfolgte mit Hilfe eines fahrbaren Förderbandes. Wie die Kurve in Abb. 24 zeigt, ist der reine Beladungsverlust nahezu gleichbleibend, und zwar etwa 1,2%. Dieser Verlust kommt in der Hauptsache durch die notwendige Fallhöhe von etwa 0,35 m

zustande (Abb. 23). Beim Absenken entstehen kaum nennenswerte Verluste. Beim langsamen Auslauf der Kohle ergab sich dagegen etwa 1 % Feinkohlenanfall.

Wenn auch der Verlust beim Entladen der großen Nutzlast von 10 t in Wirklichkeit etwas größer ausfällt als bei den durchgeführten Versuchen mit einem Gefäßinhalt von etwa 1 t Kohle, so ist der Vorteil immerhin so beachtlich, daß die Größe der Kohlenwertverminderung allein kein Hindernis mehr für die Anwendung der Gefäßförderung bilden dürfte. Die der Berechnung zugrundegelegte Gefäßförderung ist zwar bisher noch nicht ausgeführt worden, ähnliche Anordnungen von Stauplatten sind aber, wie erwähnt, bereits in Anwendung, so daß die Durchführbarkeit der Aufgabe bei der Gefäßförderung in der einen oder der andern Form keinen Schwierigkeiten mehr begegnen dürfte. Nach den vorstehenden Darlegungen erscheint es durchaus möglich, die bisherigen Verluste durch Anwendung der neuen Hilfsmittel um etwa 20–25 % herabzusetzen und damit die Gestell- und die verbesserte Gefäßförderung hinsichtlich der Gesamtverluste nahezu gleichzustellen.

Die wirtschaftliche Bedeutung dieser Verlustverminderung bei der Gefäßförderung hängt natürlich wesentlich von der Preisspanne zwischen Gruskohle und Stückkohle ab. Wenn auch zur Zeit wegen der besondern Wirtschaftslage kaum ein Preisunterschied besteht, so ist es immerhin möglich, daß über

kurz oder lang die früheren Verhältnisse wieder zur Geltung kommen.

Verladeeinrichtungen.

Von unveränderter Bedeutung ist die Vermeidung von Grusbildung bei der Verladung von klassierter Kohle in Behälter und von da aus in Eisenbahnwagen, Kübelwagen oder Schiffe. Besonders bei größeren Bunkern muß daher die Höhe des Falls von den Sieben durch Schrägfall auf ein Mindestmaß beschränkt werden, damit die Klassierung nicht zwecklos wird. Zur Beladung der Eisenbahn- und Kübelwagen mit Stückkohle werden schon überwiegend schräge Bänder verwendet. Aber auch diese können bei Wagen, bei denen das Bremshaus eine genügende Absenkung des Ladebandes verhindert, namentlich beim Beladen enger Kübelwagen, die Fallhöhe nicht genügend vermindern.

In diesem Falle erweist sich der Senkplattenförderer, wie er beispielsweise in Abb. 25 dargestellt ist, als brauchbares Hilfsmittel für die Ausschaltung schädlicher Fallhöhen. Bei den zur Verladung der aus der Aufbereitung kommenden Kohle in die Kübelwagen verwendeten schrägen Bändern muß wegen der Enge der Kübel ein mittlerer Freifall von etwa 1,25 m in Kauf genommen werden. Dieser Freifall ruft für große Kohle etwa 2,5 %, für mittlere Kohle etwa 4 % Feinkohlenanfall hervor. Bei Verwendung des Senkplattenförderers dürften dank der sanften Aufgabe der Kohle dagegen nur etwa 1,5 % Gesamtverlust entstehen.

Zusammenfassung.

Die durchgeführten Untersuchungen und kritischen Betrachtungen über die einzelnen Fördereinrichtungen zeigen, welche Ursachen eine Beschädigung der Kohle hervorrufen und in welchem Ausmaß eine Wertverminderung auftreten kann. Weiterhin wird erörtert, nach welcher Richtung sich die künftige Entwicklung der Förderanlagen bewegen muß, damit die Wertverminderung des Gutes bei der Förderung auf ein Mindestmaß beschränkt bleibt.

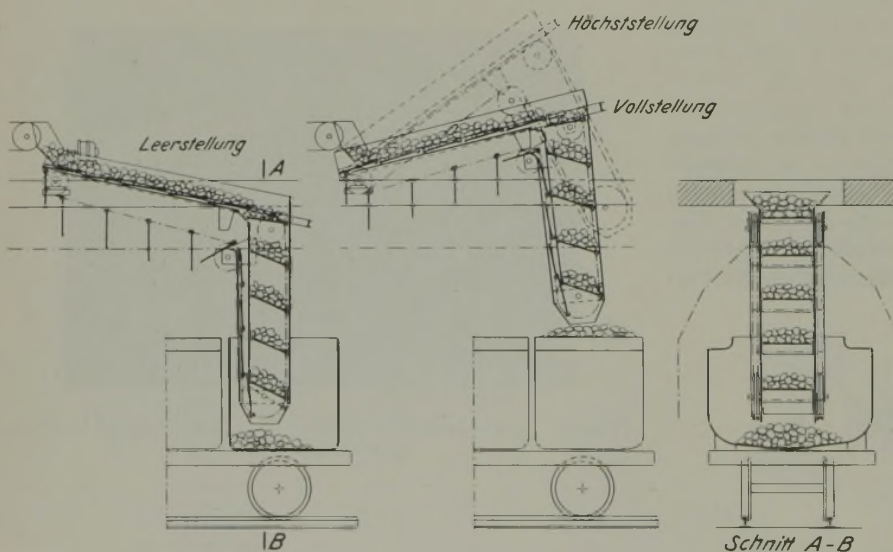


Abb. 25, Senkplattenförderer.

Schwelkoksöfen.

Von Dr.-Ing. eh. A. Thau, Berlin.

Die neuere Entwicklung der Steinkohlenschwelung ist gekennzeichnet durch das Bestreben, einen stückigen, festen Schwelkoks in ruhender Beschickung unter Verzicht auf stetige Betriebsweise der Öfen zu erzeugen, wobei die Verfahren zur Herstellung von Formkoks, die, wie der Hellmann-Ofen von Hinselmann¹, auch eine stetige Betriebsweise zulassen, als Ausnahme zu betrachten sind. Die Kohlenschwelung in der Ruhe bei unterbrochener Betriebsweise nähert sich damit hinsichtlich der Einrichtungen und Betriebs-

weise, abgesehen von der Höhe der Entgasungstemperatur, den in Gaswerken und Kokereien gebräuchlichen Entgasungsöfen.

Deutsche Bauarten.

Als vor einigen Jahren die Absichten für eine Wiederaufnahme der Steinkohlenschwelung in Deutschland festere Form annahmen und gleichzeitig infolge der wirtschaftlichen Lage viele betriebsfähige Kokereien außer Dienst gestellt worden waren, lag der Gedanke nahe, in eine Prüfung der Frage einzutreten,

¹ Thau, Gas- u. Wasserfach 79 (1936) S. 912.

ob diese Kokereien nicht zur Schwelung herangezogen werden könnten, wobei mit einem steigenden Absatz des Schwelkokes als Hausbrand gerechnet wurde. Durch eingehende Versuche hat Weittenhiller¹ nachgewiesen, daß bei den niedrigen Entgasungstemperaturen, abgesehen von den betrieblichen Schwierigkeiten, eine Wirtschaftlichkeit mit dem Schwelbetrieb normaler Koksöfen nicht zu erreichen ist.

Auf andere Weise hatte Roser² bereits im Jahre 1931 Versuche in Otto-Öfen auf der im Jahre 1925 erbauten Kokerei der Zeche Carolinenglück durchgeführt, um bestehende Kokereien zur Schwelung heranzuziehen. Die Kohle wurde dabei außerhalb der Öfen in Blechbehälter gefüllt und durch Rütteln verdichtet. Nachdem diese paarweise auf einem fahrbaren Untergestell befestigten Zylinder in die Ofenkammern geschoben waren, schwelte man die Kohle unter dem Einfluß der von den Seitenwänden abstrahlenden Wärme. Die herausgedrückten Behälter wurden dann hochgezogen und durch Kippen entleert.

In neuerer Zeit hat Still³ den Betrieb einer ober-schlesischen Kokerei erfolgreich auf Schwelung umgestellt. Dabei wird eine in den Abmessungen der Ofensohle entsprechende Platte, auf der eine Reihe von etwa 25 nach oben leicht verjüngter Blechzylinder dicht hintereinander stehend befestigt ist, in jede Ofenkammer geschoben. Der Umstand, daß die Kokerei normalerweise auf Kohlenstampfbetrieb abgestellt ist, hat den Einbau der zur Beschickung und Entleerung der Schwelzylinder erforderlichen Zusatzeinrichtungen erleichtert.

Im gewöhnlichen Koksöfen ist eine Schwelung nur bei erheblich schmalern Kammern gegenüber dem normalen Kokereibetrieb möglich, da der langsame Wärmeübergang die Schweldauer bei den für die Schwelung gültigen Temperaturen zu stark verlängert, wodurch die Leistung der Öfen sehr stark verringert und ihre Wirtschaftlichkeit beeinträchtigt wird.

Auf Grund dieser Erkenntnisse hat Koppers⁴ den bekannten Kreisstromkoksöfen auf das Mitteltemperaturverkokungsverfahren zugeschnitten und die Firma Dr. Otto⁵ auf ihrer Versuchskokerei in Dahlhausen einen diesen Zwecken entsprechenden schmal-kammerigen Koksöfen erbaut, der in Abhängigkeit von der Temperatureinstellung sowohl als Schwelofen als auch zur Mitteltemperaturverkokung betrieben werden kann.

Eine Anzahl ähnlicher für die Schwelung oder Mitteltemperaturverkokung bestimmter Koksöfenbauarten sind neuerdings in Deutschland entworfen worden, über die Jordan⁶ auf Grund des Patentschrifttums berichtet hat. Ihre Einführung in den praktischen Betrieb steht jedoch noch aus.

Englische Versuchsanlage mit drei Ofenarten.

In England hat Schwarz⁷ grundlegende Vorarbeiten geleistet, um Schwelkoks in besonders entworfenen Koksöfen zu erzeugen, die hinsichtlich ihrer

Beheizung die entsprechende Temperatureinstellung zulassen und bei einer gegenüber normalen Koksöfen geringeren Kammerbreite eine gute Durchsatzleistung ermöglichen. Schwarz erkannte auch die Notwendigkeit einer sorgfältigen Kohlenaufbereitung und -mischung für die Schwelung, denn diese Verfahren sollen ja grundsätzlich von billigen, zur Hüttenkoks-herstellung nicht verwendbaren Kohlen ausgehen, deren Preis für das Feingut mangels hinreichenden Absatzes erheblich unter dem der normalen Koks-kohle liegt.

Schwarz baute auf der Kokerei der im Durham-Kohlenbezirk gelegenen Grube New Brancepeth in eine von Otto errichtete Gruppe von Unterbrenner-Abhitzekoksöfen je drei Öfen dreier verschiedener Schwelkoksöfenbauarten ein, über die im folgenden kurz berichtet wird. Der Einbau solcher Öfen in eine bestehende Koksöfengruppe zwingt, wie auch in diesem Fall, zur Übernahme festliegender Abmessungen hinsichtlich der Länge und Höhe der Öfen, damit sich diese in den Füll- und Stoßbetrieb der übrigen Öfen einbeziehen lassen, was hier zu berücksichtigen war.

Die Schwelkoksöfen haben eine Länge von 10,3 m, eine Höhe von 2,4 m und eine Beschickhöhe von 2,0 m; die mittlere Kammerbreite beträgt 280 m, während über die Verjüngung in der Längsrichtung keine Angaben gemacht werden. Abgesehen von der verhältnismäßig geringen Kammerbreite unterscheiden sich diese Schwelöfen nur durch die Einrichtung der Heizwände von normalen Koksöfen.

Schwelkoksöfen von Cellan-Jones.

Die Bauart der Heizwände dieses Ofens¹ ist aus den Abb. 1 und 2 ersichtlich, die einen Längsschnitt durch die ganze Heizwand und daneben einen senkrechten Querschnitt durch zwei Kammern und drei Heizwände zeigen. Das Gas wird wie beim alten Otto-Unterbrenner in den Begehkanälen des Ofenunterbaus durch die Bunsenbrenner *a* zugeführt und entzündet sich am Austritt der Mischrohre *b*, wobei der Kaminzug Zweitluft durch die senkrechten Öffnungen *c* einsaugt, durch die die Brennerrohre mit reichlichem Spiel eingeführt sind. Die Verbrennungsgase treten in die in Höhe der Kammer-sohlen ausgesparten Räume *d*, von denen jeder mit zwei nebeneinander liegenden senkrechten Heiz-zügen *e* in Verbindung steht. Aus diesen gelangen die Verbrennungsgase in den darüber angeordneten waagrecht Schaukanal *f* und durch die beiden auf der Koksseite angeordneten senkrechten Züge *g* und *h* in die Sohlzüge *i*, die mit dem zum Schornstein führenden Abgaskanal verbunden sind. Jede Schwel-kammer *j* wird für sich von einer unabhängigen Zug-reihe *e* beheizt, was man dadurch bewirkt, daß die feste, die Mitte durchziehende Trennmauer *k* jede Heizwand der ganzen Länge nach teilt, wobei das Mauerwerk der dicken Mittelwand in gewissem Maße als Wärmespeicher dient. Der Schaukanal *f* hat daher eine entsprechende Breite, die auch deshalb erforderlich ist, weil in ihm zwei Reihen von kleinen Steinschiebern *l*, eine für jede Heizzugreihe, liegen, die das wichtigste Einstellmittel für die Beheizung des Ofens bilden und die durch den Endschieber *m* auf der Koksseite die Einstellung des Zuges für die ganze Wand bewirken. An den beiden Enden der Heizwände

¹ Öi u. Kohle 2 (1934) S. 251.

² Brennstoff-Chem. 12 (1931) S. 86.

³ Thau, Bericht über die Tagung »Heimische Treibstoffe« Nürnberg, 1936, S. 49.

⁴ Brennstoff- u. Wärmewirtsch. 16 (1934) S. 33.

⁵ Gas- u. Wasserfach 79 (1936) S. 914.

⁶ Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 48.

⁷ Gas Wld., Coking Section, 105 (1936) S. 139.

¹ Coal Carbonis. 3 (1937) S. 24.

sind die Doppelbrenner n in geringem Abstand voneinander zu dem Zweck vorgesehen, die durch die Wärmeabstrahlung der Türen verlorengehenden Wärmemengen zu ersetzen und die Bildung ungarer Koksköpfe an den Enden der Beschickung zu verhüten. Wie die Abbildungen erkennen lassen, ist abwechselnd der eine Verteilungsraum d mit einem Zugpaar e der einen Kammer j und der nächste mit einem Zugpaar der andern Kammer verbunden.

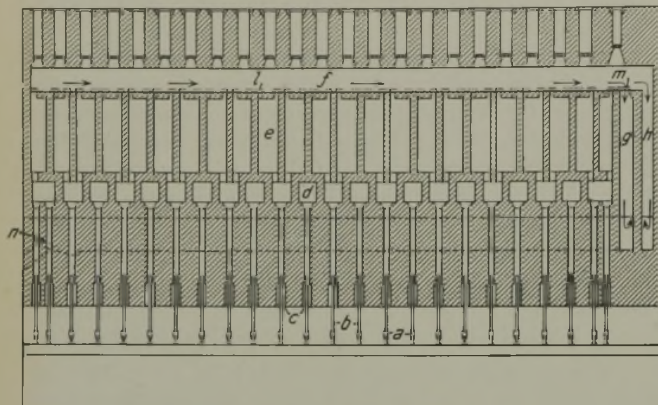


Abb. 1. Längsschnitt durch die Heizwand.

Abb. 1 und 2. Schwelkoksofen von Cellan-Jones.

