

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 16

16. April 1932

68. Jahrg.

Verwendung des Schrappladers im Streckenvortrieb.

Von Bergassessor W. Scheithauer, Buer.

(Mitteilung aus dem Ausschuß für Bergtechnik, Wärme- und Kraftwirtschaft.)

Als Schrapplader soll im folgenden die aus Schrapper, Schurre und Haspel bestehende Ladevorrichtung bezeichnet werden, deren Bestandteile auf einem Untergestell fahrbar sind. Im übrigen können der Aufbau und die Arbeitsweise des Laders als bekannt vorausgesetzt werden.

Grundsätzliche Fragen.

Erhöhung der Vortriebsgeschwindigkeit durch Maschinenladearbeit.

Das Einsetzen einer Ladeanlage in einen Streckenvortrieb bezweckt im allgemeinen die Erhöhung der Vortriebsgeschwindigkeit. Das Ausmaß dieser Beschleunigung (b) wird bestimmt 1. von dem Anteil der Handladezeit an der reinen Arbeitszeit des Vortriebs (a), 2. von dem Verhältnis der Maschinenladezeit zur Handladezeit (n). Die Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit kann errechnet werden, wenn man diese beiden Faktoren kennt. Als Zeitmaß sind dabei Arbeiterminuten einzusetzen. Falls während des Ladens mit der Vorrichtung nicht die ganze Belegschaft des Vortriebs beschäftigt wird und die überzähligen Hauer keine nutzbringende Arbeit verrichten können, muß man gleichwohl die Arbeiterminuten der ganzen Belegschaft für die Ladezeit anrechnen.

Abb. 1 zeigt die Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit durch die Maschinenladearbeit. Die Formel

$$b = \frac{100 \cdot \left(1 - \frac{n}{100}\right) a}{100 - \left(1 - \frac{n}{100}\right) a}$$

enthält die erwähnten beiden Faktoren. Die Handladezeit beträgt in einem üblichen Querschlag etwa 30–40 % der reinen Arbeitszeit. Dieser Anteil ist in mildem Schiefer stets größer als in hartem Sandstein, der eine längere Bohrzeit erfordert, während die Zeitdauer des Ladens etwa gleich bleibt. Daher sind im Schiefer stets größere Erfolge mit dem Lader zu erzielen als im Sandstein. Auch bei wechselndem Querschnitt der Strecke werden Schwankungen in dem angegebenen Hundertsatz auftreten, da der Anteil der Ladezeit im allgemeinen mit dem Querschnitt wächst.

Bei Verkürzung der Ladezeit auf 50 % der Handladezeit und Zugrundelegung der genannten Hundertsätze ergibt sich aus dem Schaubild eine Zunahme der Vortriebsgeschwindigkeit um 18–25 %. Steigerungen um 50–60 %, wie sie im Schrifttum öfter genannt werden, sind meist auf einen hohen Anteil der bisherigen Handladearbeit zurückzuführen. Dieser übersteigt im besondern dann das übliche Maß, wenn die Gesteinstrecke wenig oder gar keinen Ausbau benötigt. In solchen Strecken lassen sich daher mit Lademaschinen erheblich größere Steigerungen der Vortriebsgeschwindigkeit erreichen als in Strecken, bei denen ein sorgfältiger Ausbau dicht hinter der Ortsbrust nachgeführt werden muß.

Zu erwägen bleibt noch, ob sich die Streckenbelegschaft bei der Maschinenarbeit im Gegensatz zur Handarbeit so ausruhen kann, daß sie nachher mit frischeren Kräften als sonst an die Fortsetzung der Arbeit geht. Von wesentlichem Einfluß auf die Vortriebsgeschwindigkeit dürfte dieser Punkt nicht sein, denn auch die Maschinenarbeit stellt erhebliche Anforderungen an die Kräfte der Arbeiter, wobei man nur an den stark beschleunigten Wagenwechsel zu denken braucht. Der Einfluß des Ausruhens bei der Maschinenarbeit ist daher in Abb. 1 und auch weiterhin vernachlässigt worden.

Grenze für die Wirtschaftlichkeit der Lademaschinen.

Die Verkürzung der Ladezeit durch die Maschine hat eine Ersparnis an Löhnen je m Strecke zur Folge. Verringert sich die Ladezeit z. B. auf 40 % der Handladezeit, so erspart man 60 % der bisher für das Handladen bezahlten Löhne. Aus dieser Lohnersparnis sind die Kosten der Lademaschine (ohne Bedienung) zu

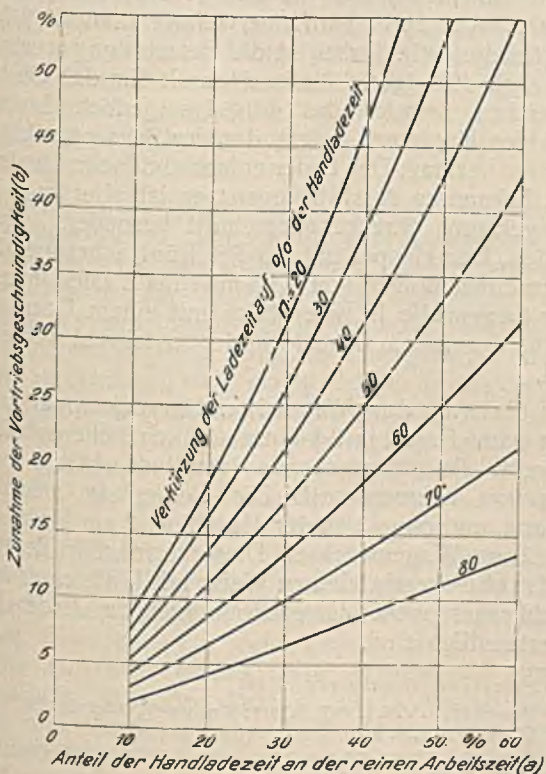


Abb. 1. Erhöhung der Vortriebsgeschwindigkeit durch Maschinenladearbeit.

decken. Der Unterschied aus Lohnersparnis und Maschinenkosten ergibt schließlich den durch Einsatz der Maschine entstandenen Gewinn oder Verlust.

Als Durchschnitt zahlreicher Zeitstudien können für Sandstein und Schiefer¹ etwa 20 Arbeiterminuten als Handladezeit für einen Förderwagen von etwa 0,7 m³ Inhalt angesetzt werden. Die Schüttungszahl sei mit rd. 2 angenommen. Daraus ergeben sich 57 Arbeiterminuten als Handladezeit für 1 Festkubikmeter (fm³) Gestein. Als Gesteinhauerlohn sei der um 5% erhöhte Hauerdurchschnittslohn eingesetzt, als bisheriger Lohn also 9 \mathcal{M} je Schicht (bis Dezember 1931), als künftiger Lohn 8,10 \mathcal{M} je Schicht (ab Januar 1932). Soziale und steuerliche Lasten, die sich auf dem Lohn aufbauen, bedingen einen Zuschlag von 33%. Als reine Arbeitszeit unter Tage sind 360 min angenommen. Das Handladen von 1 fm³ kostet unter Zugrundelegung dieser Werte 1,90 \mathcal{M} beim bisherigen, 1,71 \mathcal{M} beim künftigen Lohn. Diese Sätze müssen jeweils mit dem Querschnitt der Strecke im Gestein vervielfacht werden, damit man die Kosten des Handladens je m Strecke erhält. Aus diesem Betrage ergibt sich endlich die durch die Lademaschine erzielte Lohnersparnis als der Hundertsatz, um den die Lademaschine die Handladezeit verkürzt.

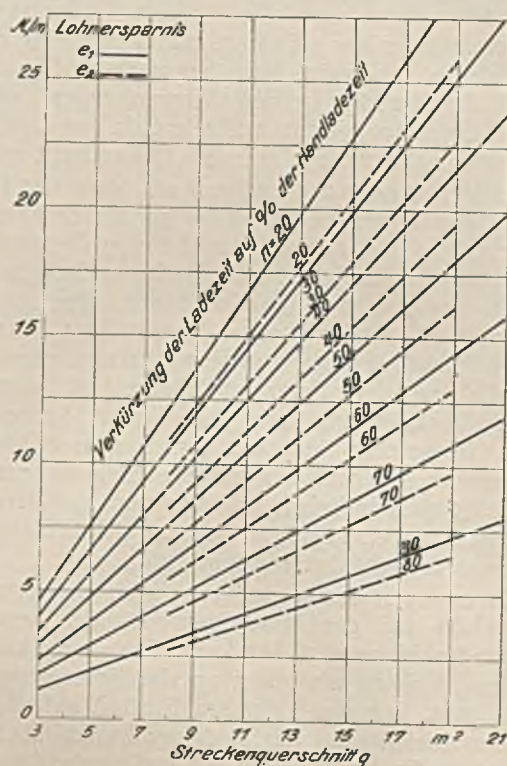


Abb. 2. Grenze für die Wirtschaftlichkeit von Lademaschinen.

Abb. 2 zeigt die theoretisch möglichen Ersparnisse (e) in \mathcal{M} je m Strecke bei verschiedenen Querschnitten (q) der Strecke und bei verschiedener Leistungsfähigkeit (n) der Maschine. Die ausgezogenen Linien berücksichtigen den bisherigen Gesteinhauerlohn (9 \mathcal{M} je Schicht), die gestrichelten Linien den neuen Gesteinhauerlohn (8,10 \mathcal{M} je Schicht). Ist der Streckenquerschnitt beispielsweise

¹ Eine Trennung der Ziffern für Sandstein und Schiefer würde zwar genauere Ergebnisse ermöglichen, die allgemeine Berechnung jedoch erheblich umständlicher gestalten.

10 m² und vermag die Ladevorrichtung die Ladezeit auf 30% der Handladezeit herabzudrücken, so darf die Maschine höchstens 12 \mathcal{M} je m kosten (Lohnhöhe 8,10 \mathcal{M} je Schicht).

Bei der Kostenrechnung sind die Zinersparnisse nicht berücksichtigt worden, die infolge des schnelleren Vortriebes eintreten. Auch bei gleichen Vortriebskosten je m Strecke macht sich dieser geldliche Vorteil des schnelleren Vortriebes geltend. Der Zinsgewinn ist wohl in jedem Einzelfalle zu errechnen, allgemein jedoch kaum erfaßbar. Er dürfte meist auch nicht von ausschlaggebender Bedeutung sein; nur bei Neuanlagen ist ihm größere Wichtigkeit beizumessen¹.

Abschließend sei noch darauf hingewiesen, daß Ersparnisse, wie sie sich mittelbar durch bessere Organisation, schärfere Aufsicht usw. im Querschlag mit Maschinenladebetrieb ergeben, nicht der Maschine zugute gerechnet werden können.

Brauchbarkeit des Schrappladers im Streckenvortrieb.

Im deutschen Schrifttum² finden sich nur kurze Hinweise auf die Verwendungsmöglichkeit des Schrappladers im Streckenvortrieb. Ausführlicher wird die Maschine in amerikanischen Veröffentlichungen³ behandelt. Überwiegend haben diese Aufsätze jedoch die Anwendung des Schrappladers im Erzbergbau zum Gegenstande, also unter Verhältnissen, die einen Vergleich mit dem Schiefer- und Sandsteinquerschlag nicht zulassen. Bemerkenswerter ist eine kürzlich erschienene Beschreibung des Schrapperbetriebes in einem Tunnel⁴, die hier Berücksichtigung verdient.

Erfahrungen bei einem Tunnelvortrieb in den Vereinigten Staaten.

Der in Basalt stehende Tunnel hat einen Querschnitt von 1,50 × 2,50 m und erfordert nur wenig Ausbau. Als Sprengstoff verwendet man 60% iges Gelatinedynamit. Dabei ist die Feststellung wertvoll, daß auch 40% iges Gelatinedynamit für das Gestein ausreichen würde, das 60% ige jedoch kleinstückiges Haufwerk liefert, das der Schrapper besser zu laden vermag. Der Lader entspricht den in Deutschland bekannten Ausführungen; er ist allerdings für den geringen Streckenquerschnitt besonders gebaut worden. Der Haspel hat 7,5 PS. Fünf Schrapperzüge füllen einen Wagen von 1,13 m³ Inhalt. Die Umkehr- oder Gegenrolle ist wie üblich mit einem Dorn versehen, der in ein Bohrloch der Ortsbrust versenkt wird.

Leistung der Maschine. Der Schrapper ladet etwa 8 fm³ Basalt in 2 h einschließlich Nebenarbeiten, während die entsprechende Handladerarbeit 4 h in Anspruch nehmen soll. Die Bedienung erfordert 6 Mann, und zwar 2 an der Maschine, 2 am Haufwerk und 2 am Wagenwechsel. Dieser erfolgt in der von Fritzsche⁵ beschriebenen Weise mit Hilfe eines Ausweichkranes, wobei Unterbrechungen der Laderarbeit unvermeidlich sind.

¹ Fritzsche, Glückauf 1930, S. 444.

² Prockat, Z. V. d. I. 1927, S. 1313; Knepper, Glückauf 1930, S. 357; Buß, Glückauf 1931, S. 1045.

³ Engg. Min. J. 1924, Bd. 117, S. 731; 1927, Bd. 123, S. 636; Can. Min. J. 1931, Bd. 52, S. 707.

⁴ Min. Metallurgy 1931, Bd. 11, H. 295.

⁵ Glückauf 1930, S. 444.

Die reine Arbeitszeit ist wie folgt eingeteilt:

	h
Aufstellung der Bohrsäulen	0,5
Bohren	3,0
Besetzen und Abtun	0,5
Bewettern	0,5
Bergeladen	2,0
zus.	6,5

Für Nebenarbeiten, wie Schienenlegen, Vorziehen des Ausweichkrans usw., ist keine Zeit angegeben.

Vortriebsgeschwindigkeit. Das Bergeladen mit der Maschine nimmt 2 h in Anspruch. Die Handladezeit würde, wie oben angegeben, doppelt so hoch, also auf 4 h oder 47% der Gesamtzeit zu veranschlagen sein. Nach Abb. 1 ergibt sich daher (a = 47%, n = 50%) durch den Einsatz des Schrappladers eine Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit um rd. 30%, also eine sehr beachtliche Erhöhung. Die wirkliche Vortriebsgeschwindigkeit ist nicht genannt. Auftragsgemäß müssen monatlich mindestens 100 m aufgefahren werden.

Kosten je m. Das für die Löhne und Gesteinverhältnisse im Ruhrbezirk aufgestellte Schaubild 2 kann zur Ermittlung der durch den Schrapper erzielten Lohnersparnis und damit der zulässigen Schrapperkosten je m nicht herangezogen werden. Über die Betriebskosten der Maschine sind in der Abhandlung keine Angaben enthalten.

Erfahrungen auf der Zeche Westerholt.

In den letzten Jahren sind in Deutschland für den Streckenvortrieb im Steinkohlenbergbau geeignete Schrapplader auf den Markt gekommen. Nachstehend wird über die mit zwei derartigen Einrichtungen gemachten Erfahrungen berichtet.

Der erste Schrapplader.

Im Jahre 1930 wurde ein von der Firma Bauerschäfer zur Verfügung gestellter Schrapplader eingesetzt, der mit einem Motor von 20 PS ausgerüstet war; das Gewicht des Schrapplers betrug 350 kg. Zum Füllen eines Wagens von 0,7 m³ Inhalt waren 3 bis 4 Züge erforderlich. Der Wagenwechsel erfolgte mit Hilfe einer Schiebebühne.

Leistung der Maschine. Der Schrapppvorgang erfordert jedesmal eine Anzahl von Nebenarbeiten, wie das Bohren der Pflöcklöcher, Umhängen der Gegenrolle in ein anderes Loch, Abdecken der Maschine gegen Schußwirkungen usw. Da diese Nebenarbeiten in jedem Falle, auch bei geringer Lademenge, zu erledigen sind, macht sich ihr verzögernder Einfluß je Wagen desto weniger geltend, je größer die Anzahl der in einem Arbeitsgange geladenen Wagen ist. Daher muß — im Gegensatz zur Handladearbeit — der ganze Abschlag möglichst auf einmal weggeladen werden. Diese Forderung ist im festen Gestein erfüllbar. Man schießt hier nacheinander zuerst die Sohle des alten Abschlages, darauf Einbruch, Kranz und Firste des neuen Abschlages und beginnt dann erst mit dem Laden. In gebrächem Schiefer läßt sich jedoch diese Arbeitsweise nicht durchführen, weil der Ausbau der Ortsbrust dicht folgen muß. Man kann daher die Sohle des Abschlages nicht zurücklassen, sondern muß sie nach dem Wegladen von Einbruch, Kranz und Firste gesondert schießen und wegladen. Dadurch vermehren sich die

Nebenarbeiten am Schrapplader; die Gegenrolle muß ausgehängt und zurückgezogen, die Maschine gegen Schußwirkungen gesichert werden. Die 3 Pflöcke für die Gegenrolle — je einer an den Stößen und in der Mitte der Ortsbrust — verbleiben in ihren Bohrlöchern und finden wieder Verwendung.

Die zuletzt geschilderte Arbeitsweise ist für die Bemessung der Nebenarbeiten den Berechnungen zugrunde gelegt worden. Die für einen Abschlag auszuführenden Nebenarbeiten am Schrapplader erfordern dabei 86 min (3 Hauer). Als reine Schrapzeit (ohne Nebenarbeiten) erhält man 3,1 min je Wagen. Die gesamte Schrapzeit je Wagen ist abhängig von der zu ladenden Wagenzahl je Abschlag, also vom Querschnitt der Strecke, und nimmt 4–5 min in Anspruch.

Vortriebsgeschwindigkeit. Bemerkenswert ist der in den Abb. 1 und 2 verwendete Faktor n, der Hundertsatz der Handladezeit, auf den die Maschine die Ladezeit herabsetzt. Es ist

$$n = \frac{\text{Maschinenladezeit je Abschlag}}{\text{Handladezeit je Abschlag}} \cdot 100\% \\ = \frac{86 + 3,1 \cdot 2,86 \cdot 2 \cdot q}{\frac{57}{3} \cdot 2 \cdot q} \cdot 100\% = \frac{226}{q} + 47$$

(q = Streckenquerschnitt in m², Abschlagtiefe 2 m), q = 10 m², n = 70%; q = 15 m², n = 62%. Je nach dem Streckenquerschnitt benötigt der Schrapplader zum Laden 60–70% der Handladezeit. Nach Abb. 1 wird also im normalen Querschlag (a = 35%) die Vortriebsgeschwindigkeit um etwa 12–16% erhöht.

Kosten je m. Die mit dem Schrapplader zu erzielenden Lohnersparnisse ergeben sich aus Abb. 2 unter Verwendung des soeben ermittelten Wertes n (60–70%). Rechnungsmäßig beträgt die vom Querschnitt q der Strecke abhängige Ersparnis:

$$e_1 = 1,01 q - 4,30 \\ \text{bei einer Lohnhöhe von } 9 \text{ } \mathcal{M}/\text{Schicht}, \\ e_2 = 0,91 q - 3,86 \\ \text{bei einer Lohnhöhe von } 8,10 \text{ } \mathcal{M}/\text{Schicht}.$$

In Abb. 3 zeigen die gestrichelten Linien e₁ und e₂ für verschiedene Querschnitte die Lohnersparnisse, woraus die Kosten des Schrappladers zu decken sind. Als Kostenträger ist zunächst das geladene Festkubikmeter gewählt.

Bei einem Beschaffungspreis von 5000 \mathcal{M} , 8% Verzinsung, 2 Jahren Lebensdauer in einem Querschlag von 13 m² Querschnitt und 50 m Vortriebs-

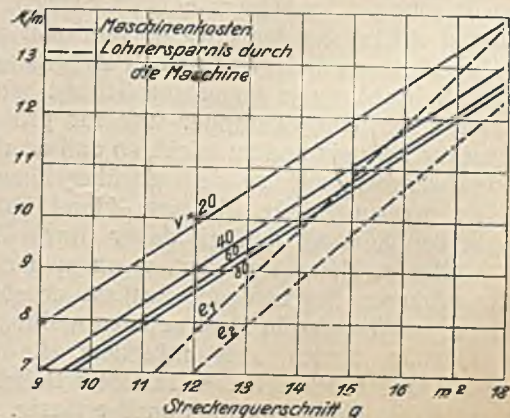


Abb. 3. Wirtschaftlichkeit des ersten Schrappladers.

geschwindigkeit im Monat erhält man eine Gesamtleistungsfähigkeit der Maschine von $2 \cdot 50 \cdot 11,5^1 \cdot 13 = 15000 \text{ fm}^3$ und nachstehende Abschreibungskosten bei verschiedener Ausnutzung:

Ladeleistung fm^3/Jahr	Lebensdauer Jahre	Abschreibungssatz %	Abschreibungskosten M/fm^3
15 000	1	100,00	0,33
7 500	2	48,09	0,32
5 000	3	30,80	0,31
3 750	4	22,20	0,30
3 000	5	17,05	0,28

Infolge der Zinsgewinne werden also die Abschreibungskosten mit sinkender Ausnutzung der Maschine geringer. Vom Standpunkt des Betriebes ist man aber geneigt, bei sinkender Ausnutzung die Abschreibungskosten je fm^3 ansteigen zu lassen, da die Maschine bei geringerer Leistung und somit längerer Lebensdauer der Gefahr des Veraltens, des Verrostens und der Beschädigung stärker ausgesetzt ist als bei kurzer Lebensdauer. Unter Würdigung dieser Tatsachen sollen die Abschreibungskosten gleichmäßig mit dem größten Betrage von $0,33 \text{ M}$ je fm^3 eingesetzt werden.

Die Zinslast beträgt 400 M im Jahr und ist auf die geladenen Festkubikmeter zu verteilen. An Preßluft verbraucht der Motor während des Schrappens $730 \text{ m}^3/\text{h}$. Für einen Wagen von $0,7 \text{ m}^3$ Inhalt ist eine Laufzeit von $3,1 \text{ min}$ erforderlich, so daß bei einem Preßluftpreis von $0,26 \text{ Pf./m}^3$ die Preßluftkosten mit $0,28 \text{ M}/\text{fm}^3$ einzusetzen sind. Die Unterhaltungskosten belaufen sich bei zweijähriger Lebensdauer auf etwa 500 M im Jahr oder $0,07 \text{ M}/\text{fm}^3$. Als Gesamtkosten ergeben sich demnach $0,68 \text{ M}/\text{fm}^3 + 400 \text{ M}$ im Jahre und je m Strecke die Kosten

$$k = 0,68 \cdot q + \frac{400}{11,5 \cdot v} \text{ M}/\text{m}$$

(q = Streckenquerschnitt im Gestein,
 v = monatlicher Vortrieb).

In Abb. 3 sind die Kosten des Schrappladers für verschiedene Vortriebsgeschwindigkeiten v eingezeichnet. Das Schaubild zeigt, daß die Vorrichtung im normalen Querschlag (13 m^2 Gesteinquerchnitt) unwirtschaftlich ist, weil die Lohnersparnisse e geringer als die Maschinenkosten sind; nur bei größeren Querschnitten tritt ein Ausgleich ein, dessen Ausmaß von der Vortriebsgeschwindigkeit abhängt. Der Schrapplader ist also zu teuer.

Betriebserfahrungen. Der Schrapplader war 8 Monate in einem 13-m^2 -Querschlag in Betrieb. Im leichten Sandschiefer wurden etwa $45 \text{ m}/\text{Monat}$ aufgeföhren bei 11 Mann Belegung und 21 Arbeitstagen im Monat. Die Leistung je Mann und Schicht betrug 20 cm . Der eigentliche Schrapper war für größere Gesteinbrocken zu klein und zu leicht, so daß er nicht in das Haufwerk eingriff, sondern darüber hinweghüpfte. Die großen Stücke, die von Hand hätten geladen werden können, mußten daher durch Zerschlagen weiter zerkleinert werden, wenn man nicht durch ein stärkeres Besetzen der Schüsse erheblich höhere Sprengstoffkosten in Kauf nehmen wollte. Bei mürbem Gestein erwies sich außerdem die Befestigung der Gegenrolle mit dem in einem Bohrloch der Ortsbrust versenkten Dorn als unzuverlässig. Auf

¹ Jährlich ist ein halber Monat für Instandsetzung vorgesehen.

diese beiden Mängel dürfte die geringe Leistungsfähigkeit des Schrappladers hauptsächlich zurückzuführen sein; in dieser Form war er jedenfalls für den Betrieb nicht tauglich.

Der zweite Schrapplader.

Im September 1931 wurde auf der Zeche Westerholt ein neuer, schwererer Schrapplader¹ eingesetzt, von dem man sich günstigere Ergebnisse versprach (Abb. 4 und 5). Die Vergrößerung mußte sich aus

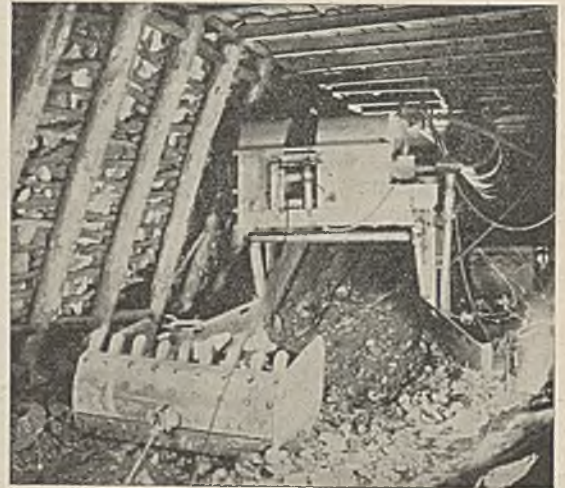


Abb. 4. Schwerer Schrapplader der Maschinenfabrik Hasenclever.

technischen Gründen besonders auf die Breite des Schrappers erstrecken, die man auf 1250 mm erhöhte; das Gewicht stieg damit auf 850 kg . Der Schrapper ist imstande, mit einem Zuge einen Förderwagen von

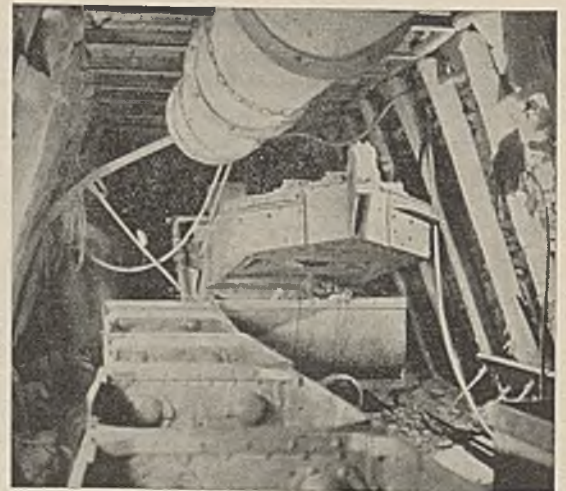


Abb. 5. Ladevorgang bei dem schweren Schrapplader.