Bei den drei auf der Kokerei der Grube New Brancepeth erstellten Lecocq-Öfen¹ mußte man sich nicht nur in den Abmessungen, sondern auch hinsichtlich der Heizgaszuführung den gegebenen Bedingungen der alten Otto-Öfen anpassen. Die Abb. 3 und 4 zeigen einen Längsschnitt durch die Heizwand dieses Ofens und daneben einen senkrechten Querschnitt durch die drei auf der genannten Anlage eingebauten Einheiten. Die mittlere Kammerbreite beträgt 225 mm, während die übrigen Abmessungen den bereits angeführten entsprechen. Bemerkenswert an dieser Bauart ist die senkrechte Dreiteilung der Heizzüge in der Weise, daß das durch Bunsenbrenner von unten zugeführte Gas in den mittlern Zugteilen aufwärts brennt, während die Verbrennungsgase in den beiden außen liegenden Zugteilen unmittelbar neben den Entgasungskammern nach unten strömen, so daß die Wärmeübertragung sowohl durch die Berührung mit den Gasen als auch durch Strahlung erfolgt. Diese Dreiteilung der senkrechten Heizzüge in den Mittel-

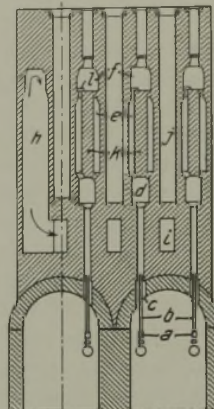


Abb. 2. Senkrechter Querschnitt.

Diese Beheizungsart ermöglicht, den Teil des Ofenmauerwerks, der hoch genug erwärmt ist, um eine Zündung des Gases unter allen Umständen zu gewährleisten, so tief zu legen, daß sich die darin entwickelte hohe Temperatur nicht auf die Kohlenbeschickung auswirken kann, wie es auch aus den Abbildungen hervorgeht.

Schwelkoksofen von Lecocq.

Mit Schwelversuchen in dem auf französischen und belgischen Anlagen verbreiteten Koksofen von Lecocq¹ wurde bereits im Jahre 1928 begonnen. Daraus ging eine brauchbare Bauart hervor, nach der man zu Montrambert in Frankreich eine Ofengruppe zur Erzeugung von Mitteltemperaturkoks errichtete, die seit 1933 in Betrieb steht. Das Heizgas wird dabei den einzelnen Zügen des halbgeteilten Ofens durch einen waagrechten Rohrkanal mit Hilfe von Düsenbrennern zugeführt.

¹ Finn, Coal Carbonis. 2 (1936) S. 138.

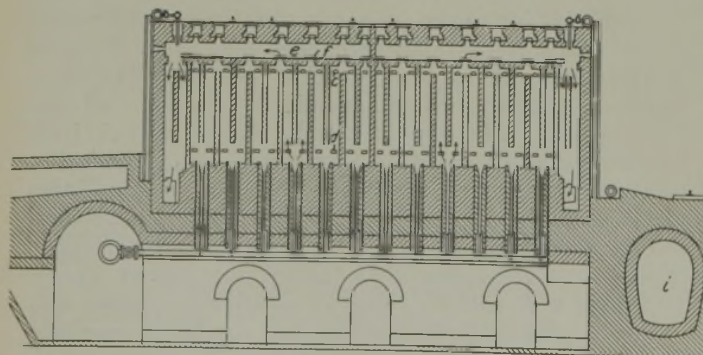


Abb. 3. Längsschnitt durch die Heizwand.

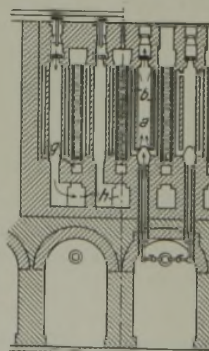


Abb. 4. Senkrechter Querschnitt.

Abb. 3 und 4. Schwelkoksofen von Lecocq.

teil a und die beiden Seitenteile b ist aus Abb. 4 zu ersehen. Die Seitenzüge b sind mit dem Mittelzug a oben und unten durch die seitlichen Öffnungen c und d verbunden. Die in den Mittelzügen a entwickelten Verbrennungsgase strömen zunächst in den gemeinschaftlichen waagrechten Schaukanal e , wobei die Einstellung der Verbrennung in bekannter Weise durch die Steinschieber f bewirkt wird. Werden diese vollständig geöffnet, so strömen die Verbrennungsgase aus den Mittelzügen a unmittelbar in den Schaukanal e ; die Wärmeübertragung auf die Entgasungskammern erfolgt bei einer solchen Einstellung lediglich durch Strahlung. Je mehr der freie Querschnitt am oberen Ende der Mittelzüge durch die entsprechende Einstellung der Schieber f verengt wird, desto größere Mengen von Verbrennungsgas strömen durch die Seitenzüge b nach unten, wo sie durch die Öffnungen d wieder in die Mittelzüge a gelangen. So entsteht in diesem Gaskreislauf ein der im Mittelzug verbrannten Gasmenge entsprechender Überschub an Verbrennungsgas. Dieser tritt durch die abfallenden

Züge an beiden Ofenenden in die Sohlkanäle g , die durch einen Gasbrenner an jedem Ofenende zusätzlich beheizt werden. In der Ofenmitte gelangen dann die Verbrennungsgase in den Sammelzug h und aus diesem in den zum Schornstein führenden Abhitze Kanal i . Eine aus den Abbildungen nicht ersichtliche weitere Besonderheit dieses Ofens stellen die an der Heizseite der Kammern waffelartig ausgebildeten Wandsteine dar, die in der

¹ Coal Carbonis. 3 (1937) S. 23.

Mitte dünn sind, wodurch die Wärmeübertragung verbessert werden soll. Durch die zusätzliche Sohlenbeheizung des Ofens erhält die Bodenlage der Kohle eine harte, waagrecht verlaufende Kruste, die das Ausstoßen des Koks erleichtert.

Bei der Entwicklung der ersten Schmelkoksöfen von Lecocq¹ wurden bemerkenswerte Versuche mit Kammern durchgeführt, die aus Eisenplatten zusammengebaut und an den Außenseiten zum Schutz gegen den unmittelbaren Einfluß der Wärme mit dünnem Mauerwerk belegt waren. Diese Bauart bewährte sich nicht und mußte wieder aufgegeben werden, weil sich Verwerfungen und Ausdehnungen, bekannt als sogenanntes Wachsen, nicht verhüten ließen. Dies ist nach den inzwischen gesammelten Kenntnissen und Erfahrungen auf diesem Gebiete durchaus verständlich. Die neuzeitlichen deutschen Steinkohlenschmelöfen mit den aus Stahlblech zusammengeschweißten Entgasungskammern werden lediglich durch umgewälzte Verbrennungsgase, deren Temperatur auf 550–600° abgetönt ist, beheizt, während beim englischen Coalite-Schmelverfahren² die Wärmeübertragung auf die gußeisernen Rohrbündelretorten ausschließlich durch Abstrahlung von einer unmittelbar beheizten, leicht durchlässigen Steinwand erfolgt.

Die Verwendung von Eisen für den Bau der Schmelkammern bringt neben guter Wärmeleitfähigkeit den großen Vorteil eines schnellen Wärmedurchgangs mit sich, besonders weil man sich dabei mit verhältnismäßig geringen Wandstärken begnügen kann. Die Ergebnisse neuzeitlicher Werkstoffforschung und -verbesserung sind auch auf den Schmelofenbau nicht ohne Einfluß geblieben, so daß fast alle neuen in Deutschland entwickelten Steinkohlenschmelverfahren Eisenkammern oder eiserne Einsätze verwenden. Solange die Heizflammen keinen unmittelbaren Zutritt zu den eisernen Wandflächen der Kammern haben, sind Fehlschläge nicht zu erwarten. Trotzdem ist die Frage, ob man Metall oder Mauerwerk zum Bau von Schmelkammern verwenden soll, keineswegs restlos geklärt, was auch Lorenzen betont³, der, gestützt auf umfangreiche Untersuchungen, die Frage der Eignung von Steinkammern für die Mitteltemperaturverkokung erörtert. Die für diese Aufgabe erbauten Öfen haben ausschließlich Steinkammern, wie ja auch Lecocq gezwungen war, auf die Verwendung von Eisen als Belag der Kammerwände zu verzichten.

Schmelkoksöfen von Kemp

Die dritte auf der genannten Kokerei vertretene Schmelkoksöfenbauart von

Kemp⁴ ist in den Abb. 5–7 in drei Schnitten dargestellt, und zwar ist links ein Längsschnitt durch die Brenner, in der Mitte ein Längsschnitt durch den Sohlkanal und rechts ein senkrechter Querschnitt durch

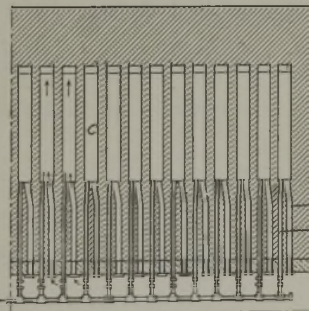


Abb. 5. Längsschnitt durch die Brenner.

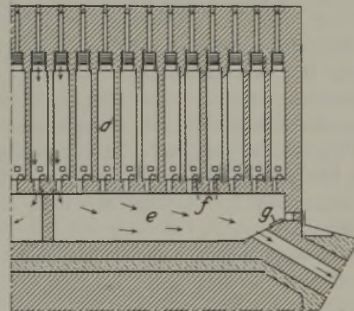


Abb. 6. Längsschnitt durch den Sohlkanal.

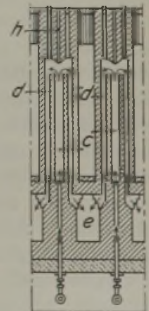


Abb. 7. Senkrechter Querschnitt.

eine Kammer mit den beiden anliegenden Heizwänden wiedergegeben. In der Beheizung weicht der Ofen von den beiden bereits beschriebenen insofern ab, als das Gas nicht durch Bunsenbrenner, sondern durch die unten mit Gasanschlüssen versehenen Kanäle *a* eingeführt und die Luft durch die dicht daneben liegenden gleichlaufenden Kanäle *b* mit Hilfe des Kaminzuges eingesaugt wird. Die Verbrennung erfolgt am Eintritt in die Heizzüge *c*. Auch bei diesem Ofen hat man eine senkrechte Dreiteilung der Heizwände rechtwinklig zu den Ofenkammern vorgenommen (Abb. 7), dabei jedoch auf einen gemeinschaftlichen Schaukanal am oberen Ende der Züge verzichtet. Jeder Heizzug ist für sich einstellbar. Die im Mittelzug entwickelten und aufsteigenden Verbrennungsgase verteilen sich oben und strömen durch die Seitenzüge *d* nach unten in den Sohlkanal *e*. Durch die in Abb. 6 in jedem Heizzug angedeutete quadratische Öffnung tritt eine von der Einstellung abhängige Menge des Verbrennungsgases wieder in den Mittelzug zurück, während der Überschuß durch die mit den Steinschiebern *f* überdeckten Bodenaustritte in den Sohlkanal *e* gelangt, der durch den mit dem Steinschieber *g* versehenen Anschluß mit dem zum Schornstein führenden Abgaskanal verbunden ist. Die Heizzüge sind zwecks Einstellung der Schieber *f* durch Stopfenlöcher von oben in bekannter Weise zugänglich.

Ergebnisse.

Der seltene Umstand, daß 9 Schmelkoksöfen in drei verschiedenen Bauarten in einer Ofengruppe mit kurzen Pfeilerunterbrechungen vereinigt sind, fordert einen Vergleich der Leistungen heraus. Solche Vergleichsergebnisse sind aber bis jetzt noch nicht bekannt geworden. Die folgenden Angaben¹ beziehen sich vornehmlich auf den zuerst genannten Ofen von Cellan-Jones. Wie bereits erwähnt, handelt es sich in diesem Falle um drei Schmelöfen, die man unter Benutzung des Unterbaus in eine ältere Koksofengruppe eingebaut hat. Sie sind an die vorhandene Vorlage und die Heizgasleitung dieser Ofengruppe angeschlossen, so daß Feststellungen hinsichtlich der Teer- und Leichtölausbeute sowie des Wärmeverbrauchs nicht vorgenommen werden können. Die Versuche haben sich daher lediglich auf die Beschaffenheit des Schmelkoks erstreckt.

Die Öfen wurden zunächst mit einer Kammer-temperatur von 850° eingefahren und mit etwa 5 t Kohle beschickt, die innerhalb von 16–18 h verkocht waren. Mit diesem Hochtemperaturbetrieb sollte eine

¹ Iron Coal Trad. Rev. 134 (1937) S. 173; Colliery Guard. 154 (1937) S. 195.

¹ Gas Wld., Coking Section, 106 (1937) S. 14.

² Bristow, Brennstoff-Chem. 16 (1935) S. 281.

³ Lorenzen: Beiträge zur Untersuchung von Kohlen auf ihre Verkokbarkeit und zur Herstellung von Mitteltemperaturkoks, Dissertation, Berlin 1935, S. 7.

⁴ Coal Carbonis. 3 (1937) S. 22.

zusätzliche Abdichtung der Wandfugen durch Graphitniederschläge erreicht werden. Danach wurde die Kammertemperatur auf 600° herabgesetzt und normale Kokskohle bei einer Garungsdauer von 26–28 h geschwelt. Im weiteren Verlauf der Versuche gelangten verschiedene Kohlenmischungen unter Zusatz von 10% Koksstaub bei 500° Kammertemperatur und einer Garungsdauer von 28 h zur Schwelung. Das aus überwiegend schwach backender Northumberland-Kohle gewonnene Erzeugnis konnte als ein guter Schwelkoks mit einem Gehalt von 9,4% flüchtigen Bestandteilen angesprochen werden. Erwähnenswert sind in diesem Zusammenhang noch Versuche zur Nutzbarmachung von Anthrazitstaub für die Schwelkoks-erzeugung, bei denen 8 t gewaschener und 2 t ungewaschener Anthrazitstaub mit der gleichen Menge Kokskohle gemischt wurden. Der daraus erzeugte Schwelkoks hat ein dichteres Gefüge als normaler Schwelkoks, er brennt gut, jedoch liegt sein Entzündungspunkt erheblich höher. Mit diesem Versuch sollte ein Weg gezeigt werden, wie man dem sonst schlecht verwertbaren Anthrazitstaub in Form von Schwelkoks ein lohnendes Absatzgebiet schaffen könnte. Die Entleerung der Öfen mit Hilfe einer vorhandenen Ausdrückmaschine, die einen Druckkopf von 178 mm Breite erhalten hat, verursacht keine Schwierigkeiten. Der Schwelkoks wird durch eine Löschaube in einen Selbstentlader mit Schrägboden gedrückt und darin zur Koksauflbereitung gefahren. Die Möglichkeit, den Unterbau einer alten Abhitzeofengruppe für die Errichtung solcher Schwelkoksöfen auszunutzen, setzt deren Baukosten beträchtlich herab.

Wirtschaftlichkeit.

Eine Ofeneinheit von Cellan-Jones¹ mit den angegebenen Abmessungen setzt täglich 4 t Kohle durch, ausschließlich des der Beschickung beigemischten Koksstaubes, so daß für einen Durchsatz von 100 t Kohle täglich eine Gruppe von 25 Öfen erforderlich ist. Die Kosten einer solchen Anlage einschließlich Kohlenzerkleinerung, Koksstaubvermahlung, Mischanlage, Kohlenturm, Schwelkoksverladung, Nebengewinnungsanlage und Kesselhaus betragen in England, normale Baugrundbeschaffenheit vorausgesetzt, jedoch ausschließlich der Anschluß- und Abstellgleise etwa 900 000 \mathcal{M} , wobei für 1 £ der Umrechnungswert von 20 \mathcal{M} eingesetzt ist. Die auf englische Verhältnisse zugeschnittene und auf 1 Tag abgestellte

¹ Colliery Guard. 154 (1937) S. 198.

Wirtschaftlichkeitsberechnung entspricht den nachstehenden Werten.

Ausgaben		\mathcal{M}
100 t Kohle zu 12,50 \mathcal{M}/t		1 250
Benzolwaschöl		10
Löhne, Unterhaltung, Strom, Dampf, Magazin, Verwaltung, Versicherung usw., 5 \mathcal{M}/t		500
	zus.	1 760
Einnahmen		
75 t Schwelkoks zu 30 \mathcal{M}/t		2 250
6 t Teer zu 45 \mathcal{M}/t		270
905 kg Benzin-Benzol, 0,23 \mathcal{M}/kg		208
	zus.	2 728
Ausgaben wie oben		1 760
Täglicher Gewinn		968
Bruttojahresgewinn bei jährlich 350 Betriebstagen und abgerundet auf einen täglichen Überschuß		
von 900 \mathcal{M}		315 000
15% Kapitaldienst		135 000
Jährlicher Reingewinn		180 000

Auf Grund dieser Berechnung würde sich das Anlagekapital mit 20% verzinsen. In dieser Zusammenstellung ist eine Verwertung des Schwelgases nicht in Betracht gezogen, das gegebenenfalls durch Schwachgas für die Beheizung vollständig freigegeben werden könnte. Die Berechnung geht von einer Grobkoksausbeute in Höhe von 75% aus, die jedoch nur bei Kohlen von ausnahmsweise günstiger Beschaffenheit erreichbar sein wird.