$0,7 \text{ m}^3$ Inhalt zu füllen. Die Leistung des Haspels (Düsterloh, Geradzahnmotor) beträgt 30 PS , das Gesamtgewicht des Schrappladers 4800 kg ; die Abmessungen sind: größte Breite ohne Einlaufbleche 1600 mm , Gesamtlänge 5800 mm , größte Höhe 2150 mm .

Da die Streckenhöhe im allgemeinen die Anbringung eines besondern Fülltrichters nicht zuläßt,

¹ Gebaut von der Maschinenfabrik Hasenclever in Zusammenarbeit mit der Firma Bergschäfer in Essen. Auch von andern Firmen werden Schrapplader von ähnlicher Größe hergestellt.

kann man bei der großen Breite des Schrapplers den zu füllenden Wagen nicht mehr in die Streckenrichtung stellen, sondern muß ihn quer unter die Füllöffnung schieben (Abb. 5). Zu diesem Zweck wird unter die Füllöffnung der Schurre eine Drehscheibe gelegt, auf welche die beiden Gleisstränge der Strecke mit Hilfe von Kletterschienen einmünden. Die Leerwagen werden mit einem zum Schrapplader gehörigen kleinen Haspel vorgezogen. Zur Abförderung der vollen Wagen innerhalb der verkürzten Ladezeit genügt das beim Handladebetrieb verwendete Pferd nicht mehr. Man muß außerdem einen Haspel von 10 PS einsetzen, dessen Kosten den Schrappladerkosten zuzuschlagen sind.

Die Gegenrolle des Schrappladers wird in mürbem Gestein mit Hilfe einer neuen Keilbefestigung gehalten. Man führt die aus 2 keilförmigen Stäben bestehende Vorrichtung in ein Bohrloch ein und befestigt die Rolle an einer von dem hintern Keilstück ausgehenden Seilschlaufe. Als Schrapperseil dient ein feindrahtiges Seil von 13 mm Dmr.

Leistung der Maschine. Die Zeitdauer der Nebenarbeiten am Schrapplader beträgt etwa 80 min je Abschlag (3 Hauer). Das Schießen und Laden im Querschlag geht ebenso wie bei dem kleinen Schrapplader vor sich. Für die Bemessung der Nebenarbeiten ist dabei wiederum die Arbeitsweise maßgebend, bei der die Sohle gesondert geschossen und weggeladen werden muß. Die Vorrichtung wird auf etwa 5 m an die Ortsbrust herangerückt und bleibt dort — auch während des Schießens — stehen, bis die Strecke um etwa 8 m vorgerückt ist. Dann zieht man den Schrapplader wieder nach.

Die reine Schrapzeit beträgt im Durchschnitt 1,5 min je Wagen. Das Laden erfordert 1 Hauer an der Maschine und 2 Hauer beim Wagenwechsel. Die gesamte Schrapzeit je Wagen nimmt je nach dem Querschnitt der Strecke 2,4–3 min in Anspruch.

Vortriebsgeschwindigkeit. Der Schrapplader vermag gemäß den angegebenen Zeiten die Ladezeit auf n % der Handladezeit herabzudrücken, wobei

$$n = \frac{\text{Maschinenladezeit je Abschlag}}{\text{Handladezeit je Abschlag}} \cdot 100 \% \text{ ist;}$$

$$n = \frac{80 + 1,5 \cdot 2,86 \cdot 2 \cdot q}{57 \cdot 2 \cdot q} \cdot 100 \% = \frac{210}{q} + 22,6$$

(Abschlagtiefe 2 m); $q = 10 \text{ m}^2$, $n = 44 \%$; $q = 15 \text{ m}^2$, $n = 37 \%$. Je nach dem Streckenquerschnitt benötigt der Schrapplader zum Laden 35–45 % der Handladezeit. Nach Abb. 1 wird also im normalen Querschlag (a = 35 %) die Vortriebsgeschwindigkeit um 24–29 % erhöht.

Kosten je m. Die erzielten Lohnersparnisse ergeben sich zu $e_1 = 1,47 q - 3,99$ bei einer Lohnhöhe von 9 M je Schicht, $e_2 = 1,32 q - 3,59$ bei einer Lohnhöhe von 8,10 M je Schicht. In Abb. 6 veranschaulichen die gestrichelten Linien e_1 und e_2 für verschiedene Streckenquerschnitte q die Lohnersparnisse, aus denen wiederum die Kosten der Ladevorrichtung zu bezahlen sind.

Der Beschaffungspreis einschließlich der beiden Vorziehaspel beträgt 9300 M , der Zinssatz 8 %. Für die Schätzung der Lebensdauer sei angenommen, daß der Schrapplader 3 Jahre lang in einem 13-m²-Querschlag einen Vortrieb von 65 m im Monat aushält. Die

Gesamtleistungsfähigkeit der Maschine ist dann 30000 fm³. Als Abschreibung sei wieder der höchste Satz von 0,31 M/fm^3 gewählt.

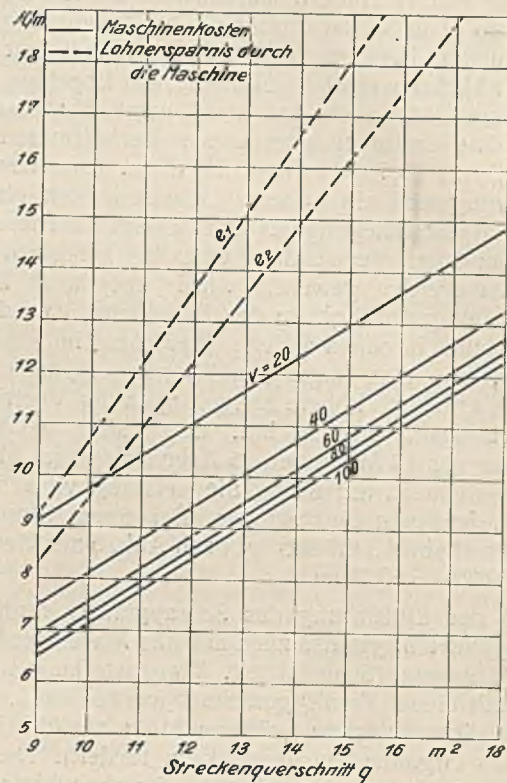


Abb. 6. Wirtschaftlichkeit des zweiten Schrappladers.

Die Zinslast von 750 M/Jahr ist auf die geladenen Festkubikmeter zu verteilen. Der Luftverbrauch während des Schrappens beträgt 1200 m³/h, und für einen Wagen von 0,7 m³ Inhalt ist eine Laufzeit von 1,5 min erforderlich, so daß sich bei einem Preßluftpreis von 0,26 Pf./m³ Preßluftkosten von 0,22 M/fm^3 ergeben. Die Unterhaltungskosten seien bei dreijähriger Lebensdauer unter Zugrundelegung der bisherigen Erfahrungen mit 1200 M/Jahr oder 0,12 M je fm³ angenommen. Die Gesamtkosten betragen somit 0,65 $\text{M}/\text{fm}^3 + 750 \text{ M}$ im Jahre, und die Kosten je m

$$\text{Strecke } k = 0,65 q + \frac{750}{11,5 \cdot v} \text{ M.}$$

In Abb. 6 sind die Kosten des Schrappladers für verschiedene Vortriebsgeschwindigkeiten v eingetragen. Die Aufwendungen liegen fast durchweg niedriger als die gestrichelt eingezeichneten Lohnersparnisse. Der Unterschied zwischen Lohnersparnis und Kosten ergibt den Gewinn, der z. B. im 13-m²-Querschlag bei 60 m Vortriebsgeschwindigkeit im Monat 5,60 M/m beträgt. Die Maschine arbeitet also beim üblichen Streckenquerschnitt wirtschaftlich. In Abb. 6 ist im allgemeinen die Linie e_1 (Gesteinhauerlohn 9 $\text{M}/\text{Schicht}$) zu wählen, da den Maschinenkosten ebenfalls die bisherigen höhern Preise der Eisenindustrie zugrunde liegen.

Betriebserfahrungen. Der Schrapplader war zunächst 2 Monate lang in einem 12-m²-Querschlag mit schwerem Sandstein in Betrieb. Die Belegung betrug 9 Hauer. Die Leistung stand in den Monaten vorher auf durchschnittlich 13,4 cm und stieg durch den Einsatz der Maschine um 20 % auf 16,2 cm je Mann und Schicht. Die Vortriebsgeschwindigkeit nahm also bei 20 Arbeitstagen im Monat von 24 auf

29 m zu. Dabei war der Sandstein gerade in den letzten Monaten besonders fest (geringer Anteil der Ladearbeit). Bei 25 Arbeitstagen und einer Belegung von 12 Hauern würden sich die Zahlen auf 40 und 48 m je Monat erhöhen. Die Ausnutzung des Schrappladers bei einer Vortriebsgeschwindigkeit von 29 m im Monat war also ungünstig, ein Ergebnis, das bei diesem schweren Sandstein nicht überraschte. Aus Abb. 6 ergibt sich bei diesen Verhältnissen ein Gewinn von $13,70 - 10,00 = 3,70$ \mathcal{M}/m . Eine bessere Ausnutzung und ein höherer Gewinn wären einmal durch stärkere Belegung des Querschlages, ferner aber vor allem durch Verwendung eines brisanten Sprengstoffs zu erzielen gewesen, wofür aber noch keine Genehmigung vorliegt. In der Zwischenzeit wird der Schrapplader in einem andern Querschlag im Schiefer erprobt, wo man naturgemäß, wie eingangs begründet, erheblich höhere Steigerungen der Vortriebsgeschwindigkeit erreicht hat. Diese stieg bei einer Belegung von 13 Mann und 25 Arbeitstagen im Monat um 29% von 52 auf 67 m, die Leistung von 16 auf 20,6 cm je Mann und Schicht. Bei einem Streckenquerschnitt von $13 m^2$ beträgt nach Abb. 6 der Gewinn $15,10 - 9,50 = 5,60$ \mathcal{M}/m .

Bei der Einführung des Schrappladers muß der Streckenbetrieb grundsätzlich auf das Maschinenladen umgestellt sein (Schießarbeit, Wagenstellung usw.), bevor mit einem Erfolg gerechnet werden kann. Von den Ortsältesten ist in größerem Maße als üblich ein gewisses Organisationsgeschick zu fordern. Die mit dem Schrapplader aufgefahrenen Strecken bieten im allgemeinen kein so regelmäßiges, sauberes Bild wie die Strecken bei Handladebetrieb. Der Ausbau wird durch das Anfassen des Kratzers ab und zu etwas verschoben; in nassen Betrieben entsteht beim Schrappen viel Schlamm, der die Strecke verschmutzt. Die Maschine eignet sich nicht in sehr mildem, brüchigem Gestein, wie es bei Gebirgsstörungen auftritt, weil sich die Gegenrolle nicht einwandfrei befestigen läßt.

Der Schrapplader steht in der beschriebenen Ausführung auf 3 weitem Schachtanlagen des Ruhrbezirks in Betrieb; im allgemeinen wird von guten Leistungen — im Schiefer bis zu 30 cm je Mann und Schicht — berichtet.

Die Erfahrungen mit dem Schrapplader als Maschine sind zufriedenstellend. Der Kratzer greift gut in das Haufwerk ein und bewegt Gesteinbrocken, wie sie von Hand kaum geladen werden können, so daß sich ein übermäßiges Besetzen der Schüsse zur weitem Zerkleinerung des Haufwerkes erübrigt. Einige Verbesserungen der Maschine würden noch eine Leistungssteigerung ermöglichen. So ist die Bedienung mit zwei Kupplungshebeln und einem

Handventil nicht bequem; ein Fußventil würde zur Verkürzung der reinen Ladezeit beitragen.

Der Seilverschleiß ist hoch. Beim Schrappen schleift das Seil auf der Schurre und wird dadurch stark beansprucht. Man könnte die Schurre leicht so ausbilden, daß ein Schleifen des Seiles nicht mehr stattfindet, und dadurch den Verschleiß erheblich vermindern. Die Drehscheibe setzt sich leicht fest und muß öfter gereinigt werden. Durch eine bessere Ausführung ließe sich auch diese Empfindlichkeit der Drehscheibe beheben. Dagegen hat sich die Befestigung der Gegenrolle mit dem Keilstück als zuverlässig erwiesen, so daß auch im Schiefer kein Ausreißen mehr vorgekommen ist. Nachteilig ist die breite Bauart des Schrappladers, dessen Beförderung untertage eine Zerlegung in mehrere Hauptteile erfordert. Abschließend kann gesagt werden, daß der Schrapplader in seiner jetzigen Ausbildung zu einer im Streckenvortrieb brauchbaren Ladevorrichtung geworden ist.

Zusammenfassung.