Zusammenfassung.

In Deutschland hat man stillliegende Koksofen-gruppen zur Erzeugung von Schwel- oder Mitteltemperaturkoks herangezogen, wobei die Entgasung der Kohle in eingeschobenen senkrecht stehenden Blechzylindern erfolgt. Da die Schwelung in normalen Koksöfen unwirtschaftlich ist, hat Koppers seinen Koksofen auf die Mitteltemperaturverkokung zugeschnitten und Otto einen für die Schwelung oder Mitteltemperaturverkokung geeigneten Ofen auf der Grundlage des neuesten Otto-Koksofen erbaut. In England sind auf einer bestehenden Kokerei je drei Einheiten dreier verschiedener Bauarten von Schwelkoksöfen in eine bestehende Koksofen-Gruppe eingebaut worden, deren kennzeichnende Merkmale beschrieben werden. Bei dem Schwelkoksofen von Cellan-Jones wird auch kurz auf die Wirtschaftlichkeit eingegangen.

Die Gaserzeugung Deutschlands im Jahre 1935¹.

Die für 1933 zum ersten Male durchgeführte Produktionserhebung bei den Gaswerken ist für das Jahr 1935 wiederholt worden. Dabei wurde der Kreis der erfaßten Betriebe um die Gaswerke des Saarlandes (8 Erzeugerwerke und 15 Verteilergesellschaften) erweitert. Die Gesamtzahl der im Deutschen Reich ermittelten Gaswerke betrug 1182, und zwar 885 Erzeugerwerke und 297 Verteilerwerke. Trotz der Gebietserweiterung hat die Zahl der Gaswerke gegen 1933 abgenommen, wie aus Zahlentafel 1 zu ersehen ist.

Die Zahlen zeigen, daß starke Verschiebungen zugunsten der gemischt-wirtschaftlichen Unternehmen stattgefunden haben. Während die Zahl der kommunalen Werke

Zahlentafel 1. Besitzverhältnisse bei den Gasanstalten.

Gaswerke im Besitz von	Erzeugerwerke		Verteilerwerke		Zus.	
	1933	1935	1933	1935	1933	1935
Gemeinden	742	744	194	209	936	953
Kreisen, Provinzen, Ländern	13		32		45	
gemischt-wirtschaftlichen Unternehmen	58	95	48	59	106	154
rein privaten Unternehmen	86	46	28	29	114	75
insges.	899	885	302	297	1201	1182

um 28 und der privaten Werke um 39 abgenommen hat, ist die Zahl der gemischt-wirtschaftlichen Unternehmen um 48 gestiegen.

¹ Nach Wirtschaft und Statistik 16 (1936) S. 894.

Die Werke mit eigener Gewinnung erzeugten im Berichtsjahr insgesamt 2826 Mill. m³ Gas. Damit ist die Gewinnung des Jahres 1933 (2822 Mill. m³) nur um ein geringes überschritten worden. Das Saarland hat zu der Gewinnung im Berichtsjahr 7,6 Mill. m³ beigetragen, so daß von den andern Werken der Stand des Jahres 1933 kaum erreicht worden ist. Von der Gesamtgewinnung entfallen 2797 Mill. m³ (in 1933: 2700 Mill. m³) auf Steinkohlengas und 29 (97) Mill. m³ auf Doppel-, Generator- und Braunkohlengas.

Die Betriebsgröße der Gaswerke ist sehr unterschiedlich. Von Zwergbetrieben mit einigen zehntausend m³ Jahreserzeugung bis zu Großbetrieben, die der Gasgewinnung einer Kokerei gleichkommen und fast 100 Mill. m³ erzeugen, sind Werke in allen Größen vorhanden. Hierüber unterrichtet die Zahlentafel 2, in der die Werke zu einzelnen Größenklassen, entsprechend ihrer Erzeugung, zusammengefaßt sind.

Zahlentafel 2. Die Erzeugerwerke nach Betriebsgrößenklassen.

Jahreserzeugung	Zahl der Werke		Gesamt-Gaserzeugung			
	1933	1935	1933		1935	
			Mill. m ³	%	Mill. m ³	%
unter 0,5 Mill. m ³	481	457	116	4,1	109,6	3,9
0,5 bis 1 „ „	370	146	119	4,2	105,7	3,7
1 „ 5 „ „		199	415	14,7	451,1	16,0
5 „ 10 „ „		36	223	7,9	246,1	8,7
über 10 „ „		48	47	1949	69,1	1913,7
insges.	899	885	2822	100,0	2826,2	100,0

Mehr als die Hälfte der betriebenen Werke sind Zwergbetriebe mit einer Erzeugung unter 500 000 m³. Sie sind an der gesamten Gewinnung nur mit 3,9% beteiligt. Die auf ein Werk entfallende Menge ist mit 240 000 m³ gegenüber 1933 unverändert geblieben. Dagegen ist ihre Zahl und auch die Gesamterzeugung dieser Klasse um etwa 5% zurückgegangen. Den Hauptanteil an der Gaserzeugung (68%) verzeichnen die 47 Großbetriebe mit einer Leistung von mehr als 10 Mill. m³. Sie haben gegen 1933 ein Werk und damit 2% der Erzeugung eingebüßt. Eine Zunahme ist lediglich bei den mittlern Werken festzustellen.

Der Stillstand in der Entwicklung der Gaswerkserzeugung läßt keinen Rückschluß auf den Gasverbrauch zu, da außer ihr erhebliche Mengen Kokereigas dem Verbrauch zugeführt werden, die von Jahr zu Jahr steigen und den Mehrbedarf decken. Die Gaswerke haben im Berichtsjahr 681 Mill. m³ Kokereigas bezogen gegen 457 Mill. m³ in 1933, was eine Steigerung um 49% bedeutet. Damit ist die Nutzbarmachung des Kokereigas aber keineswegs erschöpft. Die Versorgung der eigenen industriellen Werke sowie die unmittelbaren Lieferungen der Kokereien an Städte, Gemeinden und fremde industrielle Werke nehmen einen weit größeren Raum ein.

Zahlentafel 3. Verbleib der deutschen Gasgewinnung 1935 (in Mill. m³).

	Kokereien	Gasanstalten		Zus.
		Erzeugerwerke	Verteilerwerke	
Gewinnung abzüglich Unterfeuerung . . .	7000	2826	—	9826
davon:				
Abgabe an Verteilerwerke	— 583 ³	— 173	+ 756 ³	.
Abgabe der Kokereien an Erzeugerwerke	— 109 ³	+ 109	—	.
Eigenverbrauch ¹ und Verluste	— 4500	— 371	— 90	—4961
Unmittelbarer Verkauf	1819 ²	2391	666 ³	4876 ³

¹ Einschl. der Konzernwerke. — ² Einschl. des unmittelbaren Verkaufs durch Ferngasgesellschaften (ohne Benutzung eines Verteilerwerkes). — ³ Einschl. geringer Mengen (zusammen 11000 m³) Klär- und Schmelgas.

Zahlentafel 3 gibt einen Gesamtüberblick über die deutsche Gasgewinnung, soweit sie absetzbar ist, und ihren Verbleib im Jahre 1935.

Danach standen im Berichtsjahr 9826 Mill. m³ Gas zur Verfügung, und zwar 71% aus Kokereien und 29% aus Gasanstalten. Der hohe Eigenverbrauch der Kokereien (4500 Mill. m³) schließt die gesamte Belieferung der im Besitz der Bergbaugesellschaften befindlichen industriellen Werke ein, die fast drei Viertel des Eigenverbrauchs umfaßt und damit annähernd die Hälfte der absetzbaren Kokereigasgewinnung ausmacht. Die verkaufte Menge erreichte 2500 Mill. m³, von der 681 Mill. m³ die Gasanstalten erhielten, während 1819 Mill. m³ unmittelbar verkauft wurden. Die Ferngasgesellschaften haben an dem Kokereigasabsatz einen großen Anteil. Die Belieferung der Gasanstalten ist überwiegend Aufgabe der Ferngasgesellschaften. Weiter erfolgt die Versorgung der Eigenwerke zum großen Teil (im Ruhrbezirk etwa zu zwei Fünfteln) durch ihre Rohrleitungen. Auch an dem unmittelbaren Verkauf haben sie erheblichen Anteil. Durch sie sind im Berichtsjahr 739 Mill. m³ unmittelbar an fremde industrielle Werke verkauft worden gegen 575 Mill. m³ im Jahre 1933. Das bedeutet eine Steigerung um 29%, ein Beweis für den Erfolg ihrer Tätigkeit.

Über den Gasverkauf der Gasanstalten unterrichtet Zahlentafel 4.

Zahlentafel 4. Gasverkauf durch Erzeuger- und Verteilerwerke.

Verbrauchergruppen	1933			von der Summe %	1935			von der Summe %
	Erzeugerwerke	Verteilerwerke	zusammen		Erzeugerwerke	Verteilerwerke	zusammen	
Haushaltungen und öffentl. Gebäude	1678,7	328,6	2007,3	69,9	1621,3	405,8	2027,1	66,3
Industrie und Gewerbe	556,8		556,8	19,4	516,4	184,8	701,2	22,9
Straßenbeleuchtung	246,8	59,2	306,0	10,7	251,7	75,4	327,1	10,7
Ausland	2,2	—	2,2	0,1	2,3	—	2,3	0,1
Verkauf			2872,3	100,0	2391,7	666,0	3057,7	100,0

Die Gaswerke hatten zum Absatz 3518 Mill. m³ Gas zur Verfügung, das zu 79,5% aus eigenen Werken, zu 19,4% aus Kokereien und zu 1,1% aus sonstigen Quellen herrührte. Die Gesamtabgabe erfolgte zu 79,6% durch die Erzeugerwerke und zu 20,4% durch die Verteilerwerke. Nach Abzug des Selbstverbrauchs und der Leitungsverluste ergibt sich eine verkaufte Gasmenge von 3058 Mill. m³, die gegen 1933 um 6,45% gestiegen ist. Die Zunahme ist in der Hauptsache dem Mehrverbrauch von Industrie und Gewerbe zuzuschreiben, während der Gasverbrauch der andern Gruppen nur unbedeutend zugenommen hat. Hauptabnehmer der Gaswerke sind die Haushaltungen, die an und für sich wenig konjunkturrempfindlich sind. Die hier zu verzeichnende geringe Zunahme des Gasverbrauchs um kaum 1% dürfte daher nicht dem Mehrbedarf an Wärme entsprechen, vielmehr scheint sich die Elektrizität den größeren Teil davon gesichert zu haben. Die Stromabgabe an Haushaltungen weist nämlich 1935 gegen 1933 eine Steigerung um 21% auf. Hinsichtlich der Abgabe durch Erzeuger- und Verteilerwerke ist eine beachtliche Verschiebung zugunsten der letztern eingetreten, da weiter eine Reihe Gaswerke die Eigenerzeugung eingestellt hat und zum Ferngasbezug übergegangen ist, darunter das Gaswerk Köln mit einem jährlichen Gasumsatz von annähernd 70 Mill. m³. Der Gasverbrauch in den einzelnen Gebieten Deutschlands ist im Verhältnis zur Verbraucherszahl sehr verschieden. Abgesehen von den Großstädten verbrauchen durchweg die dichtbesiedelten Gebiete auch je Kopf das meiste Gas. Eine Ausnahme bilden Westfalen und Oberschlesien, wo der Verbrauch auffallend gering ist. Dagegen weisen Schleswig-Holstein, Württemberg und Baden mit mittlerer Bevölkerungsdichte ebenfalls einen hohen Gasverbrauch auf.

Der Kohlenverbrauch der Gaswerke betrug 1935 6,24 Mill. t. Auf Fettkohle (Backkohle) entfielen 31,7%, auf Gas- und Gasflammkohle 66,8% und auf sonstige Kohle die restlichen 1,5%. Zahlentafel 5 bietet eine Über-

Zahlentafel 5. Kohlenverbrauch der deutschen Gaswerke nach Herkunftsgebieten.

Gewinnungs- bezirke	1933		1935	
	1000 t	von der Summe %	1000 t	von der Summe %
Ruhrbezirk	3824,7	62,7	3759,2	60,2
Aachener Bezirk	195,2	3,2	208,9	3,3
Saarland	280,6	4,6	323,3	5,2
Sachsen	152,5	2,5	156,5	2,5
Niederschlesien	414,8	6,8	427,4	6,8
Oberschlesien	793,0	13,0	751,3	12,0
Übrige deutsche Bezirke	—	—	1,9	0,03
Deutschland	5660,8	92,8	5628,5	90,2
England	439,2	7,2	588,9	9,4
Holland			24,5	0,4
insges.	6100	100,0	6241,9	100,0

sicht über den Kohlenverbrauch der deutschen Gaswerke nach Herkunftsgebieten. Danach hat sich der Anteil des Auslandes gegenüber 1933 um 2,6 Punkte erhöht, und zwar hauptsächlich auf Kosten der Ruhrkohle. Die englische Kohle kommt vorwiegend in Hamburg und Berlin, daneben aber auch in Bremen und in einigen Orten Schleswig-Holsteins zum Verbrauch. Die Kohle aus Holland wurde in Hessen-Nassau verwendet. Von der Gesamteinfuhr Deutschlands an Steinkohle haben die Gaswerke 14,4% aufgenommen. Der Verbrauch an inländischer Kohle entfällt zu zwei Dritteln auf Ruhrkohle, die fast überall in Deutschland verbraucht wird, während die andern Bezirke hauptsächlich ihr eigenes Gebiet und die Nachbargebiete be-

liefern. Berlin verbrauchte im Berichtsjahr 1,067 Mill. t Steinkohle, davon 61% Ruhrkohle, 15% oberschlesische, 9,5% niederschlesische und 14,4% englische Kohle.

Außer Steinkohle haben die Gaswerke noch 1,575 Mill. t Koks zur Unterfeuerung verbraucht, der zu 94,2% aus eigener Erzeugung und der Rest aus Kokereien stammen.

Die Erzeugung der Gaswerke an Koks und Nebenprodukten stellte sich wie folgt:

	1933 t	1935 t
Koks	4 400 000	4 613 631
Teer	249 696	260 923
Rohbenzol	27 230	32 699
Ammoniumsulfat	18 500	16 309

Die Kokerzeugung ist gegen 1933 um 4,9%, die Teergewinnung um 4,5% und die Benzolgewinnung um 20% gestiegen. Letztere erfolgt nur auf den großen Werken. Während in diesem Jahre etwa 60% der gewonnenen Gasmenge zur Benzolgewinnung herangezogen wurden, waren es 1935 72%. Ammoniumsulfat wurde von 81 meist größeren Gaswerken aus dem stickstoffhaltigen Gaswasser unter Verwendung von Schwefelsäure hergestellt. Die kleineren Gaswerke pflegen das Gaswasser, zum Teil unentgeltlich, an Landwirte zum Düngen abzugeben. Ein weiterer Teil des Gaswassers dient zur Herstellung von verdichtetem Ammoniakwasser und Salmiakgeist (zusammen 6784 t).

Der Erlös aus dem gesamten abgesetzten Gas hat sich mit 450 Mill. \mathcal{M} gegen 1933 nur unbedeutend erhöht (+ 0,74%). Der Wert der abgesetzten Nebenerzeugnisse ist dagegen infolge der gesteigerten Benzolgewinnung mit 102 Mill. \mathcal{M} um 6% gestiegen. Insgesamt konnten jedoch die Gaswerke mit einem Wertergebnis von 552 Mill. \mathcal{M} nur 9 Mill. \mathcal{M} oder 1,7% mehr erzielen als 1933.

U M S C H A U.

Behebung von Schwierigkeiten beim Ersatz der Teile von Gliederförderern.

Von Obergeringieur H. Wieland VDI, Bochum.

Vor 10 Jahren war von den Verbrauchern die Normung der Gliederförderer (Becherwerke, Kastenbänder, Kratzbänder, Lesebänder und Stückkohlenbänder) angeregt und zu diesem Zweck beim Faberg ein aus Vertretern der Zechen und der Hersteller zusammengesetzter Ausschuß gebildet worden, dessen Aufgabe darin bestand, die zahlreichen Ausführungsformen und Abmessungen dieser Fördereinrichtungen zu vereinheitlichen. Durch die gemeinsame Normung sollte erreicht werden, daß sich z. B. die Einzelteile eines von der Firma A gebauten Becherwerks gegen Teile eines gleich großen Becherwerks der Firma B austauschen ließen. Die hohe volkswirtschaftliche Bedeutung dieser Bestrebungen wurde auch von den Herstellern anerkannt.

In einem frühern Aufsatz¹ habe ich gezeigt, wieviele verschiedene Laschen- und Bolzenabmessungen innerhalb von 3 Vierteljahren eine Firma für Ersatzteile benötigte. Schon damals war es schwierig, diese Abmessungen, die manchmal nur in Mengen von einigen hundert Kilogramm vorkamen, zu beschaffen. Für Neulieferungen haben die großen Aufbereitungsfirmer in den letzten 8 Jahren nur noch die in DIN BERG 2210, Blatt 1 festgelegten Laschen- und Bolzenprofile verwendet, von denen sie angemessene Vorräte auf Lager halten. Die Walzwerke haben sich ebenfalls auf diese Abmessungen eingestellt.

¹ Wieland: War die Normung der Gliederförderer erforderlich? Bergbau 47 (1934) S. 40.

In einer Zeit schlechter Beschäftigung der Hüttenindustrie bestand noch die Möglichkeit, gegen entsprechende Aufpreise auch kleinere Mengen anormaler Abmessungen zu beschaffen. Schon in dem genannten Aufsatz habe ich aber angedeutet, daß bei einer bessern Beschäftigung der Walzwerke damit nicht zu rechnen wäre, und Wege gewiesen, wie man bei der Auswechslung der Ketten eines Becherwerks mit anormalen Laschen- und Bolzenabmessungen diesem Übelstand abhelfen kann. Die verschärften Beschaffungsschwierigkeiten haben Veranlassung gegeben, erneut darüber Erhebungen anzustellen, ob die Umstellungsvorschläge von den Verbrauchern anerkannt und durchgeführt worden sind.

In der Zeit vom 1. Januar bis 1. Oktober 1936 sind für Ersatzteillieferungen durch den Einkauf der eingangs genannten Firma die in den Zahlentafeln 1 und 2 angegebenen Bolzen- und Laschenstahlabmessungen beschafft worden.

Zahlentafel 1. Verbrauch an Bolzenstahl für Gliederförderer.

Bolzen-Durchm.	20	22 ¹	25	26	27 ¹	28	30	32	34	35 ¹	36	38	40	42	45 ¹
Anzahl der Aufträge	2	—	3	9	—	3	7	4	1	—	1	6	9	3	—
Anteil vom Gesamtverbrauch %	0,29	4,5	0,38	7,5	7,2	0,95	3,9	3,2	1,6	30	0,08	4,4	9,2	5,8	76,2

Der Anteil der genormten Bolzen am Gesamtverbrauchsgewicht beträgt 62,7%; die genormten Bolzen sind meistens für Neuanlagen verwendet worden.

¹ Die Abmessungen dieser vom Lager entnommenen Bolzen entsprechen DIN BERG 2210, Blatt 1.

Zahlentafel 2. Verbrauch an Laschenstahl für Gliederförderer.

Laschenstahl	40/8	45/13	45/20	50/5	50/10	50/15 ¹	50/17	50/20	55/10	55/15	55/25	60/8	60/10	60/12	60/13
Anzahl der Aufträge	1	1	1	6	11	—	1	4	1	2	1	3	11	6	1
Anteil vom Gesamtverbrauch %	0,01	0,15	0,12	0,5	1,25	7,7	0,1	0,38	0,03	0,2	0,25	0,51	1,7	1	0,2

Laschenstahl	60/15 ¹	60/16	60/18	60/20	60/25	60/26	60/30	65/10	65/15	65/16	65/20	65/22	65/24	65/30	65/35
Anzahl der Aufträge	Lagermaterial	3	1	7	4	2	3	1	1	3	6	1	1	2	1
Anteil vom Gesamtverbrauch %	14,3	1,3	0,07	2,6	1,1	0,84	2	0,13	0,4	1,5	1,2	0,6	0,3	0,85	0,2

Laschenstahl	70/8	70/10	70/12	70/13	70/15 ¹	70/16	70/18	70/20	70/38	75/10	75/15	75/20	75/25	75/30	80/7
Anzahl der Aufträge	2	10	3	6	—	1	1	10	1	3	1	1	1	1	2
Anteil vom Gesamtverbrauch %	0,16	3,4	0,7	3	6,5	0,17	0,07	3,15	0,53	2,5	0,44	0,08	0,37	0,3	0,07

Laschenstahl	80/10	80/12	80/15	80/20	80/22	80/25	80/28	80/40	80/60	90/10	90/16	90/18	90/20 ¹	125/12
Anzahl der Aufträge	16	7	7	3	2	5	2	3	1	1	2	5	—	1
Anteil vom Gesamtverbrauch %	6,6	3,6	3,7	4,1	0,62	3,8	0,43	1,1	0,6	0,15	3,2	1,4	74	0,43

Der Anteil der genormten Laschen am Gesamtverbrauchsgewicht beträgt 35,9%; die genormten Laschen sind meistens für Neuanlagen verwendet worden.

¹ Die Abmessungen dieser vom Lager entnommenen Laschen entsprechen DIN BERG 2210, Blatt 1.

Da heute ungenormte Laschen und Bolzenstahlabmessungen nicht zu beschaffen sind, wird nachstehend dargelegt, wie man eine Kette mit anormalen Laschenabmessungen in eine solche umzubauen vermag, welche die Verwendung üblicher Laschen- und Bolzenabmessungen gestattet.

Führungswinkeln der Becherwerke ist in den meisten Fällen ein Zwischenraum von 10–20 mm vorgesehen. Das Maß 1048 in Abb. 8 ließe sich daher etwas größer wählen, damit der Unterschied der Becherbreite, der im vorliegenden Beispiel 12 mm beträgt, verringert wird. Außerdem besteht noch die Möglichkeit, die Bundringbreite etwas schmaler zu halten. Mit diesen kleinen Änderungen kann man die gleiche Becherbreite erzielen. Diese Beispiele lassen erkennen, daß es bei der Beschaffung von Ersatzteilketten ohne weiteres möglich ist, sich den genormten Abmessungen der Laschen und Bolzen anzupassen.

Bei Lese-, Kratz- oder Stückkohlenbändern werden in den meisten Fällen Fünfkant- oder Sechskantkettensterne verwendet. Durch Änderung der Kettensterne und eine andere Anordnung der Laschen könnte man im vorliegenden

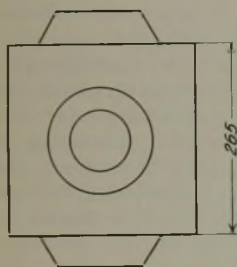


Abb. 1. Anormaler Kettenstern, passend für Lasche 65 × 16, 330 Teilung.

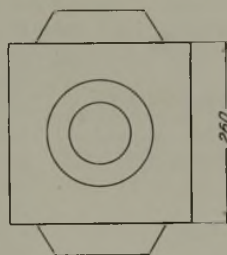


Abb. 2. Kettenstern, passend für Lasche 60 × 15, 320 Teilung nach Normung.

Abb. 1 zeigt einen für Laschenstahl 65 × 16 und Laschenteilung von 330 mm bestimmten Kettenstern. Bei einer Ersatzteilbestellung wurde vorgeschlagen, die vorhandenen Kettensterne, die einen Vierkant von 265 mm hatten, gegen Kettensterne mit einem Vierkant von 260 mm (Abb. 2) auszutauschen. An die Stelle der vorhandenen Bolzen von 26 Dmr. traten solche von 27 Dmr. nach DIN BERG 2210 (Abb. 3). Durch diese einfache Änderung erhielt man aus einer veralteten Bauart eine Becherkette, die Schwierigkeiten bei der Beschaffung weiterer Ersatzketten ausschließt. In allen Fällen ist es möglich, wenigstens die vom Faberg festgelegten Laschenabmessungen 50 × 15, 60 × 15, 70 × 15 und 90 × 20 sowie Bolzen von 22, 27, 35 und 45 Dmr. zu verwenden. Die vom Faberg festgesetzte Stahlsorte St. 60.11 ist bei richtig bemessenen Becherwerken ausreichend.

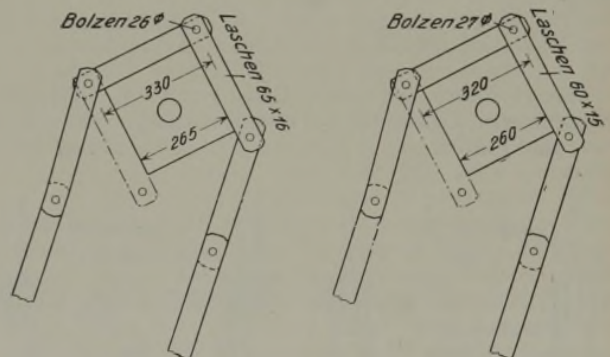


Abb. 3. Vergleich zwischen einer Becherkette in ungenormter und genormter Ausführung.

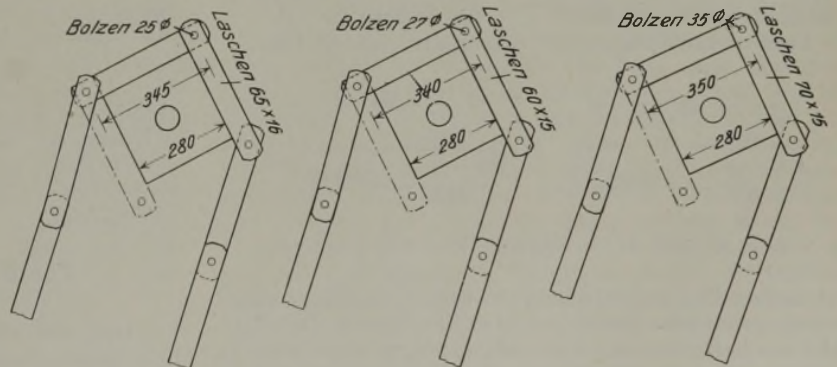


Abb. 4. Anormaler Kettenstern, Laschen und Bolzen.

Abb. 5 und 6. Gleicher Kettenstern mit Laschen 60 × 15 (70 × 15) und Bolzen von 27 (35) Dmr. nach Normung.

Ein weiteres Beispiel soll zeigen, wie ohne Auswechslung der Kettensterne eine Umstellung auf normale Laschen möglich ist (Abb. 4–6). Sie erfolgt durch Verringerung oder Erhöhung der Laschenteilung um den Unterschied der Laschenbreite bei der alten und der neuen Ausführung. Schwierigkeiten in der Laschendicke können leicht überwunden werden (Abb. 7–10). Zwischen den

Falle zu den nach DIN BERG 2204-07 vorgesehenen Laschen- und Bolzenabmessungen gelangen. Es ist aber auch hier immer möglich, unter Beibehaltung der Kettensterne durch Änderung der Laschenteilung zu normalen Laschenabmessungen überzugehen (Abb. 11-15).

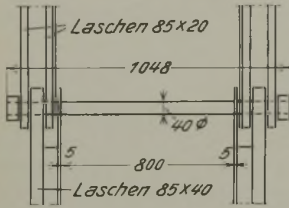


Abb. 7. Anormale Becherkette mit verschiedenen Laschenabmessungen.

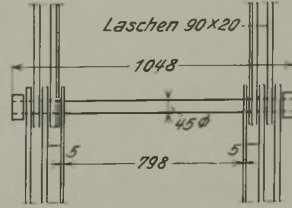


Abb. 8. Becherkette mit genormten Laschen 90 x 20.

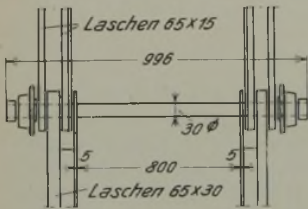


Abb. 9. Anormale Becherkette mit geschmiedeten Laschen.

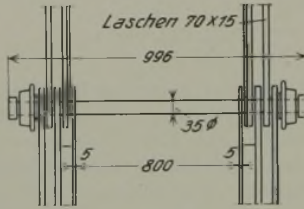


Abb. 10. Becherkette mit genormten Laschen 70 x 15.

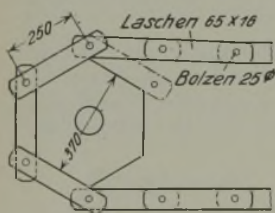


Abb. 11 Anormaler Kettenstern, Laschen und Bolzen.

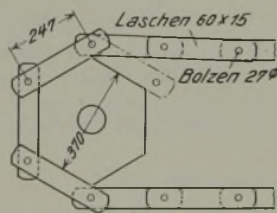


Abb. 12 und 13. Gleicher Kettenstern mit genormten Laschen 60 x 15 (70 x 15) und Bolzen von 27 (35) Dmr.

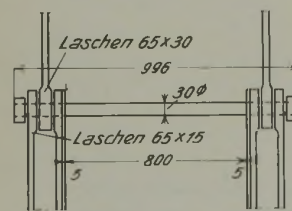
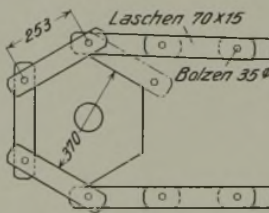


Abb. 14. Anormale Lesebandkette mit verschiedenen Laschenabmessungen.

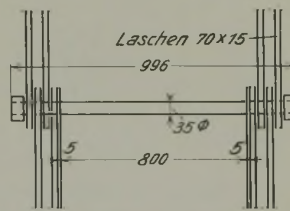


Abb. 15. Lesebandkette mit Laschen 70 x 15 und Bolzen von 35 Dmr.

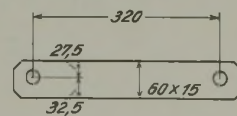
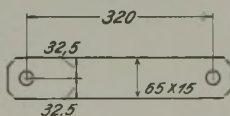


Abb. 16 und 17. Verlegung der Laschenmitten.

Sollen die Laschenteilung und Kettensternabmessungen unbedingt erhalten bleiben und Laschen einzeln als Ersatzteile beschafft werden, deren Abmessungen nicht mehr zu beziehen sind, so besteht die Möglichkeit, die Laschenmitten zu verlegen (Abb. 16 und 17). Der Abstand von Laschenmitte bis Kettenstern kann auf diese Weise gleichbleiben. Mit Rücksicht darauf, daß bei der Auswechslung

die Laschen leicht verkehrt eingebaut werden, sollte man diesen Ausweg nur in äußersten Notfällen benutzen und den andern Änderungsvorschlägen den Vorzug geben.

Aus den angeführten Beispielen geht also hervor, daß eine Umstellung auf normale Bolzen- und Laschenstähle durchaus möglich ist, wobei die Lieferwerke nach Bedarf mit Vorschlägen zur Hand gehen.

Gedenkfeier für Fritz Muck.

Aus Anlaß der hundertsten Wiederkehr des Geburtstages von Dr. Fritz Muck, dem verdienstvollen bahnbrechenden Forscher auf dem Gebiete der Kohlenchemie, veranstalteten die Westfälische Berggewerkschaftskasse und der Kokereiausschuß am 8. März in Bochum eine Feier, bei der ein auf Anregung von Generaldirektor Dr.-Ing. eh. Pott für den Sitzungssaal der Berggewerkschaftskasse geschaffenes Reliefbild Mucks enthüllt wurde. Geboren am 7. März 1837 zu Dentlein am Forst in Mittelfranken, widmete sich Muck dem Studium der Chemie und promovierte 1865 zum Dr. phil. Nach mehrjähriger Beschäftigung als technischer Chemiker und als Leiter eines technisch-analytischen Privatlaboratoriums trat er am 1. Oktober 1870 in die Dienste der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in Bochum, wo er bis zu seinem Tode am 22. Januar 1891 als Leiter des Laboratoriums und Lehrer der Chemie an der Bergschule wirkte¹.

Zu Beginn der mit einem musikalischen Vortrag eingeleiteten Gedenkfeier begrüßte der stellvertretende Vorsitzende der Westfälischen Berggewerkschaftskasse, Generaldirektor Bergassessor Kesten, die Angehörigen der Familie Muck, die Vertreter der Stadtverwaltung Bochum und des Oberbergamts Dortmund, den Lehrkörper der Bergschule sowie die zahlreichen Angehörigen des Bergbaus. Dann zeichnete er in kurzen gehaltenen Ausführungen ein Bild Mucks, dem der Ruhrbergbau zu besonderem Dank verpflichtet sei. Anschließend würdigte der Leiter des berggewerkschaftlichen Laboratoriums, Dr. Winter, die Verdienste Mucks um die Erforschung der Steinkohle sowie seine sonstigen wissenschaftlichen Arbeiten. Dr.-Ing. eh. Pott den Begründer der neuzeitlichen Kohlenchemie. Von einer besondern Steinkohlenchemie war vor 1870 noch nicht die Rede, und die organische Chemie befand sich damals noch im Anfangszustand. Die Erkenntnisse über den chemischen Aufbau der Steinkohle haben seit Muck nur eine unwesentliche Erweiterung zu verzeichnen. Fast scheint es, als wenn Muck mit seiner Äußerung recht behalten solle, daß es noch eine ungelöste Aufgabe sei und es wahrscheinlich auch bleiben werde, die verschiedenen Kohlenstoffverbindungen, aus denen die Steinkohle bestehe, voneinander zu trennen oder einzelne davon auszusondern. Die Fortschritte auf dem Gebiet der eigentlichen Chemie der Kohle seien seit Mucks Tode nicht bedeutend, um so größer aber die der chemischen Verarbeitung der Kohle als Rohstoff. Darauf übernahm der Direktor der Bergschule, Professor Dr.-Ing. eh. Herbst, mit Worten des Dankes das Reliefbild zu treuer Obhut. Ein Musikvortrag beschloß die eindrucksvolle Gedenkfeier.