Es wird grundsätzlich untersucht, wieweit durch Lademaschinen eine Steigerung der Vortriebsgeschwindigkeit möglich ist und wo die Grenze für die Wirtschaftlichkeit der Lademaschine liegt. Im Anschluß daran werden Erfahrungen mit kleinen Schrappladern im amerikanischen Tunnelbau und im Ruhrbergbau mitgeteilt. Ein neuer größerer Schrapplader hat seine Brauchbarkeit für den Ruhrbergbau erwiesen.

An den vorstehenden Vortrag knüpfte sich folgende Aussprache.

Bergassessor H. Reimann, Hamborn: Von der Schachanlage Beeckerwerth der Vereinigte Stahlwerke A. G. liegen Erfahrungen mit einem Wolff-Schraper vor, die besonders bemerkenswert sein dürften, weil in derselben Gesteinstrecke bei gleicher Belegung, gleichen Gebirgsverhältnissen und gleicher Ausbauzeitstudien über die Auffahrung mit einem Schraper den von Hand erzielten Ergebnissen gegenübergestellt werden konnten. Die aus der Betriebspunktkartei ausgezogenen wichtigsten Kennziffern dieses Betriebes gehen aus der nachstehenden Übersicht hervor. Zu der noch verhältnismäßig niedrigen Leistung in den Monaten Juni und Juli sei bemerkt, daß es sich hier um die Einführungsmonate des Schrappers handelte. Nach den Zeitaufnahmen betragen die Leistungen bei der Auffahrung von Hand 17,5 cm je Mann und Schicht bei einer beobachteten Auffahrungslänge von 10,5 m, mit dem Schraper 22,2 cm je Mann und Schicht bei einer beobachteten Auffahrungslänge von 17,75 m. Somit ergibt sich durch den Einsatz des Schrappers eine Leistungssteigerung für die Gesamtaufahrung von rd. 27%. Hierbei muß betont werden, daß die Auffahrungsleistung von Hand von 17,5 cm je Mann und Schicht auf eine ausgezeichnete Betriebsorganisation zurückzuführen und bisher in keinem Gesteinbetrieb der Schachanlage erreicht worden ist.

Richtstrecke 4. Sohle		Ausmaße der Strecke		Gedinge		Leistungslohnkosten		Sprengstoffkosten		Bemerkungen
Monat	Aufgefahren je Arbeitstag m	im Monat m	Leistung je Mann und Schicht cm	m ³	\mathcal{M}/m	\mathcal{M}/m	\mathcal{M}/m	\mathcal{M}/m		
Gesteinart: Zäher Sandschiefer der obern Fettkohlengruppe				im Ausbruch: 4,80 m Sohlenbreite, 3,10 m Höhe, 13,10 m ² Querschnitt						
Belegung: 16 Mann in 4 Dritteln				im Ausbau: 4,50 m Sohlenbreite, 2,80 m Höhe, 10 m ² Querschnitt						
Tariflohn: 9,21 \mathcal{M}				Ausbauregel: 3teiliger Eisenausbau in Hufeisenform mit eisernem Verzug; Abstand der Baue 1 m						
Juni	2,8	50,5	16,24	2,13	90	72,04	18,02		7 Tage von Hand 2 Tage von Hand	
Juli	2,9	71,5	18,10	2,37	85	66,41	20,45			
August	3,5	83,5	21,58	2,83	85	64,27	20,67			
September	3,3	72,2	20,37	2,67	85	62,98	21,90			

Zur Auswertung der Zeitstudien habe ich die auf 1 m Auffahrung entfallenden Arbeitsminuten und deren Anteil an der Gesamtaufahrungszeit nach den einzelnen Arbeitsvorgängen getrennt errechnet. Die einzelnen Arbeitsvorgänge sind der Übersichtlichkeit halber in fünf Hauptgruppen unterteilt worden, nämlich 1. Ausbau, einschließlich Beförderung der Ausbaumittel und Verziehen, 2. Nebenarbeiten, wozu Beförderung und Einbau der Schienen, Lutten, Rohre usw. gehören, 3. Bohren, 4. Schießen, einschließlich Abtreibarbeit, 5. Laden.

Über das Ergebnis der Berechnung unterrichtet die nachstehende Zusammenstellung.

Arbeitsvorgang	Arbeitsminuten je m		Anteil der Gesamtzeit in %	
	von Hand	Schrapper	von Hand	Schrapper
Ausbau	370	365	17,9	22,5
Nebenarbeiten .	117	72	5,6	4,5
Bohren	573	454	27,8	28,0
Schießen	337	325	16,5	20,0
Laden	610	372	29,7	22,9
Pause	50	35	2,5	2,1
insges.	2057	1623	100,0	100,0

Danach nehmen das Laden und das Bohren den größten Teil der Gesamtarbeitszeit in Anspruch. Das Laden bei dem Schrapperbetrieb mit 22,9% von der gesamten Arbeitszeit umfaßt das eigentliche Schrappen mit 17,2%, das Pflocklochbohren und Befestigen der Umlenkrolle mit 2% sowie das Vor- und Zurückfahren des Schrappers mit 3,7%. Das Vor- und Zurückfahren stellte sich als unbedingt notwendig heraus, weil der Schrapper, der zunächst vor Ort blieb und abgedeckt wurde, beim Schießen so stark beschädigt wurde, daß seine Instandsetzung einen Kostenaufwand von rd. 550 *ℳ* erforderte. Für das Laden mit dem Schrapper einschließlich der dabei notwendigen Nebenarbeiten sind 372 Arbeitsminuten je m Auffahrung gegenüber 610 Arbeitsminuten je m beim Handbetrieb auf-

gewendet worden. Mithin ergibt sich für den Ladebetrieb eine Zeitersparnis von rd. 40%.

Hinsichtlich der Bohrzeit ist noch ein Zeitgewinn möglich, da mit gewöhnlichen Bohrhämmern gearbeitet wurde; es sei hier auf die Versuche mit drehendem Bohren und Sonderbohrstählen hingewiesen. Dagegen wird sich die Arbeitszeit für das Schießen mit Rücksicht auf die Sicherheit nicht verringern lassen. Das Besetzen erfolgte nach dem Herdemerten-Verfahren sehr schnell und einwandfrei.

Der Unterschied in dem Zeitaufwand für die Nebenarbeiten beim Handbetrieb gegenüber dem Schrapperbetrieb erklärt sich daraus, daß beim Handbetrieb die Schienen bis unmittelbar vor Ort, und zwar im letzten Ende behelfsmäßig nachgeführt werden müssen, während sie beim Schrapperbetrieb 10 m zurückbleiben können und dann endgültig verlegt werden.

Aus dem Betrieb mit dem Wolff-Schrapper sind noch folgende Erfahrungen erwähnenswert. Die Ladezeit für 1 Wagen dauerte 1,5–2 min. Der Schrapper war anfänglich in seinem Untergestell zu schwach gebaut, so daß er nach kurzer Betriebszeit verstärkt werden mußte. Eine weitere Verbesserung wurde durch Einbau einer mit Preßluft angetriebenen Abdruckvorrichtung für die gefüllten Wagen erzielt. Das Umsetzen der leeren Wagen geschah mit einer Hauhinco-Schiebebühne und die Zufuhr mit Schlepperhaspeln. Der Luftverbrauch des 35 PS starken Schrapperhaspels wurde mit 12 m³/min, der tägliche Ölverbrauch mit etwa 2 l festgestellt. Ein Verschleiß trat in der halbjährigen Betriebszeit fast ausschließlich am Schrapperhaspel auf. An Instandhaltungskosten wurden für den Haspel rd. 400 *ℳ* aufgewandt.

In einer zweiten Richtstrecke erzielte man, wie die nachstehende Übersicht zeigt, mit dem Wolff-Schrapper in grobklotzigem Sandstein eine Auffahrung von 70 m in 25 Arbeitstagen und eine Leistung von 14,17 cm je Mann und Schicht bei einer Belegung von 20 Mann.

Richtstrecke 6. Sohle		Ausmaße der Strecke		im Ausbruch: 5,10 m Sohlenbreite, 3,10 m Höhe, 13,60 m ² Querschnitt				
Gesteinart: Grobklotziger Sandstein				im Ausbau: 4,80 m Sohlenbreite, 2,80 m Höhe, 10,40 m ² Querschnitt				
Belegung: 20 Mann in 4 Arbeitsdritteln		Ausbauregel: 3 teiliger Eisenausbau in Hufeisenform mit Eisenverzug, Abstand der Baue 1,90 m						
Tariflohn: 8,57 <i>ℳ</i>								
Monat	Aufgefahren		Leistung je Mann und Schicht		Gedinge	Leistungslohnkosten	Sprengstoffkosten	Bemerkungen
	je Arbeitstag	im Monat	cm	m ³				
Oktober . . .	2,80	70	14,17	1,93	103,51	88,70	27,19	6 Tage von Hand

Somit hat sich der Schrapper auch im Sandstein bewährt. Eine vergleichende Zeitstudie konnte hier wegen der Dringlichkeit des Betriebes nicht durchgeführt werden. Man stellte nur fest, daß das Laden etwa 30–40% mehr Zeit erforderte als im Sandschiefer, was darauf zurückzuführen war, daß sich das Schrappgefäß in den grobklotzigen Sandstein sehr viel schwerer eingrub. Im Gegensatz zu den Erfahrungen der Zeche Westerholt stehe ich auf dem Standpunkt, daß die Arbeitskraft der Leute zugunsten der übrigen Arbeitsrichtungen beim Schrapperbetrieb auf die Dauer sehr geschont wird. Die Wirtschaftlichkeit des Schrapper- gegenüber dem Handbetrieb ist aus der folgenden Wirtschaftlichkeitsberechnung ersichtlich, in der die Zinsersparnisse durch schnelleres Auffahren, die unter Umständen sehr groß sein können, nicht berücksichtigt sind.

1. Leistungslohnkosten:	<i>ℳ</i> /m
bei der Auffahrung von Hand	70,50
bei Schrapperbetrieb und um 27% höherer Leistung	51,50
Ersparnis	19,00

2. Die Sprengstoffkosten sind bei beiden Betriebsarten im wesentlichen gleich.

3. Mehrbelastungen beim Schrapper:

a) Kapitaleinstellung bei einem Anschaffungswert von 8000 <i>ℳ</i> , 33% Abschreibung und 10% Verzinsung	<i>ℳ</i> /Tag	11,47
b) Instandhaltung, Löhne, Schmiermittel		3,27
c) Luftverbrauch		3,73
insges.		18,47

oder bei 3,2 m täglicher Auffahrung 5,77

4. Weitere Ersparnisse durch Verkürzung der Auffahrungszeit um 27%:

a) Maschinenmiete für Sonderbewetterung		1,98
b) Förder- und Bedienungskosten		7,39
insges.		9,37

oder 2,93

Beim Schrapperbetrieb ergibt sich also eine Gesamtersparnis von 19,00 – 5,77 + 2,93 = rd. 16,00 *ℳ* je m Auffahrung.

Die Erfahrungen auf der Schachtanlage Beeckerwerth haben demnach gezeigt, daß der Schrapperbetrieb dem Handbetrieb hinsichtlich der Auffahrungsleistung und der Wirtschaftlichkeit weit überlegen ist. Bei normalen Ver-

hältnissen, einem Querschnitt von 13,0–13,5 m² im Ausbruch, 25 Arbeitstagen im Monat und einer Belegung von etwa 16 Mann wird man im Sandschiefer mit einer Auf- fahrung von 70–80 m und einer Leistung von 18–21 cm je Mann und Schicht, im Sandstein mit einer Auf- fahrung von 60–65 m und einer Leistung von 12–14 cm rechnen können. Wichtig für den Erfolg ist vor allen Dingen eine sehr gut durchgeführte Betriebsorganisation.

Bergwerksdirektor Dr.-Ing. Roelen, Hamborn: Die bisherigen Ausführungen haben sich auf die Anwendung des Schrappers im Streckenvortrieb beschränkt. Der Vorteil des Schrappers könnte hier größer sein, wenn es angängig wäre, die Schrapperarbeit etwa mit der Bohr- und mit der Ausbaurarbeit zu überdecken, was aber ohne Gefährdung der Mannschaft vor Ort nicht möglich ist. Auch im Kali- bergbau, wo der Schrapper in den Kammerbetrieben das Feld erobert hat und weit größere Räume zur Verfügung stehen als im Kohlenflözbergbau, hat man diese Über- deckung von Bohr- und Schutterarbeit nicht zu erreichen vermocht.

Eine andere zweckmäßige und wirtschaftliche An- wendungsmöglichkeit des Schrappers bietet sich in Ab- hauen, namentlich in dünnern Flözen, wo der Einsatz des Schrappers den Aufschluß ohne Nachreißen des Neben- gesteins lediglich in der Kohle herzustellen gestattet. Ein solches Verfahren ist von Dr. Trümpelmann auf der wegen ihrer schwierigen Lagerungsverhältnisse bekann- ten Grube Maria-Hauptschacht des Eschweiler Bergwerks- Vereins entwickelt worden. Die genannte Grube fördert aus mehreren vergleichsweise kleinen Mulden und Satteln. Verlauf und Senkung der Mulden- bzw. Sattellinien sind durchaus unregelmäßig; außerdem reichen die Mulden nur stellenweise bis zur Sohle und müssen durch Stapel oder tonnlägige Querschläge gelöst werden. Neuerdings unter- sucht man daher grundsätzlich sämtliche Mulden mit Hilfe von Schrapperabhauen auf ihre Bauwürdigkeit. Die Ab- hauen und vereinzelt auch Aufhauen werden mit drei Stempeln als Ausbau 3 m breit aufgefahren; im mittlern

Feld fährt der Schrapper, durch Bohlen geführt, mit 1 bis 1,5 m Geschwindigkeit je s. Er hat sich hier als ein leistungs- fähiges Hilfsmittel zur schnellen Herstellung von Abhauen erwiesen, wobei die anfallende Kohle die Kosten der an und für sich notwendigen Untersuchungsarbeiten bereits deckt.