Zuschriften an die Schriftleitung.

(Ohne Verantwortlichkeit der Schriftleitung.)

Dem Aufsatz »Bestimmung der Leistung von Druckluftschlämmern mit dem Einheitsgerät« von Dr. Schlobach²

¹ Zu näherer Unterrichtung sei hingewiesen auf das soeben erschienene Buch von Dr.-Ing. Lameck: Dr. Fritz Muck, der Begründer der Steinkohlen-Chemie im Ruhrgebiet.

² Glückauf 73 (1937) S. 29 und 58.

liegen die Arbeiten des Unterausschusses für Bohr- und Abbauhämmer beim Fachnormenausschuß für Bergbau zugrunde, so daß die gegebenen Richtlinien künftig als Norm zu erwarten sein dürften. Dieser großen Tragweite wegen erscheint es dringend geboten, das als neu angeführte Verfahren einer strengen Nachprüfung zu unterziehen, damit nicht etwa später die fertige Norm berichtigt werden muß.

Schlobach berichtet zunächst über die Wahl des Federgerätes, die sich auf die Dissertation von Kochendörffer von 1931 stützt. Obgleich ich in Gemeinschaft mit Dipl.-Ing. Neuhaus seinerzeit in einer Vortragsveranstaltung im Kohlen-Syndikat die günstige Kochendörffersche Beurteilung des Federgerätes als falsch und die nachteiligen Bewertungen der andern Geräte als gesucht und übertrieben nachgewiesen habe, ist der Faberg bei diesem Gerät geblieben, das er durch Beseitigung seiner Fehler zu vervollkommen versucht hat, ohne dabei nochmals die andern Prüfgerät-Bauarten auf ihre Verbesserungsmöglichkeiten zu prüfen. Durch die ständigen Änderungen hat das Federgerät einen Teil der Eigenschaften erhalten, die das von Kochendörffer in seinen völlig neuen Eigenarten durchaus verkannte und trotz seiner Verwerfung später vielfach als Vorbild gewählte Ölbremsergerät der Hammer-Prüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse schon 1931 aufwies, z. B. Einspannen mit Rücklaufmöglichkeit und gleichzeitiges Messen von Leistung und Rückschlag. Man hätte also das Ziel schneller erreichen können, wenn man die weiteren Untersuchungen nicht auf das Federgerät beschränkt hätte.

Infolge der gerade beim Federgerät zu überwindenden Schwierigkeiten hat das neue Gerät die ursprünglich für seine Wahl geltend gemachte Einfachheit verloren und dürfte heute schwieriger und zeitraubender zu bedienen sein als andere gleichwertige oder bessere Geräte. Erwähnt seien die umständliche Einspannung und Ausrichtung des Hammers, der Döpperwechsel, der infolge der leider noch bestehenden vielen Unterschiede der Einsteckenden oft nötig wird, und die Befestigung des Rückschlag-Schreibstiftes. Hier müßte vor einer Normung erst Wandel geschafft werden.

Mag aber auch vieles zur Verbesserung der sich durch die Feder ergebenden Fehler getan worden sein, so stehen ihrer Anwendung doch nach wie vor noch erhebliche Bedenken entgegen. So sind z. B. die Beanspruchungen der Feder bei den gebräuchlichsten Durchbiegungen von 15 bis 20 mm an der Kopfplatte zu groß, weil die durch den Schlag bedingte Schwingbewegung der Federmasse einzelne Windungen um etwa 150–200 % stärker beansprucht, als es der statischen Berechnung entsprechen würde. Die Folge sind die auch von mir beobachteten Verlängerungen bei neuen Federn sowie auch spätere Formänderungen, die durch ständige Nacheichung dauernd zu prüfen wären, wenn einwandfrei gemessen werden soll. Bei einer normgerechten Feder konnte ich bereits nach der Prüfung von 110 Hämmern einen mittlern Fehler der Eichung von rd. 20 % feststellen. Natürlich ließ sich nicht mehr ermitteln, wann der Fehler aufgetreten war, so daß die Prüfergebnisse der meisten Hämmer unsicher waren. Dieser Zustand ist aber für ein Normgerät unhaltbar.

Eine Vereinfachung versucht Schlobach durch seine scheinbar neue Eichung, die schon 1930 von mir als falsch und als Ursache vieler Meinungsverschiedenheiten nachgewiesen und abgelehnt worden ist¹. Das von der Hammer-Prüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse entwickelte, von Kochendörffer für den Faberg übernommene und bisher gebräuchliche Schlag-Eichverfahren¹ ermittelte die Schlagarbeit oder Wucht des Kolbens beim Auftreffen auf das Spitzisen nach dem nicht zu bestreitenden Grundsatz der gleichen Bedingungen beim Eichen und Prüfen (Gleichheit von Massen, Formen, Härte, Stoßgeschwindigkeit, Vorspannung und Lage). Der Leistungsberechnung wurde ausdrücklich die Kolbenwucht zugrunde

gelegt zur Ermöglichung einer dem Hammer eigentümlichen, nicht von dem veränderlichen Spitzisen abhängigen Leistungs- und Wirkungsgradbewertung, womit man in einfacherer Weise dasselbe Ziel wie bei Indiziergeräten und Zeit-Weg-Schreibern erreicht. Daß die am Spitzisen verfügbare Arbeit geringer wird, ist keine neue Erkenntnis, aber den ganz von der zufälligen Spitzisengröße abhängigen Stoßwirkungsgrad kann man schließlich nicht dem Hammer zur Last legen, wie es Schlobach tut. Die Bochumer Hammer-Prüfstelle gibt übrigens schon seit mehr als Jahresfrist neben der Kolben-Einzelschlagarbeit auch die jeweils auf das Spitzisen übertragbare Arbeit bzw. den Stoßwirkungsgrad an, womit allen Erfordernissen des Betriebes genügt wird.

Obgleich Schlobach dieses vervollkommnete und wohl als zweckmäßig anzusprechende Verfahren aus meinen Veröffentlichungen¹ bekannt sein mußte, geht er ohne zwingenden Grund auf die alte Eichung mit nur einem Kolbengewicht zurück, das er mit 0,75 kg festlegen möchte, einer Größe, die z. B. zu einem 2-kg-Bohrhammerkolben in gar keinem Verhältnis steht. Rechnerische Bequemlichkeit darf hier nichts begründen.

Seine Ableitungen stützt Schlobach auf die Federungsarbeit-Formeln $A_F = \frac{P \cdot f}{2} = \frac{f^2}{2a}$ und $f^2 = 2a A_F$, die jedoch falsch sind, weil sie die Vorspannung P_V und die Vorspannungsdurchbiegung f_V nicht berücksichtigen. Sie liefern für das Einheitsgerät bei $P_V = 15$ kg Fehler von 16 % bei 15 mm, von 24 % bei 10 mm und von 48 % bei 5 mm Federdurchbiegung. Die richtigen Formeln $A_F = \left(\frac{P}{2} + P_V\right) \cdot f = \frac{f^2}{2a} + \frac{f \cdot f_V}{a}$ und $f^2 = 2a A_F - 2f \cdot f_V$ hätten in den Gliedern $\frac{f \cdot f_V}{a}$ und $2f \cdot f_V$ ohne weiteres den Einfluß einer veränderten Vorspannung erkennen lassen und die zahlreichen Versuche überflüssig gemacht.

Es bleibt unverständlich, warum Schlobach überhaupt noch bei der zeitraubenden und umfangreiche Geräte benötigenden Schlageichung stehengeblieben und nicht auf die einfachere statische Eichung zurückgegangen ist, die doch wohl noch eher die übertragene Arbeit ergeben würde. Es hilft auch nichts, ein für allemal ein Gewicht und einen Döpper für die Eichung und zwei Döpper für die Prüfung zu nehmen. Statt der früher noch vorhandenen, jetzt aber schon erfaßbaren einen Unbekannten »Stoßwirkungsgrad« führt Schlobach deren insgesamt drei ein, ohne sie zu berücksichtigen. Die dadurch wieder auftretenden, aus frühern Zeiten sattem bekannten Mißstände sind gerade das Gegenteil des vom Faberg erstrebten Zieles. Die Eichung nach Schlobach macht ein Bewerten der Arbeit in mkg und der Leistung in PS unmöglich, da sie niemals absolute, sondern nur Verhältniswerte liefern kann, womit der Hersteller nicht auskommt. Dem Betriebsmann aber habe ich schon an anderer Stelle einen noch einfacheren Weg für seine laufenden Betriebsüberwachungen gezeigt².

Die Rückschlag-Ausführungen Schlobachs sind in vieler Hinsicht zu berichtigen. Es kann nicht behauptet werden, daß erst neuerdings das Bestreben hinzutrate, den Rückschlag zu messen, denn die Hammer-Prüfstelle der Berggewerkschaftskasse prüft schon seit 1931 Leistung und Rückschlag gleichzeitig in einem Prüfungsgang unter möglichst betriebsähnlichen Verhältnissen. Wenn Schlobach mir vorwirft, daß ich nur den Ruck bewerte, so sei ihm erwidert, daß dies 1931 geschah, als es überhaupt noch an jeglichen Bewertungen fehlte und der Faberg Rückschlagmessungen noch gar nicht in Rücksicht zog, daß aber bereits 1932 der Rückdruck gegen die Hand (worin der Federproportionalität wegen auch schon der Hammerrücklauf enthalten war) mit bewertet wurde. Zur Vermeidung einer Umrechnung ist seit 1934 der Rücklauf unmittelbar in mm

¹ Bergbau 49 (1936) S. 40 und 70.

² Bergbau 49 (1936) S. 41.

angegeben worden¹. Die mit diesen drei Werten vorgenommene Bewertung kann als völlig hinreichend angesehen werden, da sie gut mit der gefühlsmäßigen Bewertung im Betriebe übereinstimmt. Schlobach bewertet dagegen nur einen dieser Werte, den Rücklaufweg, was beim Vergleich von Hämmern mit an sich ähnlichen, nur in der Größenordnung verschiedenen Rückschlageigenschaften ausreichen mag, aber bei verschiedenartigen Hämmern ein falsches Bild liefert. Diese zwar einfache Bewertung muß daher abgelehnt werden.

Schlobach verurteilt die von mir verwendete Andruckfeder, jedoch sind seine Bedenken grundlos. Da nämlich zwischen Hammer und Feder kein Schlag erfolgt und beide stets in Verbindung bleiben, muß der Druck zwischen ihnen immer der Federdurchbiegung verhältnismäßig sein. Die Feder ist so gewählt, daß die Rücklaufwege denen beim betriebsmäßigen Arbeiten in der Hand entsprechen. Die dabei zunehmende Kraft entspricht besser der jeweiligen Muskelkraft als die gleichbleibende Andruckkraft des Luftzylinders beim Einheitsgerät.

Die Erklärung der Rückschlagentstehung geht an den Einflüssen der Prellschläge zwischen Hammer und Döpperbund vorbei und ist damit unvollständig, desgleichen die Betrachtung über die Druckwirkung, die den Druck der Rückhubluft unbeachtet läßt, der aber auch an der gesamten Hammerbewegung beteiligt ist. Außerdem erscheint überhaupt die Darstellung des Druckverlaufes der Unterluft zweifelhaft, denn sie zeigt eine während des ganzen Schlaghubes zunehmende Verdichtung.

Dipl.-Ing. C. Hoffmann, Bochum.

Vor mehreren Jahren habe ich mir in Verfolg der Arbeiten des Normenausschusses für Bohr- und Abbauhämmer die Aufgabe gestellt, das auf den Zechen zur Untersuchung von Druckluftschlämmern verwendete Federprüfgerät baulich zu vervollkommen und Richtlinien für die Durchführung der Untersuchung auszuarbeiten mit dem Ziel, daß die an verschiedenen Stellen vorgenommenen Messungen auch tatsächlich vergleichsfähig sind. Diese Aufgabe glaube ich gelöst zu haben. Es ist selbstverständlich, daß ich jede Hilfe bei der Bearbeitung dieser recht umfangreichen Aufgabe dankbar annehme und auch die fördernde Kritik begrüße; ablehnen muß ich es jedoch, mich auf Einzelheiten einzulassen, durch deren öffentliche Erörterung die Arbeit nicht gefördert werden kann. Deshalb will ich bei der Erwiderung auf die vorstehende Zuschrift nur auf diejenigen Punkte eingehen, deren Richtigstellung meines Erachtens unbedingt erforderlich ist.

1. Das Ölbremsergerät hat bei der Schaffung eines Einheitsgerätes nicht als Vorbild gedient, zumal da es in mehreren Ausschuß-Besprechungen als Betriebsgerät für

Zechen abgelehnt worden ist und außer den unmittelbar Beteiligten keine Verfechter im Bergbau gefunden hat.

Das Schlageichverfahren ist nicht von der Hammerprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse übernommen worden. Erstmals wurde es 1923 von Dr.-Ing. Müller (Zeche Centrum) angewendet und später von Betriebsführer Heinz (Gutehoffnungshütte) verbessert.

Das vorgeschlagene Einheitsprüfgerät kann, was die Einfachheit von Aufbau und Bedienung angeht, nicht übertroffen werden, da es gerade auf die Bedürfnisse des rauen Zechenbetriebes besonders zugeschnitten ist.

2. In seiner Veröffentlichung »Richtlinien für die Prüfung und Bewertung der Druckluftschlämmern« behauptet Hoffmann¹, daß die Meßfeder schnell zusammengestaucht wird. Es ist aufschlußreich, daß er jetzt das Gegenteil festgestellt hat, nämlich daß sich die Feder verlängert. Während der Einlaufzeit entspannt sich die Feder tatsächlich, danach verändert sie sich aber nicht mehr. Der von Hoffmann nach Prüfung von 110 Hämmern festgestellte mittlere Fehler der Eichung von rd. 20 % läßt sich nur auf falsche Vorspannung zurückführen. Solche Fehler werden durch Verwendung der von mir vorgeschlagenen Vorrichtung für die selbsttätige Einstellung der Federvorspannung unbedingt vermieden. Wie hoch die Feder rechnerisch beansprucht wird, ist völlig ohne Belang, da es sich ja erwiesen hat, daß sie den tatsächlich auftretenden praktischen Beanspruchungen gewachsen ist.

3. Selbstverständlich hätte ich die rechnerische Ableitung auch unter Berücksichtigung der Federvorspannung vornehmen können. Das habe ich auch getan, aber diesen Rechnungsgang nicht in die Veröffentlichung einbezogen, weil die Ableitung dadurch in unnötiger Weise erschwert wird. Für die Praxis ist dies ohne Belang, weil sich die Fehler ausgleichen, sofern bei der Eichung und beim Versuch die gleiche Vorspannung eingestellt wird. Durch die selbsttätige Vorspannungseinrichtung ist dies gewährleistet. Den Beweis, daß das rechnerische Endergebnis richtig ist und die Federweg-Arbeitskurve mit völlig ausreichender Genauigkeit der Beziehung $A = \frac{f^2}{C}$ entspricht, haben zahlreiche praktische Versuche erbracht. Es ist deshalb unnötig, diese einfache Formel mit einem Beiwert für die Vorspannung zu belasten.

Welches der Geräte sich in Zukunft durchsetzen wird, muß letzten Endes die Praxis entscheiden. Die Tatsache allerdings, daß bisher etwa 25 Federgeräte in Betrieb und zahlreiche weitere in Bau sind, während das von Hoffmann befürwortete Ölbremsergerät nur von seiner eigenen Dienststelle benutzt wird, spricht sehr zugunsten des Federprüfgerätes.

Dr. E. Schlobach, Essen.

¹ Bergbau 49 (1936) S. 40 und 53.

¹ Bergbau 49 (1936) S. 39.

WIRTSCHAFTLICHES.