Aus der Erinnerung möchte ich einige Zahlen nennen. In einem nur 60 cm mächtigen Flöz wurde bei rd. 25° Ein- fallen ein Abhauen von 345 m Länge ohne Nachreißen des Nebengesteins mit einem täglichen Fortschritt von 10 m hergestellt, während man in einem 1,20 m mächtigen Flöz bei einem Aufhauen von 100 m Länge einen täglichen Fort- schritt von 20 m erzielte. In einem andern Falle ist in einer Mulde mit Hilfe des Schrappers in einem Flügel abgehauen und auf dem Gegenflügel wieder aufgehauen worden. Der Schrapper hat in solchen Fällen weniger die Aufgabe des Ladens als die des Förderns zu erfüllen. Die während des Schrappertreibens vor Ort gewonnene Kohle wird über- wiegend mit der Schaufel in den Schrapper geworfen. Der Vorteil des Verfahrens liegt darin, daß man kein Neben- gesteins nachzureißen braucht, alles Material mit dem Schrapper heranschaffen kann und selbst bei den verhältnis- mäßig großen Längen die Fahrung dadurch erleichtert wird, daß sich die Kameradschaft auf ein an den Schrapper angehängtes Brett legt. Zu den geschilderten Arbeiten wird von der Grube je nach den Flöz- und sonstigen Ver- hältnissen ein besonderes Schrappergefäß hergestellt. Der Schrapperhaspel besteht aus zwei entsprechend zusammen- gebauten Trommeln mit einem 10-PS-Geradzahnmotor bei Abhauen bis zu 150 m Länge und mit einem 20-PS-Motor bei längern Abhauen.

Die in Amerika übliche Anwendung des Schrappers im Abhauen ist, abgesehen von Sonderfällen, für die Verhält- nisse im Ruhrbezirk überholt, weil hier durchweg Förder- mengen zu bewältigen sind, für die der Schrapper nicht mehr genügt. Aussichtsreicher ist die Anwendung des Schrappers zum Einbringen des Bergeversatzes, wofür er sich unter anderm auf den Zechen Consolidation und Minister Achenbach bewährt hat.

Die Wasserstoffionenkonzentration (p_h -Zahl) der Grubenwasser.

Von Dr. H. Winter und Dr. H. Mönnig, Bochum.

Die Erscheinung, daß Grubenwasser eiserne Gegen- stände angreifen oder infolge von Mineralabscheidungen die Lutten verstopfen, hat schon frühzeitig zu ihrer chemischen Untersuchung Anlaß gegeben. Dabei stellte man im allgemeinen fest¹, daß alle in Kohlengruben auftretenden Wasser Kochsalz enthalten, und zwar oft größere Mengen als das Meerwasser. Auch die An- wesenheit anderer Chloride, wie KCl, MgCl₂, CaCl₂ und BaCl₂, und von Sulfaten, wie Na₂SO₄, CaSO₄, Al₂(SO₄)₃ und FeSO₄, wurde darin nachgewiesen. Be- sonders unliebsam machte sich das häufiger vor- kommende Eisensulfat wegen seiner durch Sauerstoff- aufnahme erfolgenden Ausscheidungen von Eisenoxyd bemerkbar².

Wenn man nun auch weiterhin gelegentlich einer- seits freie Schwefelsäure und Salzsäure (Baker³) und andererseits Salze, wie doppelkohlen-saures Natrium und andere, beobachtete, so zog man doch nicht den vollen Nutzen aus diesen Erfahrungen, weil der damalige Stand der Wissenschaft im Hinblick auf die Theorie der elektrolytischen Dissoziation der Lösungen noch nicht weit vorgeschritten war. Aus jüngerer Zeit liegen aber über die Untersuchung von Grubenwassern nur

spärliche Schrifttumsangaben vor, so daß eine Prüfung vom Standpunkte neuzeitlichen Wissens als geboten erscheint.

Man weiß heute, daß man bei Gegenwart irgend- welcher Säuren im Wasser die auf dem bekannten Wege der Titration ermittelte Gesamtsäuremenge von dem Anteil unterscheiden muß, der als freies H⁺-Ion verfügbar ist und die angreifende Wirkung des Wassers erklärt. Durch die nunmehr sehr einfache Bestimmung der Wasserstoffionenkonzentration ist man daher in der Lage, sich ein Urteil über den elektrolytischen Zerfall eines Grubenwassers in H⁺- und OH⁻-Ionen zu bilden¹.

Ursprung und Beschaffenheit der Grubenwasser.

Der Bereich für die Orte der Probenahme ist möglichst weit gezogen worden, so daß alle Teile des Ruhrbezirks Berücksichtigung gefunden haben. Der Ursprung und somit der chemische Aufbau der Grubenwasser läßt sich natürlich nicht allein aus der Kenntnis der Flöze sowie ihres Hangenden und Lie- genden ableiten, sondern für die Zusammensetzung sind eine Reihe von Umständen maßgebend, von denen

¹ Muspratt: Technische Chemie, 1917, Bd. 11, S. 867.

² Kobmann, B. H. Zg. 1883, S. 120; 1884, S. 137.

³ Engg. Min. J. 1875, S. 387.

¹ E. Müller: Die elektronetrische Maßanalyse, 1921; Kolthoff: Konduktometrische Titrations, 1923; Michaelis: Die Wasserstoffionen- konzentration, 1922.

Trümpelmann¹ die Menge und Beschaffenheit der Tageswasser, der Grundwasser des Deck- und Steinkohlengebirges sowie der Betriebswasser hervorhebt.

Schon Thales von Milet hat erkannt, daß die Beschaffenheit eines Wassers von dem Erdboden, in dem es auftritt, abhängt. Heute weiß man, daß dafür neben der petrographischen Beschaffenheit (Korngröße, Zerklüftung) und chemischen Zusammensetzung auch das geologische Alter des mit dem Wasser in Berührung stehenden Gebirges Bedeutung hat. Je feinkörniger und jünger das wasserführende Gebirge ist, desto größer ist ihm gegenüber die mechanische und chemische Wirkung des Wassers, das in stetem Kreislauf als kohlenensäure- und sauerstoffhaltiger Regen den Boden durchtränkt und durchsickert.

Die geologischen Verhältnisse des Ruhrgebietes können hier als bekannt vorausgesetzt werden². Sieht man vom Zechstein und Buntsandstein im Westen und Nordwesten des Bezirks sowie von den zwischen Buntsandstein und oberer Kreide hier und da aufgeschlossenen Schichten des Muschelkalkes, Keupers und Juras sowie der untern Kreide ab, so kommt hauptsächlich nur die obere Kreide als die dem Karbon unmittelbar aufliegende Bedeckung in Betracht. Ob es sich dabei um Cenoman, Turon oder Senon handelt, ist in qualitativer Hinsicht für die Zusammensetzung der Grubenwasser im allgemeinen nur wenig, quantitativ dagegen außerordentlich wichtig, weil man auf diese Weise vielleicht eine einfache Erklärung dafür findet, weshalb z. B. immer Kochsalz in den Wassern enthalten ist und sein Betrag zumal im Westen und Nordwesten des Bezirks eine bemerkenswerte Höhe erreicht. Hier darf wohl mit gutem Grund ein ursächlicher Zusammenhang mit dem benachbarten Zechstein angenommen werden, wie barythaltige Wasser, rein qualitativ betrachtet, möglicherweise schon ihren Ursprung aus dem Buntsandstein verraten.

Im allgemeinen sind aber für die Beschaffenheit der Grubenwasser nicht nur die Menge und Geschwindigkeit des im Deck- und Steinkohlengebirge in Gesteintugen und Störungsklüften umlaufenden Wassers, sondern auch dessen Gehalt an Kohlenensäure und Sauerstoff sowie andererseits die Dichtigkeit und chemische Zusammensetzung der Gebirgsschichten von wesentlicher Bedeutung. Diese Fragen können freilich nur dann restlos beantwortet werden, wenn man weiß, aus welchen Horizonten des Deckgebirges und des eigentlichen Steinkohlengebirges das zu untersuchende Wasser zusammengeflossen ist.

Allgemeine Untersuchungsergebnisse.

In der Zahlentafel 1 sind die Ergebnisse der chemischen Untersuchung zusammengestellt; sie gibt auch Auskunft über die Entnahmestelle der nach der Höhe der spezifischen Gewichte geordneten Grubenwasser sowie zur bessern Vergleichsmöglichkeit über die Zusammensetzung von Ruhr- und Lippewasser. Man erkennt ohne weiteres, daß die spezifischen Gewichte den bei 105° ermittelten Trockenrückständen nahezu verhältnismäßig sind. Daher läßt sich nach dem spezifischen Gewicht eines Grubenwassers mit einer für den Betrieb hinreichenden Genauigkeit der Trockenrückstand schätzen; es gibt ferner bei der Bestimmung des Chlor- und Kochsalzgehaltes die

Wassermenge, mit der man die Titration ausführen muß, an und ermöglicht insofern eine bequeme laufende Nachprüfung des Grubenwassers, als es eine vielleicht durch neue Zuflüsse eingetretene Änderung anzeigt.

Von den verschiedenen Wasserproben war die größere Hälfte bei der Durchsicht klar, womit die geringen Mengen organischer und mineralischer Schwebestoffe in Einklang standen. Die mehr oder minder trüben Wasser enthielten an Schwebestoffen bis zu 0,5 g/l. Bei einzelnen Proben erwiesen sich die mineralischen Schwebestoffe im wesentlichen als basische Karbonate und Hydrate von Eisen, Kalk und Magnesia oder als Eisenoxyhydrat, deren Bildung aus doppeltkohlen-sauern Salzen durch Verlust von Kohlendioxyd oder aus Eisensulfatlösungen durch den Sauerstoff der Grubenluft zu erklären ist. Im ersten Falle darf man als sicher annehmen, daß die Wasser vor ihrem Eintritt in die Grubenbaue in den Klüften und Fugen des Deckgebirges unter hohem Druck gestanden haben, der für die Lösung des doppeltkohlen-sauern Eisens, wie auch des Kalkes und der Magnesia, mit Hilfe der Kohlen-säure maßgebend gewesen ist. Beim Übergang in die Grubenstrecken kam dieser Druck natürlich zur Entlastung, so daß die freie Kohlen-säure und die Säure der Bikarbonate mehr oder weniger ausgetrieben wurden. Ferner erfuhren die Wasser mit einem gewissen Gehalt an Ferrosulfat bei ihrem Eintritt in die lufthaltigen Strecken der Grube eine Oxydationswirkung, die vorher ausgeschlossen war, weil der ursprüngliche Gehalt der Tageswasser an Sauerstoff beim Durchsickern des Gebirges der Oxydation gedient hatte. Der in den Grubenwassern verbliebene Rest von Eisenoxyd und Tonerde war im allgemeinen gering und nur in den Wassern Nr. 4, 18, 27, 30 und 31 merklich höher.

Der Kalkgehalt der Wasser erreichte mit 9,366 g/l (Nr. 26) einen bemerkenswerten Betrag, der auch den ungewöhnlich hohen Wert der Gesamthärte erklärt. Ferner bestätigten die neuen Wasseruntersuchungen die schon früher gemachte Erfahrung, daß die Grubenwasser bei Abwesenheit von Schwefelsäure auch Barium- und Strontiumsalze und bei geringem Gehalt an Schwefelsäure hier und da Strontiumsalze enthalten. Gemäß ihrer Zugehörigkeit zur Gruppe der Erdalkalimetalle sind diese Verbindungen natürlich an der »Kalkhärte« beteiligt. Mit Ausnahme der Probe 8 war der Magnesiumgehalt der untersuchten Wasser stets kleiner als der Kalkgehalt.

Mit 101,06 g/l erreichte auch der Chlorgehalt der Probe 31 einen außerordentlich hohen Wert, der bei der Umrechnung auf Kochsalz 166,6 g/l NaCl ergibt. Da ein Teil des Chlors an Kalk und Magnesia gebunden ist, muß man in Wirklichkeit mit einem geringern Gehalt an Chlornatrium rechnen.

Sehr verschieden war der bei der Mehrzahl der Wasser ermittelte Gehalt an Kohlen-säure. Da Kohlen-säure, wie schon erwähnt, infolge des geringern Druckes beim Übertritt der Wasser in die Grubenstrecken entwichen war, wiesen nur diejenigen Grubenwasser einen hohen CO₂-Gehalt auf, die noch während der Untersuchung Eisenbikarbonat enthielten. Damit stand auch in Einklang, daß z. B. die trüben Wasser Nr. 19, 28 und 31 die höchsten Gehalte an Kohlen-säure zeigten, wie auch die Eisenoxyhydratausscheidungen die Anwesenheit von Eisenbikarbonat bestätigten, durch dessen Umwandlung in basische Karbonate und Eisenoxyhydrat Kohlen-säure frei wird.