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- H ä f e n t	private Rhein- t	insges. t	
März 7.	Sonntag	80 992	—	7 531	—	—	—	—	—	3,60
8.	464 411 ³	80 992	14 218	26 738	—	57 545	45 580	16 680	119 805	3,52
9.	409 525	81 282	13 244	26 539	—	54 399	49 279	17 976	121 654	3,54
10.	413 039	81 372	13 091	27 170	—	52 991	34 323	17 573	104 887	3,54
11.	412 921	81 190	12 465	26 889	—	57 745	50 386	17 001	125 132	3,50
12.	409 327	80 310	13 995	27 713	—	62 435	46 168	15 698	124 301	3,57
13.	419 194	81 953	13 537	27 500	—	58 732	40 142	14 197	113 071	3,48
zus.	2 528 417	568 091	80 550	170 080	—	343 847	265 878	99 125	708 850	
arbeitsstäg.	421 403 ⁴	81 156	13 425	28 347	—	57 308	44 313	16 521	118 142	

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.

Brennstoffausfuhr Großbritanniens im Januar 1937¹.

	Januar			
	1935	1936	1937	± 1937 gegen 1936 %
Menge in 1000 metr. t				
Lade- verschiffungen				
Kohle	3464	2837	3035	+ 6,97
Koks	265	242	232	- 4,07
Preßkohle	83	40	51	+ 27,92
Wert je metr. t in %				
Kohle	9,69	10,16	10,28	+ 1,18
Koks	11,80	12,08	14,06	+ 16,39
Preßkohle	11,36	10,99	11,65	+ 6,01
Bunker- verschiffungen 1000 metr. t	1136	1040	1006	- 3,34

¹ Acc. rel. to Trade a. Nav.

**Brennstoffaußenhandel Frankreichs¹
im Jahre 1936².**

Herkunfts- bzw. Bestimmungsland	1934 t	1935 t	1936 t
Einfuhr			
Kohle:			
Großbritannien	7 756 882	7 431 116	7 199 469
Belgien-Luxemburg	3 012 462	2 976 601	2 944 176
Indochina	197 002	254 469	250 809
Deutschland ³	3 717 605	5 065 507	5 897 235
Holland	1 017 117	956 386	1 058 650
Polen	800 842	1 029 919	1 114 719
Rußland	128 178	170 081	146 180
Andere Länder	8 050	7 670	44 129
zus.	16 638 138	17 891 749	18 655 367
Koks:			
Großbritannien	10 627	10 431	9 081
Belgien-Luxemburg	377 546	342 700	515 257
Deutschland ³	1 431 617	1 394 121	1 571 934
Holland	376 006	369 013	463 630
Andere Länder	2 295	1 414	1 406
zus.	2 198 091	2 117 679	2 561 308
Preßkohle:			
Großbritannien	97 580	103 119	124 140
Belgien-Luxemburg	268 160	292 741	343 967
Deutschland ³	495 696	437 764	426 688
Holland	78 121	75 182	105 583
Andere Länder	825	31	761
zus.	940 382	908 837	1 001 139
Ausfuhr			
Kohle:			
Belgien-Luxemburg	452 495	249 779	109 022
Schweiz	757 871	422 785	346 971
Italien	309 899	62 680	96 863
Deutschland	1 301 440	469 480	318 098
Holland	45	1 070	401
Österreich	86 760	4 455	3 580
Andere Länder	7 000	4 506	5 668
Bunkerverschiffungen	3 726	1 110	1 006
zus.	2 919 236	1 215 865	881 609
Koks:			
Schweiz	129 633	117 599	125 915
Italien	128 592	159 558	117 907
Deutschland	51 250	10 065	430
Belgien-Luxemburg	7 214	3 197	17 262
Andere Länder	9 569	2 679	4 456
zus.	326 258	293 098	265 970
Preßkohle:			
Deutschland		1 570	3 456
Schweiz	41 144	29 494	30 945
Franz. Besitzungen	66 767	76 957	79 555
Belgien-Luxemburg	5 871	696	75
Italien	11 172	7 719	6
Andere Länder	558	480	389
Bunkerverschiffungen	19	391	56
zus.	125 531	117 307	114 482

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

**Brennstoffaußenhandel Belgien-Luxemburgs
im Jahre 1936¹.**

Herkunftsland bzw. Bestimmungsland	1934 t	1935 t	1936 t
Einfuhr			
Steinkohle:			
Deutschland ²	2 151 230	2 255 561	2 411 029
Frankreich	365 769	227 524	104 588
Großbritannien	724 116	475 687	375 152
Niederlande	731 645	669 383	782 077
Polen	380 941	88 978	130 411
Rußland		50 013	59 197
Andere Länder ³	129 704	10 132	5
zus.	4 483 405	3 777 278	3 862 459
Koks:			
Deutschland ²	1 762 337	1 762 841	2 035 889
Niederlande	567 858	513 274	504 845
Andere Länder ³	7 544	2 796	16 315
zus.	2 337 739	2 278 911	2 557 049
Preßkohle:			
Deutschland	143 369	100 864	70 700
Niederlande	44 415	34 148	36 033
Andere Länder	2 043	2 042	1 914
zus.	189 827	137 054	108 647
Braunkohle:			
Deutschland	126 559	131 859	154 678
Andere Länder	2 682	1 273	1 807
zus.	129 241	133 132	156 485
Ausfuhr			
Steinkohle:			
Frankreich	2 939 171	2 965 833	2 977 444
Niederlande	382 528	354 000	335 929
Schweiz	90 323	51 226	43 801
Italien	32 989	407 077	790 038
Argentinien		12 430	78 510
Andere Länder	123 915	147 405	129 703
Bunker- verschiffungen	241 576	343 882	379 342
zus.	3 810 502	4 281 853	4 734 767
Koks:			
Frankreich	361 802	346 032	504 580
Schweden	191 934	177 061	264 910
Norwegen	9 071	8 701	60 178
Finnland		14 288	34 198
Italien		131 383	23 537
Niederlande	94 476	49 366	48 397
Deutschland	52 758	74 606	75 197
Großbritannien	108 087	32 253	65 531
Ver. Staaten	31 183	49 417	119 289
Andere Länder	110 880	36 123	54 953
zus.	960 191	919 230	1 250 770
Preßkohle:			
Frankreich	241 100	270 007	317 137
Belgisch-Kongo	19 605	16 020	15 393
Algerien	9 510	7 710	15 050
Schweiz	13 652	9 535	8 689
Niederlande	26 447	35 192	31 533
Marokko	6 580	11 490	10 020
Ver. Staaten	15 100	15 100	13 630
Andere Länder	6 942	17 356	43 446
Bunker- verschiffungen	82 182	63 846	69 953
zus.	406 018	446 256	524 851

¹ Belg. Außenhandelsstatistik. — ² Seit 18. Februar 1935 einschl. Saarland. — ³ Bis 18. Februar 1935 einschl. Saarland.

**Die Entwicklung der englischen Kohlenpreise¹
seit Oktober 1936.**

Im Anschluß an die Angaben über die Entwicklung der englischen Kohlenpreise seit 1932² ist in der nachstehenden Zahlentafel ihre Fortentwicklung in den letzten Monaten wiedergegeben. Unter dem Einfluß des umfangreichen britischen Rüstungsprogramms, das seit Wochen einen äußersten Kohlenmangel in Großbritannien zur Folge hatte,

¹ Mittel zwischen Höchst- und Niedrigstpreis (fob).

² Glückauf 73 (1937) S. 49.

wie auch infolge der allgemeinen Besserung auf dem Weltkohlenmarkt haben die englischen Kohlenpreise eine sprunghafte Erhöhung erfahren, die sich vor allem für die bisher stark vernachlässigten Kohlenarten wie Gas-, Koks- und Bunkerkohle derart ausgewirkt hat, daß deren Preise Ende Februar im allgemeinen um ein Drittel und mehr höher lagen als Ende Oktober v. J. Wenn die Kesselkohlen wie auch die Koksorten nicht preislich im gleichen Maße

gestiegen sind, so ist der Grund darin zu suchen, daß diese Brennstoffsorten bereits in den weiter zurückliegenden Monaten wesentlich im Preise angezogen haben und deswegen die neuerliche Steigerung nicht in gleichem Maße mitmachen konnten. Besonders bemerkenswert ist, daß im allgemeinen für britische Kohle, abgesehen von kleinen Kesselkohlenarten, auf dem Weltmarkt zwischen 11 und 12 \mathcal{M}/t erzielt werden konnten.

Art der Kohle	Ende							± Febr. gegen Okt. %
	Okt.		Nov.	Dez.	Jan.	Febr.		
	s/l. t	\mathcal{M}/t	s/l. t	s/l. t	s/l. t	s/l. t	\mathcal{M}/t	
Beste Kesselkohle: Blyth	16/6	9,89	17/3	18/6	18/9	19/6	11,69	+ 18,20
Durham	17/3	10,34	17/6	18/3	18/3	19/9	11,84	+ 14,51
Kleine Kesselkohle: Blyth	13/—	7,80	13/6	14/—	14/6	15/—	9,00	+ 15,38
Durham	14/3	8,54	14/9	14/9	14/9	16/3	9,74	+ 14,05
Beste Gaskohle	14/8	8,79	15/4 ^{1/2}	16/6	17/6	20/—	11,99	+ 36,41
Zweite Sorte Gaskohle	13/10	8,29	14/6	16/—	16/6	18/6	11,09	+ 33,78
Besondere Gaskohle	15/—	9,00	15/6	16/9	18/—	20/—	11,99	+ 33,22
Gewöhnliche Bunkerkohle	14/3	8,54	15/3	18/6	18/6	19/—	11,40	+ 33,49
Besondere Bunkerkohle	15/3	9,14	16/3	19/6	19/6	20/—	11,99	+ 31,18
Kokskohle	14/3	8,54	15/3	17/9	18/—	19/9	11,84	+ 38,64
Gießereikoks	25/—	14,99	25/6	26/3	26/—	27/6	16,49	+ 10,01
Gaskoks	29/—	17,38	31/6	31/6	31/6	31/6	18,89	+ 8,69

Deutschlands Einfuhr an Mineralölen und sonstigen fossilen Rohstoffen im Jahre 1936¹.

Mineralöle und Rückstände	1935	1936
	Menge in t	
Erdöl, roh	515 298	578 865
Benzin aller Art, einschl. der Terpentinölersatzmittel . . .	1 224 344	1 324 652
Leuchtöl (Leuchtpetroleum) . .	75 287	63 609
Gasöl, Treiböl	882 993	1 081 326
Mineralschmieröl (auch Trans- formatorenöl, Weißöl usw.) . .	437 421	386 241
Heizöl und Heizstoffe	326 316	379 402
	Wert in 1000 \mathcal{M}	
Erdöl, roh	13 806	15 557
Benzin aller Art, einschl. der Terpentinölersatzmittel . . .	70 996	89 585
Leuchtöl (Leuchtpetroleum) . .	3 058	2 662
Gasöl, Treiböl	29 708	38 115
Mineralschmieröl (auch Trans- formatorenöl, Weißöl usw.) . .	34 784	31 214
Heizöl und Heizstoffe	6 019	7 643

¹ Mon. Nachw. f. d. ausw. Handel Deutschlands.

Reichsindexziffern¹ für die Lebenshaltungskosten (1913/14 = 100).

Jahres- bzw. Monats- durchschnitt	Gesamt- lebens- haltung	Er- näh- rung	Woh- nung	Heizung und Be- leuchtung	Bekle- dung	Ver- schiede- nes
1929	154,0	155,7	126,2	141,1	172,0	172,5
1930	148,1	145,7	129,0	141,8	163,7	172,1
1931	136,1	131,0	131,6	138,7	136,6	163,3
1932	120,6	115,5	121,4	127,3	112,2	146,8
1933	118,0	113,3	121,3	126,8	106,7	141,0
1934	121,1	118,3	121,3	125,8	111,2	140,0
1935	123,0	120,4	121,2	126,2	117,8	140,6
1936: Jan.	124,3	122,3	121,3	127,1	118,5	141,1
April	124,3	122,4	121,3	126,3	118,7	141,3
Juli	125,3	124,0	121,3	124,5	119,9	141,4
Okt.	124,4	121,7	121,3	126,6	122,2	141,6
Dez.	124,3	121,0	121,3	126,8	124,2	141,7
Durchschn.	124,5	122,4	121,3	126,0	120,3	141,4
1937: Jan.	124,5	121,4	121,3	126,6	124,2	141,8
Febr.	124,8	121,9	121,3	126,6	124,4	141,8

¹ Reichsanzeiger Nr. 49.

Der Bergmannswohnstättenbau bis Ende 1936.

Bezirk der Treuhandsstelle	Begonnene Wohnungen		Fertiggestellte Wohnungen	
	1936	seit Beginn der Bautätigkeit	1936	seit Beginn der Bautätigkeit
Essen	1125	29 007 ¹	677	27 622 ²
Aachen	22	1 846 ³	22	1 846 ³
Barsinghausen	15 ⁴	283 ⁵	15 ⁴	283 ⁵
Zwickau	48	2 213 ⁶	48	2 213 ⁶
Salzbrunn	24	2 267	24	2 267
Gleiwitz	—	85	—	85
Halle	98 ⁷	4 288 ⁸	90 ⁹	4 280 ¹⁰
Senftenberg	59	3 349	10	3 300
Köln	23 ¹¹	1 336 ¹²	23 ¹¹	1 336 ¹²
Marienberg	—	33	—	33
München	—	766	—	766
insges.	1414	45 473	909	44 031

¹ Außerdem 78 im Anfangsstadium wieder beseitigt. — ² Weitere 578 Wohnungen in fertigem und unfertigem Zustande verkauft. 177 Wohnungen wurden durch Unterteilung gewonnen. — ³ Einschließlich 10 weiterverkaufter, 2 angekaufter Wohnungen und 10 Eigenheimen. — ⁴ Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ⁵ Einschließlich einer angekauften, bei 163 Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ⁶ Einschließlich 2 freigegebener Wohnungen, 2 durch Teilung gewonnener Wohnungen und 37 Stamarbeitersiedlungen (lediglich Trägerschaft). — ⁷ Bei 96 Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ⁸ Bei 693 Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ⁹ Bei 88 Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ¹⁰ Bei 685 Teilfinanzierung durch Neubaudarlehen. — ¹¹ Durch Wohnungsteilung gewonnen. — ¹² Einschließlich 107 durch Wohnungsteilung gewonnener Wohnungen.

Großbritanniens Roheisen- und Stahlgewinnung im Jahre 1936.

Die günstige Entwicklung der britischen Eisen- und Stahlindustrie im Jahre 1935 hielt auch 1936 unvermindert an. Die damaligen Höchstleistungen wurden im Berichtsjahr sogar noch wesentlich übertroffen.

Jahr	Zahl der betriebl. Hochöfen	Roheisen	Stahl
		l. t	l. t
1913	338	10 260 315	7 663 876
1918	318	9 086 352	9 539 439
1920	285	8 034 717	9 067 300
1929	158	7 589 300	9 636 200
1930	123	6 192 400	7 325 700
1931	73	3 772 600	5 202 600
1932	65	3 574 000	5 261 400
1933	72	4 136 000	7 024 000
1934	96	5 969 100	8 849 700
1935	98	6 424 100	9 859 000
1936	111	7 685 700	11 698 200

Die Stahlerzeugung von 1936 ist mit 11,7 Mill. l. t die höchste Jahresleistung, die die britische Stahlindustrie bisher zu erreichen vermochte; sie liegt 18,7% über der Gewinnung des Jahres 1935 und 20,4% über dem Höhepunkt des Kriegsjahres 1917. Die Roheisengewinnung (7,7 Mill. l. t) hat die von 1935 um 19,6% überstiegen. Die

überaus rege Nachfrage nach Roheisen und die dadurch notwendig werdende gerechte Verteilung der Gewinnung unter die Verbraucher machte den Hochofenwerken erhebliche Sorge. Alle Werke waren mit ihren Lieferungen in Verzug. Die am 30. Nov. 1936 angekündigte Preiserhöhung um 5 s je t Gießereiroheisen hatte nicht die geringste Wirkung auf die Nachfrage.

Gewinnung und Belegschaft des niederschlesischen Bergbaus im Dezember 1936¹.