Der im Wasser gelöste Sauerstoff wurde bei mehreren Proben mit niedrigem, mittlerem und höchstem

¹ Trümpelmann: Die Wasserführung des weißen Mergels im Ruhrbezirk, Glückauf 1923, S. 1121.

² Heise und Herbst: Lehrbuch der Bergbaukunde, 1930, Bd. 1, S. 68.

Zahlentafel 1. Ergebnisse der Untersuchung

Nr. der Probe	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Ort der Probenahme	Ruhrwasser Aug. 1931	Lippewasser ¹ Okt. 1926	Westfalen	Gneisenan 2. Sohle	Engelsburg 554-m-Sohle	Constantin 1/2a	Königin Elisabeth Schacht Wilhelm 3. Sohle	Dahlbusch 402-m-Sohle	Rheinhe-Alma 610-m-Sohle	Shamrock 3/4 3. Sohle	Recklinghausen I 565-m-Sohle	Constantin 10 2. Sohle	Engelsburg 7. Sohle
Abdampfrückstand . . . (105° C)	0,1796	0,482	0,664	1,550	4,368	10,050	11,80	13,90	14,59	15,40	16,70	16,70	16,87
Spezifisches Gewicht . . (20° C)	1,0003	—	—	1,0015	1,0042	1,0072	1,0078	1,0101	1,0104	1,0105	1,0117	1,0110	1,0123
p _H -Wert	6,76	7,00	—	7,70	6,74	7,39	7,37	7,57	7,72	7,17	7,67	7,83	7,34
Schwebestoffe {	organische . g/l	0,0027	0,0010	—	0,007	0,014	0,012	0,029	0,006	0,012	0,065	0,0003	0,004
	mineralische g/l	0,0026	0,0192	—	0,011	0,024	0,017	0,040	0,007	0,019	0,082	0,003	0,003
Tonerde + Eisenoxyd . . . g/l	0,003	0,0036	0,0052	0,022	—	0,010	0,003	—	0,003	0,006	—	—	0,005
Kalk g/l	0,039	0,1136	0,1844	0,200	0,254	0,616	2,540	0,338	0,238	0,564	0,610	2,598	0,684
Strontiumoxyd g/l	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Bariumoxyd g/l	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Magnesia g/l	0,007	0,0083	0,033	0,045	0,218	0,208	0,222	0,367	0,151	0,224	0,247	0,262	0,223
Kieselsäure g/l	0,005	0,0056	0,0048	0,020	0,012	0,010	0,018	0,014	0,022	0,008	0,008	0,020	0,018
Schwefelsäureanhydrid . . . g/l	0,010	0,0183	0,128	0,232	1,991	0,515	1,374	2,923	0,443	1,710	0,502	0,000	0,449
Salpetrigsäureanhydrid . . . g/l	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Salpetersäureanhydrid . . . g/l	—	Spur	100 mg	—	0,001	—	—	0,001	0,001	—	—	—	—
Gebundenes Chlor g/l	0,024	0,110	0,056	0,532	—	4,964	3,900	4,60	7,978	—	8,510	8,865	9,928
Freie Kohlensäure mg/l	18,0	5,5	—	—	—	18,4	22,0	6,0	—	—	3,0	0,5	14,7
Gelöster Sauerstoff cm ³ /l	7,6	5,37	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5,7	—
Ammoniak mg/l	—	—	—	—	—	0,005	—	—	—	0,001	—	Spur	—
Lakmus-Alkalität . . . cm ³ n/1HCl	1,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	6,2	—
Methylorange-Alkalität cm ³ n/1HCl	1,3	8,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	6,2	—
Gesamthärte Grad	4,8	12,52	23,0	26,3	55,9	100,7	285	85,1	44,9	87,8	95,5	296,2	99,6
Erdalkalihärte Grad	3,9	11,36	18,4	20,0	25,4	61,6	254	33,8	23,8	56,4	61,0	259,8	68,4
Magnesiahärte Grad	0,9	1,16	4,6	6,3	30,5	39,1	31	51,3	21,1	31,4	34,5	36,4	31,2
Reaktion	neutral	—	alk.	schw. alk.	neutral	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.
Aussehen	klar	trüb	klar	klar	—	klar	klar	klar	klar	trüb	—	klar	trüb

¹ Nach Hofer, Glückauf 1928, S. 670.

Salzgehalt bestimmt. Die letztgenannten wiesen den niedrigsten Wert für Sauerstoff auf, was nicht überrascht, weil ja hohe Salzkonzentrationen die Absorptionfähigkeit des Wassers für Gase herabsetzen. Im übrigen läßt sich der ursprüngliche Gehalt an den im Wasser gelösten Gasen nur dann sicher ermitteln, wenn die Untersuchungen auf Sauerstoff und Kohlensäure an Ort und Stelle erfolgen, wobei noch besondere Vorichtsmaßnahmen bei der Probenahme zu beobachten sind. Schon während der Beförderung zum Laboratorium verändert sich durch die angeführten Umstände der Gasgehalt, so daß die in die Zahlentafel 1 eingetragenen Werte für Sauerstoff und Kohlensäure nur Vergleichswerte darstellen, die hier jedoch genügen.

Die Kohlensäure wirkt unter Mithilfe von Wasser auch auf die Silikate ein; sie verwittern nach und nach,

d. h. sie geben ihre basischen Bestandteile (Kali, Natron) an die Kohlensäure ab und hinterlassen Kieselsäure und Ton. Daher enthalten auch sämtliche Fluß- und Grubenwasser der Zahlentafel 1 sowohl freie Kieselsäure als auch gelöste Alkalisilikate in Mengen von 0,005 bis 0,034 g/l.

Die Wasserstoffionenkonzentration.

Zum bessern Verständnis dieses Wertes, mit dem der Bergbau noch nicht überall vertraut sein dürfte, sei auf die theoretischen Grundlagen eingegangen. Schon eingangs ist erwähnt worden, daß man sich zur Kennzeichnung der Natur eines Wassers früher mit der maßanalytischen Feststellung begnügt hat, ob ein Wasser mehr oder minder sauer, alkalisch oder neutral war. Bei dem heutigen Stande der Wissenschaft, die auch hier

von Grubenwassern im Ruhrbezirk.

14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
Friedrich der Große	Ewald 1/2 700-m-Sohle	Bergmannsfließ 3. Sohle	Recklinghausen 2 4. Sohle	Brassert	Minister Achenbach 2. Sohle	Victor 3/4 4. Sohle	Ewald-Fortsetzung 095-m-Sohle	Nordstern 1/2 680-m-Sohle	Engelburg 883-m-Sohle	Ver. Welheim	Zollverein 37/10 300-m-Sohle	Bismarck 765-m-Sohle	Fürst Leopold 3. Sohle	Victor 3/4 5. Sohle	Math. Stinnes 1/2/5 7. Sohle	Neumühl 6. Sohle	Math. Stinnes 842-m-Sohle
8,022	20,736	23,10	47,35	53,79	70,160	84,95	89,80	100,50	100,70	105,6	136,1	143,0	143,06	148,7	161,8	171,5	181,3
0,0122	1,0136	1,0155	1,0305	1,0354	1,0338	1,0446	1,0565	1,0595	1,059	1,0618	1,0795	1,0841	—	1,0562	1,0942	1,1050	1,1102
0,11	7,38	7,11	6,71	6,67	7,31	7,13	7,05	7,35	7,14	7,16	6,39	6,82	—	6,13	7,07	6,83	5,93
0,013	0,021	0,022	0,015	0,061	0,106	0,035	0,025	0,079	—	0,027	0,356	0,033	—	0,171	0,085	0,078	0,005
0,028	0,011	0,008	0,013	0,666	0,215	0,096	0,035	0,113	—	0,293	0,134	0,006	0,089	0,190	0,148	0,057	0,043
0,006	0,008	—	0,009	0,018	0,006	Spur	—	—	—	Spur	—	—	0,022	0,012	—	0,028	0,072
0,586	1,116	0,898	2,191	3,745	2,764	3,366	4,700	4,946	4,148	4,230	8,162	9,366	7,930	5,748	7,123	7,008	8,852
0,008	—	—	0,137	—	0,216	—	0,480	—	—	—	0,520	0,110	—	1,244	—	0,332	Spur
—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,634	—	—	—	—	0,348	—	0,501	—
0,214	0,423	0,572	0,835	1,009	1,082	0,877	1,534	1,547	1,692	1,796	3,107	3,906	2,061	1,480	2,883	2,640	3,362
0,012	0,034	0,010	0,020	0,022	0,020	0,016	0,006	0,010	0,018	0,018	0,016	0,012	0,013	0,010	0,012	0,012	0,016
0,003	0,216	1,108	0,039	0,293	0,624	0,009	0,005	0,150	—	0,297	Spur	—	0,506	—	0,010	—	0,017
—	Spur	—	Spur	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,990	10,810	13,120	25,331	28,368	25,530	38,119	49,289	52,126	53,899	53,899	69,147	71,629	69,593	47,880	86,167	93,614	101,06
—	9,2	19,0	18,0	16,0	47,8	23,0	10,0	10,0	—	8,0	6,0	—	—	35,0	12,0	14,0	72,0
—	—	4,8	6,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,2	—	2,9	2,4
—	—	—	—	—	0,001	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	4,8	2,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,4	—	1,2	2,4
—	—	4,8	2,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,5	—	1,2	2,4
0,0	170,8	169,8	343,4	515,7	439,5	458,5	710,6	711,1	711,2	672,6	1279,1	1489,3	1081,5	861,9	1115,9	1106,8	1365,8
0,0	111,6	89,8	226,5	374,5	288,0	336,6	495,9	494,6	474,4	423,0	844,2	942,5	793,0	654,7	712,3	737,2	885,2
0,0	59,2	80,0	116,9	141,2	151,5	121,9	214,7	216,5	236,8	249,6	434,9	546,8	288,5	207,2	403,6	369,6	480,6
schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	schw. alk.	neutral	neutral	schw. alk.	neutral	neutral
klar	klar	klar	—	trüb	trüb	klar	klar	klar	klar	trüb	klar	klar	trüb	trüb	trüb	trüb	trüb

betrachtend auf Industrie und Technik eingewirkt hat, will man aber auch Aufklärung über die Menge freier H⁺- und OH⁻-Ionen z. B. im Gebrauchs- und Abwasser und natürlich auch in den Grubenwassern haben. Darüber gibt die Titration keine Auskunft, weil sie auch die nicht dissoziierten H⁺- und OH⁻-Ionen anzeigt. Man bezeichnet diese Azidität als »potentielle oder Titrierzidität« und bringt sie durch die Angabe der Normalität zum Ausdruck.

Die »aktuelle Azidität« vermittelt dagegen die Kenntnis der tatsächlich in einer Flüssigkeit vorhandenen dissoziierten H⁺-Ionen¹ an Hand der versuchsmäßig ermittelten p_H-Zahlen, die auch ohne weiteres die Konzentration der OH⁻-Ionen angeben. Eine Lösung ist sauer, wenn ihre Wasserstoffionenkonzentration größer als 10⁻⁷, alkalisch, wenn sie kleiner als 10⁻⁷ ist. Man benutzt nun den über-

sichtlichen Wasserstoffexponenten, der nichts anderes als der negative Logarithmus der Wasserstoffionenkonzentration ist. Dem neutralen Wasser kommt also die p_H-Zahl 7, dem sauern 0–7 und dem basischen 7–14 zu. Da sich die Grubenwasser entweder schwach sauer oder basisch oder neutral verhielten, war demnach anzunehmen, daß sich die p_H-Zahlen zwischen 6 und 8 bewegen würden, was auch die Versuche bestätigten.

Bestimmungsverfahren.

Die Bestimmungen der Wasserstoffionenkonzentration (p_H-Messung) wurden mit Hilfe der elektro-metrischen Meßeinrichtung nach Thrun mit der von Tödt angegebenen Kalomel-Chinhydronelektrode ausgeführt¹. Bei der Wichtigkeit der vorliegenden Frage

¹ Dissoziationskonstante des Wassers 10⁻¹⁴.

¹ Zu beziehen durch Ströhlein & Co., Fabrik chemischer Apparate in Düsseldorf.

für den Bergbau haben wir auch durch Titrations unter Benutzung verschiedener Indikatoren versucht, Auskunft über die Natur der Wasser zu erlangen. Wie schon aus der Zahlentafel 1 ersichtlich ist, wiesen die Grubenwasser entsprechend ihren Abdampfrückständen von 0,664–181,3 g/l die verschiedensten Salzgehalte auf. Die sauern Eigenschaften einzelner Wasser konnten geradezu von der Anwesenheit freier Kohlensäure abgeleitet werden. Diese Wasser waren mehr oder minder durch Abscheidungen von basischen Eisenkarbonaten getrübt, deren Bildung aus Bikarbonaten durch Kohlensäureverlust erfolgt war. Nach Vollendung dieser Umsetzung nehmen solche Wasser basische Eigenschaften an.

Die in ihren wäßrigen Lösungen elektrolytisch dissoziierten Salze reagieren alkalisch, sauer oder neutral, je nachdem sie aus starker Base und schwacher Säure, starker Säure und schwacher Base oder schließlich starker Säure und starker Base aufgebaut sind. Aus der chemischen Analyse der Wasser kann man nicht ohne weiteres auf diese Eigenschaften schließen, weil es sich hier um Lösungen verschiedener Salze handelt, unter denen das Kochsalz vorherrscht. Auch die Indikatoren liefern nur unter bestimmten Voraussetzungen richtige Werte, weil z. B. große Mengen von Neutralsalzen, wie die Chloride und Sulfate der Alkalien, den Farbumschlag der Indikatoren erheblich stören. Als völlig ungeeignet erwies sich das Phenolphthalein, das stets eine Trübung des Grubenwassers beim Titrieren verursachte. Dadurch wurde die Bestimmung der Kohlensäure erschwert, so daß die mitgeteilten Werte dafür nur annähernd richtig sind.