Monats-durchschnitt bzw. Monat	Kohlenförderung ²		Koks-erzeugung	Preß-kohlen-herstellung	Belegschaft (angelegte Arbeiter)		
	insges.	arbeits-tätig			Stein-kohlen-gruben	Koke-reien	Preß-kohlen-werke
	1000 t						
1930	479	19	88	10	24 862	1023	83
1931	379	15	65	6	19 045	637	50
1932	352	14	66	4	16 331	561	33
1933	355	14	69	4	16 016	612	32
1934	357	14	72	6	15 832	667	47
1935	398	16	79	6	16 736	718	52
1936: Jan.	423	16	85	8	16 843	773	66
Febr.	406	16	87	6	16 887	793	63
März	419	16	96	7	16 961	825	62
April	378	16	90	4	17 125	828	50
Mai	391	16	94	5	17 181	831	45
Juni	407	16	93	6	17 219	838	47
Juli	442	16	96	6	17 290	849	57
Aug.	422	16	93	6	17 392	851	51
Sept.	425	16	91	6	17 528	855	45
Okt.	447	17	95	7	17 597	854	45
Nov.	433	18	94	6	17 728	897	43
Dez.	449	18	101	7	18 075	896	54
Jan.-Dez.	420	17	93	6	17 319	841	52

	Dezember		Januar-Dezember	
	Kohle t	Koks t	Kohle t	Koks t
Gesamtabsatz (ohne Selbstverbrauch und Deputate)	426 970	123 527	4 716 130	1 156 106
davon innerhalb Deutschlands	396 963	108 278	4 409 709	1 009 750
nach dem Ausland	30 007	15 249	306 421	146 356

¹ Nach Angaben der Bezirksgruppe Niederschlesien der Fachgruppe Steinkohlenbergbau in Waldenburg-Altwasser. — ² Seit 1935 einschl. Wenceslausgrube.

Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt

in der am 13. März 1937 endigenden Woche¹.

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). Je knapper die Brennstoffvorräte auf dem britischen Kohlenmarkt werden, desto mehr nimmt augenscheinlich die Nachfrage zu, so daß in der Berichtswoche Abschlüsse nur noch auf sehr lange Sicht unterzubringen waren. Der größte Teil der Förderung ist auf Grund der bereits vorliegenden Verträge bis Ende des Jahres ausverkauft. Für sofort bzw. kurzfristig lieferbare Brennstoffe gleich welcher Art können daher ohne Rücksicht auf die Notierungen die Preise geradezu diktiert werden. Unter diesen Umständen ist es natürlich, daß die Zechen mit allen Kräften versuchen, ihre Förderung zu steigern, ohne daß jedoch entsprechende Erfolge erzielt wurden. Beste Kesselkohle erfuhr eine weitere Preissteigerung, und zwar Blyth von 19–20 auf 20–21 s und Durhamkohle von 19/6–20 auf 20–21 s. Damit liegen die jetzigen Preise um 28% höher als in der gleichen Zeit des Vorjahrs und übersteigen die Notierungen zu Anfang des Jahres noch um 11–12%. Als

¹ Nach Colliery Guardian und Iron and Coal Trades Review.

Folge der außerordentlich günstigen Beschäftigungslage der inländischen Industrie waren besonders auch kleine Sorten stark begehrt, doch blieben deren Notierungen unverändert. Nach den bereits in der vorigen Woche mitgeteilten größeren Abschlüssen der schwedischen Staatseisenbahnen konnte in der Berichtswoche ein Vertrag mit den finnischen Staatsbahnen lautend auf 70 000 t zum Abschluß gebracht werden. In der ursprünglichen Nachfrage waren allerdings 84 000 t genannt. Nähere Einzelheiten sind noch nicht bekannt geworden, doch dürften sich die Preise für Blythkohle zwischen 19/6 und 20/4 s bewegen, während für Durhamkohle 21 s cif genannt werden. Die Koks-kohlenförderung wurde von den inländischen Kokereien fast restlos verschlungen, so daß sogar in Anbetracht der Lieferungsverpflichtungen verschiedene Zechen gezwungen waren, für ihren eigenen Koksofenbetrieb noch Kohle hinzuzukaufen. Für den Außenhandel stand infolgedessen im Verhältnis zur Nachfrage nur wenig Kohle zur Verfügung. Auch für Gaskohle, die sonst üblicherweise in dieser Jahreszeit stets unter Absatzmangel zu leiden hatte, zeigte sich nicht die geringste Abschwächung, die Preise konnten sich dank der unvermindert starken Nachfrage mit Leichtigkeit behaupten. Bunkerkohle wurde nach wie vor derart stürmisch gefragt, daß den Anforderungen sowohl für unmittelbare Bunkerzwecke als auch für Verschiffungen bedauerlicherweise nur ungenügend entsprochen werden konnte. Das erneut eingetretene schlechte Wetter hat weitere Störungen für den Land-, Fluß- und Seeverkehr mit sich gebracht. Für Koks herrschte ein ähnlich großes Interesse wie für alle Kohlenarten. Die inländischen Anforderungen wachsen von Tag zu Tag, so daß der Außenhandel starken Einschränkungen unterlag. Die Folge davon war, daß sich für Gießerei- und Hochofenkoks eine weitere Preiserhöhung durchzusetzen vermochte, und zwar von 27–28 auf 27/6–32/6 s. Gegenüber der gleichen Zeit des Vorjahrs ergibt sich eine durchschnittliche Steigerung um ein Drittel.

2. Frachtenmarkt. Der britische Kohlenchartermarkt verlief sehr fest, ohne daß größere neue Abschlüsse in der Berichtswoche zustande kamen. Der Schiffsverkehr wickelte sich trotz des schlechten Seewetters ziemlich regelmäßig ab, auch der bisherige starke Andrang an den Verladeeinrichtungen ließ nach. Trotz eines geringen Rückgangs der Nachfrage konnten die Frachtsätze gut behauptet werden, zumal die Schiffseigner auf Grund der weiter bestehenden günstigen Beschäftigungslage und der nur noch vereinzelt aufliegenden Schiffe zu preislichen Zugeständnissen nicht geneigt waren. Der Küstenhandel machte in den Nordosthäfen Fortschritte, auch das baltische Geschäft verlief gleichmäßig günstig, während der Handel mit dem Mittelmeer einigen Schwankungen unterlag, ohne jedoch dadurch an Festigkeit im allgemeinen einzubüßen. Angelegt wurden für Cardiff-Genua 8 s 4½ d, -Port Said 8 s.

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse¹.

Der Markt für Teererzeugnisse zeigte bei gleichbleibenden Preisen im allgemeinen einen befriedigenden Verlauf. Für Pech setzte sich die Besserung mehr und mehr durch, seitdem man versucht, die großen Vorräte einer andern Bestimmung als der Brikettierung zuzuführen. Kreosot konnte sich dank der günstigen Aussichten im Sichtgeschäft gut behaupten, auch Solventnaphtha und Motorenbenzol fanden günstige Nachfrage, selbst Roh-naphtha, das seit Wochen stark vernachlässigt war, wurde von der allgemeinen Besserung der Marktlage wenigstens in geringem Maße mitergriffen.

¹ Nach Colliery Guardian und Iron and Coal Trades Review.

PATENTBERICHT.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 4. März 1937.

10a. 1400300. Josef Limberg jr., Essen. Selbstdichtende Koksöfentür. 17. 9. 36.

10b. 1400296. Phönix AG. für Braunkohlenverwertung, Mumsdorf (Thüringen). Vorrichtung zur Erzeugung von kleinstückigem brikettiertem Brennstoff. 21. 1. 36.

35a. 1400092. Max Huppert, Essen-Stadtwald. Seilklemme für Förderkörbe u. dgl. 26. 3. 35.

Patent-Anmeldungen,

die vom 4. März 1937 an drei Monate lang in der Auslegehalle des Reichspatentamtes ausliegen.

5c, 9/10. H. 143214. Hugo Herzbruch, Essen-Bredeney. Muffenverbindung für ringförmigen eisernen Grubenausbau. Zus. z. Pat. 613042. 26. 5. 32.

5c, 9/10. T. 39674. Alfred Thiemann, Dortmund. Nachgiebiger eiserner Grubenausbau. 2. 11. 31.

5c, 10/01. St. 51943. Waldemar Stabenow, Berlin. Grubenausbaulement. 23. 2. 33.

10a, 19/01. K. 141149. Kohle- und Eisenforschung G. m. b. H., Düsseldorf. Waagrechter Kammerofen. 15. 2. 36.

81e, 14. B. 169313. Bleichert Transportanlagen G. m. b. H., Leipzig. Förderanlage mit einem in sich geschlossenen Plattenbandzug ohne Spannvorrichtung. 6. 4. 35.

81e, 107. O. 21832. Osterrieder G. m. b. H., Memmingen (Bay.). Verschiebevorrichtung für Horizontalförderer. 22. 5. 35.

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.)

5c (9₁₀). 642288, vom 18. 6. 32. Erteilung bekanntgemacht am 11. 2. 37. Heinrich Toussaint in Berlin-Lankwitz und Bochumer Eisenhütte Heintzmann & Co. in Bochum. *Nachgiebiger eiserner Grubenausbau.*

Der ring- oder bogenförmige Ausbau besteht aus rinnenartigen Profileisen, die mit den Enden gleichsinnig ineinandergelegt sind und mit Hilfe von an einem der Eisen festgehaltener Schloßkörper sowie unter Keilwirkung stehender Quetsch- und Bremseinlagen zusammengehalten werden. Die Profileisen haben einen keilförmigen Querschnitt und nach außen gerichtete Flanschen. Zwischen den Flanschen und den Stegen der beiden Profileisen sind die Quetsch- und Bremseinlagen angeordnet. Als Schloßkörper dienen U- oder I-förmige Teile, die von außen über die Flanschen der Profileisen greifen und mit den Flanschen eines der Profileisen fest verbunden sind. Die zum Vorspannen der Profileisen in den Schloßkörpern dienenden Keile sind zwischen den Schloßkörpern und den Flanschen des einen der Profileisen eingelegt. Infolge des keilförmigen Querschnittes der Profileisen werden die Quetsch- und Bremseinlagen beim Vorspannen der Eisen durch die Keile zwischen den Flanschen und den Stegen der Profileisen zusammengepreßt. Die Quetsch- und Bremseinlagen werden in der Nähe der Schloßkörper festgehalten.

10a (19₀₁). 642359, vom 30. 5. 34. Erteilung bekanntgemacht am 18. 2. 37. Dr. C. Otto & Comp. G. m. b. H. in Bochum. *Verfahren zur Verbesserung der Innenabsaugung bei Verkokungsöfen.*

In der Kammerfüllung werden senkrechte, in den Gassammelraum mündende, bis nahe an die Kammersohle reichende Hohlräume gebildet. Alsdann wird sofort oder nach einigen Stunden die unterhalb der Hohlräume liegende Kohle durch Stampfen verdichtet. Durch das Verdichten der untersten Kohlschichten soll verhindert werden, daß aus ihnen, wenn ihre Entgasung bereits weitgehend fortgeschritten ist, ein heißes wasserstoffreiches Gas in die Hohlräume eindringt und eine Überhitzung der Randschichten der Hohlräume bewirkt. Dieselbe Wirkung

kann dadurch erzielt werden, daß in den untern Teil der Hohlräume dickflüssiger Teer eingefüllt wird.

10a (36₀₁). 642360, vom 1. 10. 30. Erteilung bekanntgemacht am 18. 2. 37. Dipl.-Ing. Franz Puening in Essen. *Schwelofen für Kohle.* Priorität vom 1. 10. 29 für die Ansprüche 2 bis 5 und 7 bis 10 ist in Anspruch genommen.

In dem Destillationsraum des Ofens sind Wandungen aufgehängt, zwischen denen die Kohlen erhitzt werden und die zur Erleichterung des Koksaustrages auseinanderspreizbar sind. Die Wandungen sind als Heizwände ausgebildet. Außerhalb des Destillationsraumes sind die für die Wiederaufheizung des Heizmittels vorgesehene Wärmequelle und eine Fördervorrichtung zur Erzeugung des Umlaufs der Heizgase angeordnet. Mit der Wärmequelle sind zwei quer zu den Heizwänden in deren Nähe liegende Hauptkanäle verbunden. Mit jedem dieser Kanäle steht jede Heizwand durch ein biegsames Rohr in Verbindung. Die biegsamen Rohre liegen mit den Schwing- (Aufhänge-) achsen der Wandungen in einer senkrechten Ebene. Die Rohre, die auseinanderspreizbaren Wandungen (Heizwände) und die Hauptkanäle sind gasdicht gegen den Destillationsraum abgedichtet. Zwischen den Hauptkanälen und den sie mit der Wärmequelle verbindenden Leitungen können Umkehrreinrichtungen eingeschaltet sein, die es ermöglichen, die Strömungsrichtung des Heizmittels durch die hohlen Wandungen zu ändern. Alle Wandungen (Heizwände) des Destillationsraumes können gleichzeitig geschwenkt (auseinandergespreizt) werden. In diesem Fall nimmt der Winkel, in dem die Wandungen ausgeschwenkt werden, von der Mitte des Destillationsraumes nach dessen Seitenwänden so zu, daß alle von den Wandungen gebildeten Kokskammern in etwa gleichem Maße verbreitert werden. Unter den Kammern sind Platten, die den Boden mehrerer Kammern bilden, schwenkbar angeordnet. Die Schwenkwellen der Platten sind mit den Schwenkvorrichtungen für die den Platten zugeordneten Wandungen zwangläufig verbunden. Zum Schwenken der Wandungen können außerhalb des Destillationsraumes liegende Wellen dienen, die durch Hebel von verschiedener Länge und Zugstangen mit gelenkig an den Wandungen befestigten Stangen verbunden sind. Die die Verkokungsräume bildenden Wandungen können so ausgebildet sein, daß die Verkokungsräume Verbreiterungen aufweisen, die mit grobem Brennstoff (Kohle oder Koks) gefüllt werden, damit feinere Kohle nicht aus den Verkokungsräumen herausfallen kann. Endlich können in den Wänden des Destillationsraumes Durchtrittsöffnungen vorgesehen sein, die während des gewöhnlichen Betriebes geschlossen sind und durch die Heizgase in den Destillationsraum eingelassen werden, wenn die die Verkokungsräume bildenden Wandungen bei der Inbetriebsetzung angeheizt werden.

10b (1). 642472, vom 23. 9. 34. Erteilung bekanntgemacht am 18. 2. 37. Dr.-Ing. Friedrich Häusser in Dortmund. *Mischbrikett.*

Das Brikett hat einen großen Steinkohlen- und einen geringen Braunkohlengehalt. Der Steinkohlengehalt besteht aus Steinkohle mit mehr als 12% Gehalt an flüchtigen Bestandteilen und bildet 55–85% der Gesamtmasse. Das Brikett soll eine größere Glühbeständigkeit als die bis jetzt bekannten Brikette haben.

B Ü C H E R S C H A U.

(Die hier genannten Bücher können durch die Verlag Glückauf G. m. b. H., Abt. Sortiment, Essen, bezogen werden.)

Deutsche Energiewirtschaft. Deutsche Berichte zur III. Weltkraftkonferenz Washington 1936. 325 S. mit Abb. Berlin 1936, VDI-Verlag G. m. b. H. Preis geb. 20 *M.*

Das Buch gliedert sich in 20 verschiedene selbständige Abhandlungen, die für die III. Weltkraftkonferenz als vollständiger Nationalbericht über die Energiewirtschaftsfragen zusammengestellt sind.

Die Grundenergien Kohle und Erdöl sowie deren sämtliche Zerlegungs- bzw. Veredelungsverfahren und -erzeugnisse (einschließlich der Elektrizität) werden nach allen erdenklichen Gesichtspunkten behandelt. Einige

wesentliche davon sind folgende: geschichtliche Entwicklung, Vorräte, ihre geographische Verteilung, Erschließung der Energievorräte, Regale, Vorschriften, Normen, Analysen, Gestehtungspreise, Versorgungswesen, Verteilungskosten, Statistik der Verbraucher usw., Betriebserfahrungen, Werbung und Tarifpolitik. Der Inhalt ist leichtverständlich geschrieben und als vollständig anzusehen. Die im Sinne der Unabhängigkeitsbestrebungen geschaffenen Verfahren zur Gewinnung flüssiger Motortreibstoffe (durch Schwelung, Hydrierung, Extraktion usw.) sowie die Anwendung von flüssigen und permanenten Flaschen-

gasen werden ausführlich gewürdigt; dagegen ist die Behandlung des heute ebenfalls stark im Vordergrund stehenden Problems der Generatoren- (Kraft-) Gase leider übergangen worden. Die Behandlung des Hand-in-Hand-Arbeitens von Energien, des Wertes der Verbundwirtschaft, des gesunden Wettbewerbs und von Zusammenschlüssen sowie zum Schluß des Buches der nationalen Energiepolitik und des Energiewirtschaftsgesetzes — enthaltend die Stellungnahme des Staates zur gesamten Energiewirtschaft — bildet den abrundenden Abschluß.