Für die basischen Wasser stellte sich die Rosolsäure als bester Indikator heraus, da z. B. ein Wasser mit der p_{H} -Zahl 7,05 (Nr. 21) auch an Hand der deutlichen Rotfärbung beim Titrieren noch als zur alkalischen Seite gehörig ermittelt werden konnte. Dagegen vollzog sich der Übergang in das saure Gebiet nicht mit genügender Schärfe. Der Farbumschlag wechselte von Rot nach Rötlich-Orange bis Orange in Gelb. Als weiterer Indikator diente Lakmus, wobei z. B. ein saures Wasser mit der p_{H} -Zahl 6,83 (Nr. 30) von Lakmuspapier als schwach basisch angezeigt wurde. Eine Lakmustinktur nach Kubel und Tiemann¹ erbrachte bessere Ergebnisse, denn das geübte Auge vermochte den Farbumschlag in Rot beim Titrieren dieses Wassers noch deutlich wahrzunehmen. Der die Kohlensäure nicht anzeigende Indikator Methylorange erzeugte in allen geprüften Grubenwassern Gelbfärbung als basische Reaktion. Mit Hilfe von Methylorange und Lakmuspapier wurde die in der Zahlentafel 1 für eine Reihe von Wassern angegebene Alkalinität bestimmt. Dabei diente in beiden Fällen $\frac{1}{10}$ -HCl als Maßflüssigkeit, da mit $\frac{1}{10}$ -H₂SO₄ der Farbumschlag schwer zu erkennen war. Bei Anwendung der Lakmuspapier titrierte man in

¹ Ohlmüller und Spitta: Untersuchung des Wassers, 1910, S. 33.

der Siedehitze, um die freigewordene störende Kohlensäure ständig zu vertreiben; die aus beiden Versuchsreihen ermittelten Werte stimmen ziemlich gut überein. Die nach der p_{H} -Zahl basischen Wasser hatten naturgemäß die höchste Alkalinität, die in geringem Umfange auch die nach der p_{H} -Zahl als sauer erscheinenden Wasser zeigten. Bei diesen ließ sich freilich keine kennzeichnende Regelmäßigkeit feststellen.

Da die Höhe der p_{H} -Zahlen von den in den Grubenwassern vorhandenen basischen und sauren Salzen sowie den freien Säuren abhängt, ergibt ein Vergleich zwischen den Trockenrückständen und p_{H} -Werten natürlich keinerlei Beziehungen. Offenbar verschieben sich aber die p_{H} -Zahlen mit dem zunehmenden Gehalt an freier Kohlensäure über den Neutralpunkt ($p_{\text{H}}=7,0$) nach der sauren Seite. Daß die Säureeigenschaft der Kohlensäure durch das basische Verhalten von Salzen mehr oder weniger aufgehoben wird, läßt der Vergleich der Wasser 17 und 16 unmittelbar erkennen, indem bei nahezu gleichem Gehalt an Kohlensäure das erste mit $p_{\text{H}}=6,71$ sauer, Nr. 16 mit $p_{\text{H}}=7,11$ alkalisch ist.

p_{H} -Zahl und Korrosionswirkung.

Durch unmittelbare Korrosionsprüfungen haben wir schließlich auch versucht, die etwa zwischen dem Angriffsvermögen der Wasser und den p_{H} -Zahlen bestehenden Beziehungen aufzuklären. Zu diesem Zweck wurden rechteckige Stabeisenplättchen von nahezu gleicher Größe (48×20×5 mm) sorgfältig blank geschmirgelt, mit Alkohol und Äther gereinigt und getrocknet und nach dem Wägen in gleich große Gläser mit 50 cm³ der zu untersuchenden Wasserproben gelegt, worin sie 96 h völlig untergetaucht verblieben. Danach wurden sie sorgfältig unter destilliertem Wasser durch Reiben mit einem weichen Pinsel vom Rost gereinigt, getrocknet und wiederum gewogen. Der Unterschied der Wägezahlen der einzelnen Platten gab nach Umrechnung auf 100 Gewichtseinheiten die Korrosionswirkung der betreffenden Grubenwasser an. In der Zahlentafel 2 sind diese Werte mit dem Gehalt der Wasser an Kohlensäure, Sauerstoff und Gesamthärte sowie ihren p_{H} -Zahlen zusammengestellt.

Schon an der Trübung der vor dem Versuch klaren Wasser durch den von den Eisenplättchen abgefallenen Rost konnte man erkennen, daß in allen Fällen eine Korrosionswirkung eingetreten war. Die einzelnen Platten selbst aber zeigten nach der Reinigung und Trocknung eine durchaus verschiedene Oberfläche. Einige Platten, wie z. B. Nr. 12, wiesen eine nahezu gleichmäßige Ätzung auf, bei andern, z. B. Nr. 28, 30 und 31, war das Bild zwar ähnlich, jedoch konnte man deutlich beobachten, daß die angegriffenen Flächen hier teilweise dunkelgrüne Farbe hatten, die an der Luft noch nach-

Zahlentafel 2. Ergebnisse der Korrosionsversuche.

Nr. der Probe.	1	9	11	12	14	16	17	21	25	28	29	30	31
Gesamthärte ⁰	4,8	44,9	95,5	296,2	89,0	169,8	343,4	710,6	1279,0	861,9	1115,9	1106,8	1365,8
p_{H} -Zahl	6,76	7,71	7,66	7,43	7,51	7,71	7,63	7,04	6,73	7,06	7,07	6,98	7,51
Freie Kohlensäure . . cm ³ /l	18	—	—	0,5	—	19	18	—	—	35	—	14	72
Gelöster Sauerstoff . . cm ³ /l	7,6	—	—	5,7	—	4,8	6,8	—	—	1,2	—	2,9	2,4
Korrosionsverlust %	0,0260	0,0361	0,0174	0,0262	0,0305	0,0151	0,0305	0,0276	0,0275	0,0297	0,0176	0,0251	0,0275

dunkelte. Die Masse haftete so fest auf dem Eisen, daß sie sich durch den weichen Pinsel nicht abwischen ließ, und entwickelte Kohlensäure beim Befeuchten mit einem Tropfen Salzsäure. Zweifellos hätten sich also aus dem Wasser Karbonate oder Bikarbonate niedergeschlagen, die einmal die Gewichtsverluste durch Korrosion in etwa aufhoben und außerdem vielleicht eine Schutzwirkung ausübten, indem sie eine unmittelbare Berührung der Metalloberfläche mit dem Wasser verhinderten. Bei einer dritten Reihe von Platten, z. B. Nr. 16 und 17, waren diese Abscheidungen nur örtlich, aber scharf begrenzt vorhanden.

Aus diesen Beobachtungen geht hervor, daß die Gewichtsverluste der Platten (Zahlentafel 2) nicht ohne weiteres ein klares Bild der erfolgten Korrosion geben. Neuere Untersuchungen über die Korrosionswirkung von Wassern¹ haben gelehrt, daß dafür in erster Linie der Sauerstoff und die freie Kohlensäure des Wassers verantwortlich zu machen sind. Dabei hat die Kohlensäure eine lösende Wirkung, indem das Eisen unter schwacher Wasserstoffentwicklung in Eisenkarbonat oder Eisenbikarbonat umgewandelt wird. Dagegen wirkt der Sauerstoff oxydierend, da er das Eisen unter Aufnahme von Sauerstoff und Wasser in Eisenoxydul und Eisenoxydulhydrat umwandelt, die sich bei Anwesenheit genügender Mengen von Kohlensäure ebenfalls in Karbonate umsetzen. Klut hat nachgewiesen², daß auch kohlen-säurehaltige und sauerstofffreie, Mörtel nicht angreifende Wasser Eisen in bemerkenswerten Mengen zu lösen vermögen, so daß die noch zu lösende Eisenmenge dem Kohlensäuregehalt des Wassers unmittelbar und seinem Eisengehalt umgekehrt verhältnisgleich ist. Nach Tillmanns und Heublin³ besteht zwischen kohlen-sauerem Kalzium und Kohlensäure einerseits und Bikarbonat und freier Kohlensäure andererseits das Gleichgewichts-verhältnis $\text{CaCO}_3 + n \text{CO}_2 = \text{Ca}(\text{HCO}_3)_2 + (n-1) \text{CO}_2$. Alles, was über den Wert $(n-1) \text{CO}_2$ hinaus an Kohlen-säure im Wasser enthalten ist, löst nicht nur kohlen-sauerem Kalk, sondern auch Metalle unter Zersetzung. Wird aber das Kalk-Kohlensäure-Gleichgewicht gestört, so daß sich Kalk ausscheidet und die Oberfläche des mit dem Wasser in Berührung stehenden Eisens bedeckt, dann ist dadurch offenbar die Möglichkeit einer Schutzwirkung gegeben. Aber nur die Bildung kristallisierten Kalziumkarbonats führt nach Haases jüngstem Bericht⁴

zu einer Schutzschicht, während das amorphe Kalziumkarbonat so porig zur Ablagerung kommt, daß »es weder chemisch noch elektrochemisch einen Rohrschutz darstellt«. Die bei unsern Versuchen festgestellten Abscheidungen waren amorpher und nicht kristalliner Natur, lieferten also keinen Schutz. Vielmehr muß man annehmen, daß das in allen Grubenwassern enthaltene Kochsalz das Eisen in Gegenwart von Sauerstoff bei sämtlichen Konzentrationen angreift. Auch die Schutzwirkung der sogenannten »Schwellenkonzentration« hört bei den Grubenwassern auf, da es sich hier um Gemische einer Reihe von Salzlösungen handelt, die ihre Schutzwirkung vielfach gegenseitig aufheben.

Die Zahlentafel 2 läßt somit keinen unmittelbaren Zusammenhang zwischen p_{H} -Zahl und Korrosionswirkung erkennen, denn alkalische, saure und neutrale Wasser zeigen zum Teil annähernd die gleiche Gewichtsabnahme. Für eine restlose Aufklärung dieser Frage bietet sich nur dann Aussicht, wenn man die Grubenwasser nach Maßgabe ihrer Zusammensetzung nach und nach aus den einzelnen Bestandteilen aufbaut und nach jeder Mischung die p_{H} -Messung vornimmt. In dieser Beziehung sei auf die grundlegenden Arbeiten von Krepis¹ über das gegenseitige Verhältnis von Kohlensäure und p_{H} im Meerwasser bei verschiedenem Salzgehalt sowie von Tillmanns, Hirsch und Weintraud² über die Korrosion von Eisen unter Wasserleitungswasser hingewiesen. Bei der beschränkten Anwendungsmöglichkeit des Grubenwassers dürften freilich solche Untersuchungen zunächst ohne nennenswerten Nutzen für den Bergbaubetrieb sein.

Zusammenfassung.

Von einer Reihe von Grubenwassern aus den verschiedenen Teilen des Ruhrbezirks ist die chemische Zusammensetzung sowie die p_{H} -Zahl nach Thrun und Tödt ermittelt worden, die zwischen 5,9 und 7,8 liegt. Ein unmittelbarer Zusammenhang zwischen den Salzgehalten und den p_{H} -Zahlen besteht nicht, jedoch bewegen sich diese mit zunehmendem Gehalt an Kohlensäure von der basischen Seite (7,8) über den Neutralpunkt (7,0) nach der sauren Seite (5,9). Ferner haben Korrosionsversuche mit einer Anzahl von basischen, neutralen und sauren Grubenwassern gegenüber Eisenplättchen annähernd die gleiche Gewichtsabnahme ergeben, so daß sich eine unmittelbare Beziehung zwischen Angriffsfähigkeit und p_{H} -Zahlen nicht hat nachweisen lassen.

¹ Intern. Rev. Hydrobiol. Hydrogr. 1926, S. 240; Chem. Zentralbl. 1927, Bd. 1, S. 3182.

² Z. angew. Chem. 1927, S. 766.

U M S C H A U.

Verwendung von Dreibleimantelkabeln in Bergschädengebieten.

Von Elektroingenieur G. Kopplin, Essen-Altenessen.

Bei der Umstellung des städtischen Elektrizitätswerkes Altenessen von 2×220-V-Gleichstrom auf 10-kV-Drehstrom ergab sich für die in seinem Bereich liegenden Zechen der Hoesch-Köln Neuessen A. G. die Notwendigkeit, die neu zu verlegenden Kabel gegen bergbauliche Einwirkungen zu sichern. Nachdem man sich für den ersten Bauabschnitt zur Tragung der Mehrkosten für sogenannte Dehnungskabel entschieden hatte, wurden vor Beginn des

zweiten Bauabschnittes Dehnungsversuche mit Dreibleimantelkabeln vorgenommen, über deren bemerkenswerte Ergebnisse nachstehend berichtet wird.