Das Werk ist nicht nur für den Energiewirtschaftler geeignet und bedeutsam, sondern auch für die Ingenieure und Chemiker, die sich in den Fachgebieten Bergbau, Erdölwesen, Kokerei, Gastechnik, Hydrierung, elektrische Energiegewinnung, -übertragung und -versorgung, im Wasserkraftwesen usw. betätigen. Der besondere Wert des Buches besteht darin, daß seine Aufteilung rasch erlaubt, einen guten Einblick in die Bedeutung und die Entwicklungsmöglichkeiten der einzelnen Energiearten zu gewinnen.
Ternes VDI.

Die Rotary-Bohrmaschinen und ihre Antriebe. Von Dipl.-Ing. L. Steiner (VDE, VDI). 140 S. mit 63 Abb. Berlin 1936, Laubsch & Everth. Preis in Pappbd. 5 Mk.

Mit der Herausgabe dieses Buches hat der Verfasser unzweifelhaft eine Lücke im Schrifttum über das Rotary-Bohrverfahren ausgefüllt. Infolge der außerordentlichen Entwicklung, die das Drehbohrverfahren in der letzten Zeit genommen hat, sind die Veröffentlichungen hierüber zum Teil stark veraltet, im besondern fehlt es an einer zusammenfassenden Darstellung des gesamten Gebietes der Rotary-Bohrung in Buchform. Das vorliegende Werk hat

diesem Mangel wenigstens hinsichtlich eines wichtigen Teilgebietes abgeholfen. Wenn auch die Rotary-Bohrmaschinen und ihre Anwendung nicht in allen Einzelheiten erschöpfend behandelt werden — unberücksichtigt geblieben sind z. B. die Bohrwerkzeuge, die neuerdings eine sehr mannigfaltige Ausbildung erfahren haben, und die Spülung, die ebenfalls beinahe eine Wissenschaft für sich bildet —, so wird doch die wichtige Frage des Antriebs sehr eingehend erörtert.

Der Antrieb der Bohrmaschinen ist deshalb ein besonders vielseitiges Problem, weil die örtlichen Bedingungen, unter denen die Tiefbohrungen angesetzt werden, so sehr verschieden sind. Entscheidend ist vor allem, welche Hilfsmittel — elektrischer Strom, Wasser und Brennstoff für die Dampfmaschine, natürliches Erdgas usw. — zur Verfügung stehen. In dem Buche ist für jede Antriebsart, wie Dampf, Elektrizität, Öl usw., dargelegt, wieweit sie den Hauptforderungen, die man an eine Antriebsmaschine für den Bohrbetrieb stellen muß, nämlich Regelbarkeit, Umkehrbarkeit und Überlastbarkeit, gerecht wird oder ob sie in neuester Zeit gegebenenfalls durch Zwischenschaltung besonderer Maschinenteile den Erfordernissen entsprechend ausgebaut worden ist. Als Ergebnis stellt der Verfasser nicht eine bestimmte Antriebsart als besonders geeignet heraus, sondern überläßt es nach Würdigung aller Vor- und Nachteile dem Urteil des Fachmannes, welche Antriebsart im Einzelfall unter Berücksichtigung der gegebenen Verhältnisse als günstigste gewählt werden muß.

Das Buch stellt deshalb für jeden Rotary-Bohrfachmann eine notwendige Ergänzung seiner Fachbücherei dar.

Bergassessor K. Ehring, Münster (Westf.).

Z E I T S C H R I F T E N S C H A U¹.

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

Mineralogie und Geologie.

Für das Gebirgsdruckproblem wichtige Begriffe aus der technischen Mechanik. Von Stöcke. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 84 (1936) S. 465/67*. Erörterung der Begriffe »Druckbeanspruchung« und »Biegebeanspruchung«.

Gebirgsdruck und Plattenstatik. II. Von Stöcke, Herrmann und Udluft. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 84 (1936) S. 467/503*. Der Modellversuch von Lehr und die daraus für den Bergbau gewonnenen Erkenntnisse. Elastizitätsversuche an Gesteinen aus Niederschlesien und Westfalen. Auswertung der Versuchsergebnisse. Folgerungen für Geologie, Geophysik und Bergbau.

The Beaumont seam in the Northumberland area. (Forts.) Colliery Guard. 154 (1937) S. 399/400. Zusammenstellung von Flözanalysen.

Relations entre les pyroschistes de Vagnas et le bassin lignito-asphaltique tertiaire d'Alès. Génie civ. 57 (1937) S. 212/13*. Erörterung stratigraphischer Beziehungen zwischen den beiden Vorkommen.

Erfahrungen über die Einwirkungen von zirkulierendem Wassern in Braunkohlenflözen. Von Bartholmai. Braunkohle 36 (1937) S. 137/40. Einfluß des Wassers auf die bergmännischen Vorrichtungsarbeiten. Schilderung bemerkenswerter Beobachtungen.

Die thüringischen Dachschiefer und der Dachschieferbergbau. Von Udluft. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 84 (1936) S. 503/11*. Vorkommen und geologische Stellung. Petrographische und technologische Untersuchung. Bergrechtliche Verhältnisse. Abbauverfahren. Statistik. Schrifttum.

Salzabscheidung und Tektonik. Von Lotze. (Forts.) Kali 31 (1937) S. 41/45*. Salzabscheidung und Epirogenese im germanischen Perm-Trias-Becken. Verbreitung der Rotliegendesalze. Salzmächtigkeit im mittlern Zechstein. (Forts. f.).

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

Bergwesen.

Driving a graded mine. Von Haldane. Colliery Guard. 154 (1937) S. 387/88*. Kennzeichnung des angewandten Abbaufahrens. Streckenausbau.

Über holzgefütterte Seilscheiben im deutschen Salzbergbau. Von Döderlein. (Schluß.) Kali 31 (1937) S. 45/46. Bewährung des Futters auf verschiedenen Werken.

Nickelstähle in der Fördertechnik. Erhöhte Leistungen, größere Sicherheiten. Von Müller. Kohle u. Erz 34 (1937) Sp. 53/60. Entwicklung der Sonderstähle. Anwendungsmöglichkeiten in der Fördertechnik. Vorteile.

The Gresford disaster. (Schluß statt Forts.) Colliery Guard. 154 (1937) S. 389/93. Stellungnahme verschiedener Sachverständigen.

Contribution à la théorie de la flottation des minerais. Von Rey. Rev. Ind. minér. 17 (1937) I S. 87/95*. Flotation der wasserabweisenden Mineralien. Flotation mit Hilfe löslicher sammelnder Reaktionsmittel.

Le contrôle du flottage au microscope. Von Gaudin. Rev. Ind. minér. 17 (1937) I S. 96/101*. Verwendung des Mikroskops bei der Überwachung der Flotation von Erzen. Herstellung und Untersuchung von Erzbriketten. Grenzen der mineralogischen Analyse.

Préparations des minerais aurifères provenant des filons quartzeux. Von Moskovits. Rev. Ind. minér. 17 (1937) I S. 108/09*. Besprechung eines in Rumänien bei der Aufbereitung von Golderzen eingeführten Verfahrens und der zugehörigen Einrichtungen.

Moderne flotasjon og dens muligheter for norsk bergindustri. Von Egeberg. Tekn. Ukebl. 84 (1937) S. 99/102. Erörterung der Frage, in welchem Umfange die Flotationsverfahren bei der Aufbereitung norwegischer Erze angewandt werden können.

Der Brennstoff-Wärmebedarf der Feuergas-Rohbraunkohlentrocknung. Von Gropp. Braunkohle 36 (1937) S. 129/37*. Ermittlung des Leistungs- und des Arbeitsbedarfs. Vergleich der Frischgas-Feuergastrocknung mit der Dampftrocknung. Feuergastrocknung mit vorgeschalteter Dampferzeugung.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Schnellaufende Dampfmaschinen für Industriekraftwerke. Von Wagner. Wärme 60 (1937) S. 134/37*. Aufbau der Maschinen, Steuerung und Regelung, Schmierung und Verschleiß, Dampfverbrauch. Anwendungsbeispiele und Betriebsergebnisse.

Die Auswirkung der technischen Entwicklung auf die Gesamtplanung von Kraftwerken. Von Musil. Arch. Wärmewirtsch. 18 (1937) S. 69/74*. Wahl des wirtschaftlichen Dampfdrucks sowie der zweckmäßigen Kessel- und Maschinengröße. Gesamtaufbau. Sonstige Planungsfragen. Eigenversorgung. Bereitschaftshaltung und Wirtschaftlichkeit.

Power economics as applied to collieries. Von Vickers. Colliery Guard. 154 (1937) S. 393/96. Einfluß des Belastungsfaktors auf die Art und Größe einer Anlage. Elektrische Fördermaschinen. Wirkungsgrad der Kesselanlage. Meßgeräte im Kesselhaus. Preßluftverluste in den Rohrleitungen.

Elektrotechnik.

Die finanzielle Entwicklung der deutschen Elektrizitätswirtschaft. Von Friedrich. Elektr.-Wirtsch. 36 (1937) S. 138/40*. Übersicht über die Gesamtentwicklung der Anlagewerte, Beteiligungen, Umlaufvermögen, Eigenkapitalien und Verbindlichkeiten sowie der Erträge und Gewinne.

Die Elektrizitätswirtschaft Deutschlands im Jahre 1935. Glückauf 73 (1937) S. 226/28. Stromerzeugung, Zugehörigkeit der Eigenanlagen zu den einzelnen Gewerbezweigen, Betriebsgrößenklassen, Entwicklung der Stromabgabe.

Hüttenwesen.

Améliorations apportées aux fours à combustion de soufre pour le traitement du minerai de soufre. Von Gatto. Rev. Ind. minér. 17 (1937) I S. 110/20*. Beschreibung von Öfen zur Schwefelgewinnung aus Schwefelerzen und von technischen Verbesserungen.

Bedeutung der Ergebnisse der Werkstoffprüfung für den Konstrukteur. Von Siebel. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 196/202*. Unterschiede der Beanspruchung bei der Prüfung und im Bauteil. Brauchbarkeit der Versuchswerte zur Berechnung.

Einfluß von Wärme-Eigenspannungen auf die Dauerfestigkeit. Von Thum und Erker. Z. VDI 81 (1937) S. 276/78*. Entstehung und Größe der Wärme-Eigenspannungen. Einfluß auf die Dauerfestigkeit.

Fortschritte in der Schweißtechnik im zweiten Halbjahr 1936. Von Lohmann. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 209/14. Einfluß des Werkstoffs, Arbeitsverfahren, Prüfverfahren, Eigenschaften der Schweißungen, Verhalten im Betrieb.

Chemische Technologie.

Ergebnisse französischer Untersuchungen an Saarkohlen. Von Hoffmann. Glückauf 73 (1937) S. 219/26. Elementaranalyse. Extraktionszerlegung. Erweichungsverhalten. Entgasungsverlauf. Einfluß der Erhitzung auf die verschiedenen Kohlen und ihre Bitumina. Chemische Zusammensetzung der Bitumina. Versuche mit Duriten. Ergebnisse von Verkokungsversuchen im Laboratorium. Einfluß der Vorerhitzung auf die Beschaffenheit des Saarkokeses.

Untersuchungen auf dem Gebiet der Temperaturverkokung. Von Jenker, Kühlwein und Hoffmann. Glückauf 73 (1937) S. 213/19*. Entwicklung der Steinkohlenschwelung. Für Schwelzwecke geeignete Kohlen und und Absatzmöglichkeiten der Schwelzerzeugnisse. Schwelversuche mit verschiedenen inkohlten und petrographisch verschiedenen Kohlen. (Schluß f.)

Neuerungen auf dem Gebiete des Kokereiwesens. II. Von Jordan. Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 85/90*. Abführung und Gewinnung der Destillationsgase. Verkokungsverfahren. Schwelen und Verkohlen in Drehöfen und in andern Öfen.

Deutsche Kohlen als Ausgangsstoff chemischer Veredlung. Von Thau. Brennstoff- u. Wärmewirtsch. 19 (1937) S. 17/25*. Chemische Brennstoffveredlung. Kohlenentgasung. Steinkohlenschwelung. Einfluß der Entgasungstemperaturen. Braunkohlenschwelung. Schwelofen von Borsig-Geissen. Kohlenhydrierung. Extraktion. (Schluß f.)

Steenkoolhydreering op technische schaal. Von Heijden. (Schluß statt Forts.) Geol. Mijnbouw 15

(1937) S. 103/06*. Aufbau der Hydrieranlage in Billingham. Eigenschaften der Erzeugnisse.

Réalisation et économie de l'hydrogénation du charbon et du goudron primaire. Von Berthelot. Génie civ. 57 (1937) S. 197/203*. Beschreibung der Hydrieranlage in Billingham. Anlagen zur Gewinnung und Reinigung von Wasserstoff. Kompressoren und Pumpen. Die Hydrieranlage. Schematischer Gang des Verfahrens. Herstellung der Hydrierrohre. Wirtschaftliche Probleme der Kohlenhydrierung in England und Deutschland.

Carbonizing properties and petrographic composition of Clintwood bed coal from Buchanan mines and of Pittsburgh bed coal from Pittsburgh Terminal Nr. 9 mine. Von Fieldner und andern. Bur. Mines Techn. Pap. 1936, H. 570 und 571, S. 1/34* und 1/33*. Petrographische Beschreibung der Kohlenlagen. Ergebnisse von Verkokungsversuchen.

The effects of changes in composition upon the combustion of town gas. Von Hawes. Gas Wld. 106 (1937) S. 220/25*; Gas J. 217 (1937) S. 530/33*. Englische und deutsche Vergleiche. Flammgeschwindigkeiten. Aussprache.

Versuche zum Abbau des Kohlenschwefels. II. Von Lissner und Brandeis. Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 81/84*. Bestimmung des Pyritschwefels mit Hilfe von Wasserstoffsperoxyd. Analysenvorschrift.

Chemie und Physik.

Analyses of New Mexico coals. Von Ellis. Bur. Mines Techn. Pap. 1936, H. 569, S. 1/112*. Die Kohlenfelder Neu-Mexikos. Kohlenflöze und Lagerungsverhältnisse. Gewinnungs- und Aufbereitungsverfahren. Probenehmen. Beschreibung zahlreicher Analysen.

Wirtschaft und Statistik.

Die Jahresberichte der englischen Bergbehörde 1935. Von Lehmann. Glückauf 73 (1937) S. 228/30. Lage des Kohlenmarktes, Miners Welfare Fund, betriebliche Fortschritte, Unfälle.

The Mining Journal annual review number 1936. Min. J. 196 (1937) S. 157/256*. Entwicklung von Erzeugung und Marktlage für die wichtigsten Metalle. Wirtschaftsbild von den einzelnen Mineralgewinnungsländern. Gesellschaftsberichte.

Coal mine accidents in the United States, 1934. Von Adams, Geyer und Parry. Bull. Bur. Mines 1936, H. 397, S. 1/108. Ausführliche Statistik der Unfälle im Kohlenbergbau. Einteilung nach verschiedenen Gesichtspunkten.

Metal-mine accidents in the United States, 1933/34. Von Adams und Kolhos. Bull. Bur. Mines 1936, H. 398, S. 1/72. Einteilung der Erzgruben. Unfallstatistik für das Jahr 1933 und für 1934.

Quarry accidents in the United States during the calendar year 1934. Von Adams und Wrenn. Bull. Bur. Mines 1936, H. 399, S. 1/62. Statistische Tafeln über die in der Steinbruchindustrie der Vereinigten Staaten im Jahre 1934 eingetretenen Unfälle.

P E R S Ö N N L I C H E S .

Der bisher kommissarisch im Reichs- und Preußischen Wirtschaftsministerium beschäftigte Bergrat Hobrecker ist in gleicher Dienstbeziehung an das Oberbergamt in Dortmund versetzt worden.

Der bisher beurlaubte Bergassessor Kahleyß ist dem Bergrevier Buer überwiesen worden.

Der Bergassessor Heitfeldt ist vom 1. März an auf weitere sechs Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Gewerkschaft Westfalen in Ahlen (Westfalen) beurlaubt worden.

Die nachgesuchte Entlassung aus dem preußischen Landesdienst ist erteilt worden:

dem Bergrat Graf beim Bergrevier Beuthen-Süd,
dem Bergassessor Norbert Hartung,
dem Bergassessor Schulte-Borberg.

Der Berghauptmann a. D. Hatzfeldt ist als Präsident des Deutschen Salzlandes an die Stelle des verstorbenen Kommerzienrats Dr.-Ing. eh. Lotz getreten.