Das kennzeichnende Merkmal des Dreibleimantelkabels besteht darin, daß jeder der 3 Kupferleiter über der Papierisolation einen eigenen Bleimantel trägt, während bei dem normalen Gürtelkabel ein gemeinsamer Bleimantel die 3 papierisolierten Leiter unter Ausfüllung der Zwischenräume mit Beilau umschließt. Abgesehen von den auf elektrischem Gebiete liegenden Vorteilen der Dreibleimantelausführung (rein radiale Beanspruchung des Dielektrikums, höhere Belastungsmöglichkeit) versprach

diese Anordnung eine besondere Eignung für die Verlegung in Bergbaugebieten, weil anzunehmen war, daß sich die Bleimäntel der 3 Leiter bei eintretender Dehnung in der nachgiebigen Auspolsterung leichter und sicherer aneinander vorbeischieben würden als die spiralförmig aufgewickelten, durch den gemeinsamen Bleimantel aufeinander gepreßten Papierisolationen eines Gürtelkabels. Die an sich vorhandene hohe Dehnbarkeit des Kupfers kann also für vorkommende Streckungen ausgenutzt werden, ohne daß die Leiter oder das Kabel selbst durch Einfügung von Hohlräumen besonders dafür aufgebaut werden müssen.

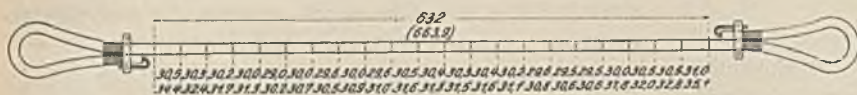


Abb. 1. Dehnungsversuche an einem Dreibleimantelkabel von $3 \times 50 \text{ mm}^2$ für 15 kV.

Die Dehnungsversuche fanden bei den Rheinischen Draht- und Kabelwerken in Köln-Riehl an einem von diesen hergestellten Kabel (Abb. 1) statt. Die Enden des Kabelstückes von $3 \times 50 \text{ mm}^2$ Querschnitt für 15 kV Betriebsspannung mit Metallfolie waren in Kauschen eingeschleift, die Bunde mit Schellen geklemmt, die Kupferadern herausgezogen und mit dem Kabel verklemt. Auf der Juteumhüllung hatte man in annähernd gleichen Abständen Marken angebracht; in Abb. 1 geben die obere Zahlen den Abstand der Marken vor der Dehnung, die unteren den Abstand nach der Dehnung an.

Das so vorbereitete Kabel wurde in 4 min von 6,32 auf 6,639 m, d. h. um 5% gereckt. Ein Zurückfedern des gereckten Stückes nach der Aufhebung des Zuges fand nicht statt. Vor und nach dem Recken wurden die dielektrischen Verluste gemessen, die in beiden Fällen gleich waren, ein Beweis, daß sich der Aufbau des Kabels durch das Dehnen nicht ungünstig geändert hatte, daß im besondern keine Hohlräume entstanden waren, die sich über den Schutz durch die Metallfolie hinaus im Betriebe infolge der eintretenden Ionisierung schädlich hätten auswirken können.

Bei der angeschlossenen Spannungsprüfung wurde das gedehnte Kabel mit 46 kV zwischen den Kupferleitern und Bleimänteln beansprucht, ohne Schaden zu nehmen. Diese Prüfspannung entspricht einer Phasenspannung von 79,5 kV; die nach den VDE-Regeln vorgeschriebene Prüfspannung beträgt für ein 15-kV-Kabel rd. 22 kV.

Eine Durchschlagsprobe ließ sich nicht durchführen, weil bei Steigerung der Prüfspannung auf 49 kV an den Kabelenden Überschläge auftraten, zu deren Vermeidung zeitraubende Vorbereitungen erforderlich gewesen wären. Zum Zweck der innern Untersuchung auf etwaige mechanische Einwirkungen der Dehnung wurde das Kabel aufgeschnitten. An den Bleimänteln zeigten sich keinerlei Veränderungen, ein Beweis, daß die beim Dehnen aufgetretenen Drücke in radialer Richtung sehr gering waren. Von Stauchungsversuchen nahm man Abstand, weil aus dem Aufbau des Kabels ohne weiteres ersichtlich ist, daß

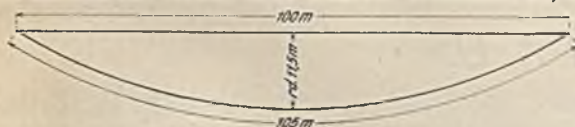


Abb. 2. Verhältnis von Durchhang und Dehnung.

sich die einzelnen Adern innerhalb des mit Jute oder Bitumen weich ausgepolsterten Kabels genügend Platz für durch Stauchung verursachte Bewegungen zu schaffen vermögen. Erwähnt sei noch, daß eine Dehnung von 5% auf 100 m Kabellänge einem Durchhang von rd. 11,5 m entspricht (Abb. 2).

Da das städtische Elektrizitätswerk ohnehin Dreibleimantelkabel wegen ihrer guten elektrischen Eigenschaften

verlegen wollte, sah die Zechenverwaltung auf Grund der günstigen Versuchsergebnisse von einer weiteren Sicherung gegen bergbauliche Einwirkungen ab und erstreckte diese nur auf die Verbindungsmuffen, die auf Vorschlag der Rheinischen Draht- und Kabelwerke wie folgt ausgeführt werden sollen. Man verbindet die Kupferleiter der einzelnen Längen durch Löten und Klemmen mit einer Festigkeit, die mindestens der des Kupferseiles entspricht. Die gegenseitig versetzt angeordneten Verbindungsstellen werden einzeln mit Kabelpapier isoliert und mit einer Bleimuffe überzogen, die man mit dem Bleimantel der betreffenden Ader verlötet; die so hergerichteten 3 Verbindungsstellen werden in eine gemeinsame Schutzmuffe eingebettet. Diese Ausführung dürfte den Verbindungsstellen die gleichen mechanischen Eigenschaften verleihen, wie sie das Kabel selbst aufweist.

Die wirtschaftliche Auswirkung der Verwendung von Dreibleimantelkabeln in gefährdeten Gebieten geht aus dem Preisverhältnis dieser Kabelart zu Dehnungskabeln hervor, das etwa 107 bis 110 : 115 beträgt, wenn der Preis des normalen Gürtelkabels mit 100 eingesetzt wird. Dabei ist noch zu berücksichtigen, daß je nach Betriebsspannung und Querschnitt die Belastungsmöglichkeit für Dreibleimantelkabel um 4–15% höher ist als für Gürtelkabel und daß für die Dreibleimantelbauart eine Dehnung von 5% gegenüber 1,5–2% für Dehnungskabel gewährleistet wird.

Nachweis elektrischer Ladungen in Kohlenstaub-Luftgemischen.

Wie von verschiedenen Forschern festgestellt worden ist, laden sich in der Luft umherwirbelnde Staubteilchen infolge von Reibungsvorgängen selbsttätig elektrisch auf, was unter Umständen eine Gefahrenquelle im Bergbaubetriebe bedeuten kann. Bei der Bewetterung, besonders bei der Verwendung von Ventilatoren mit hoher Leistungsfähigkeit, ist es unvermeidlich, daß in Lutten Kohlen- oder Gesteinstaub oder ein Gemisch aus beiden aufgewirbelt wird. Wenn der Staub seine Elektrizität an das Metall der Lutte abgibt, besteht die Gefahr des Überspringens von Funken, die imstande sind, Schlagwetter- oder Kohlenstaubexplosionen einzuleiten.

Blackton und Robinson¹ haben eine Reihe von Versuchen zur Klärung der hier in Betracht kommenden Fragen angestellt. Bei den zunächst in kleinem Maßstabe im Laboratorium vorgenommenen Untersuchungen ergab sich, daß man den Kohlenstaub mit Schmirgelpulver mischen mußte, um die Durchströmung des Staub-Luftgemisches durch das Rohr zu regeln und quantitative Versuchsergebnisse zu erzielen. In größerem Maßstabe wurde dann auf der Versuchsanlage in Buxton gearbeitet, wo sich die Zumischung eines besondern Staubes nur bei der Prüfung von Kohlen-Gesteinstaubgemischen als notwendig erwies.

Obwohl für den Bergbau eigentlich nur die Versuche im großen wissenswert sind, da sie den natürlichen Verhältnissen am nächsten kommen, mögen doch kurz die Ergebnisse der Laboratoriumsversuche mitgeteilt werden. Als Gasgemische, die durch den erzeugten Funken gezündet werden sollten, benutzte man Wasserstoff-Luft, Propan-Luft- und Methan-Luftgemische. Am leichtesten entzündbar war das erste, am schwersten das letzte Gasgemisch. Die Versuchseinrichtung bestand aus einem Glaskolben mit dem explosibeln Gasgemisch und 2 darin angeordneten Messingelektroden, von denen die eine mit einem Konduktor, die andere mit der Erde in Verbindung stand. Das Staubgemisch wurde in einem besonderen Behälter stark umhergewirbelt und die dabei erzeugte Elektrizität zum Konduktor geleitet. Durch die Verstellbarkeit der Elektroden ließ sich die Länge der Funken regeln.

¹ Safety Min. Papers 1931, Nr. 71.

Bei Anwendung einer Staubmenge von 100 g und eines Luftstromdruckes von 28 kg/m² hatte der Funke eine Länge von 1/2 mm. Erfolgte bis zum völligen Verbrauch der Staubmenge keine Explosion, so wählte man eine größere Funkenlänge. In der Zahlentafel 1 sind die wichtigsten Ergebnisse zusammengestellt.

Zahlentafel 1.

Kohlenstaub zu Schmirgel	Gasgehalt %	Kapazität Mikrofarad	Funken-spannung V	Funken-energie Joule	Zündung
1:24	28 Wasserstoff	—	(0,7 mm) ¹	—	ja
1:24		—	(0,7 mm) ¹	—	nein
1:10	5,1 Propan	0,0032	2200	0,01	ja
1:10		0,0032	1200	0,003	ja
1:10	8,5 Methan	—	2000	0,0016	nein
1:10		0,0002	2000	0,0020	nein
1:10		0,0012	1500	0,0023	ja
1:10		0,0032	1300	0,0033	ja

¹ Funkenlänge.

Daraus geht hervor, daß sich ein im Luftstrom aufgewirbeltes Kohlenstaub-Schmirgelgemisch so weit elektrisch aufzuladen vermag, daß die Zündung eines 8 1/2 % igen Schlagwettergemisches möglich ist. Zur Feststellung, ob ähnliche Ergebnisse auch bei reinem Kohlenstaub erzielbar sind, wurden die Versuche in größerem Maßstabe ausgeführt.

Zur Aufwirbelung des Staubes fand ein 6 m langes Stahlrohr von 13 cm Dmr. Verwendung, das man etwa 2 m über dem Erdboden auf Ebenholzklötzen verlagerte und somit zuverlässig gegen Erde isolierte. Am Ende des Rohres wurde ein Ventilator angeschlossen und zwischen diesen und das Versuchsrohr ein 25 cm langes Rohrstück aus Ebenholz eingeschaltet. Ein gut isoliertes Hochspannungskabel verband das Versuchsrohr mit der Explosionsbombe unter Zwischenschaltung eines elektrostatischen Voltmeters. Die Kapazität der Einrichtung betrug 0,0002 Mikrofarad.

Die ganze Versuchseinrichtung war in freier Luft aufgestellt worden, damit man den Einfluß der atmosphärischen Veränderungen auf die Versuchsergebnisse beobachten konnte. Es ergab sich, daß bei niedrigem relativem Feuchtigkeitsgehalt der Luft am Voltmeter mehrere tausend Volt abgelesen wurden, selbst wenn der Kohlenstaub nur in feinem, schwach sichtbarem Nebel verteilt war. Dagegen ging die elektrische Aufladung erheblich zurück und verschwand sogar zuweilen ganz, wenn die relative Feuchtigkeit der Luft mehr als etwa 65% betrug. Diese Feststellung ist von erheblicher Bedeutung. Da untertage im allgemeinen mit höherer relativer Feuchtigkeit zu rechnen ist, läßt sich also annehmen, daß hier die Erzeugung einer gefährlich hohen Spannung weniger häufig als im Laboratorium zu befürchten ist.

Weiterhin stellte man einen Versuch an, bei dem eine bestimmte Kohlenmenge im Versuchsrohr angehäuft wurde und der Ventilator eine Luftgeschwindigkeit von 150 m/min hervorrief. Binnen weniger Sekunden konnten 6000 V abgelesen werden, und zwar so lange, bis der Staubhaufen vollständig fortgeblasen war. Wirbelte man den Kohlenstaub vor dem Eintritt in das Rohr auf, so wurden 7500 V abgelesen. In beiden Fällen ließen sich Funken von 1/2 mm Länge erzeugen, die für die Zündung eines 8 1/2 % igen Schlagwettergemisches ausreichten.

Bei einer andern Versuchsreihe wurde zunächst eine bestimmte Staubmenge, sodann das Doppelte und schließlich das Vierfache der Ausgangsmenge durch das Rohr geblasen. Die Geschwindigkeit blieb in allen drei Fällen konstant auf 150 m/min, und man las dabei 4000, 5800 und 7000 V ab.

Da im Grubenbetriebe viel mit Gesteinstaub zur Bekämpfung von Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen gearbeitet wird, lag der Gedanke nahe, auch derartige Staubproben auf ihre Eigenschaft, sich selbst elektrisch aufzuladen, zu untersuchen. Der am meisten verwendete Ge-

steinstaub wurde in derselben Korngröße wie der untersuchte Kohlenstaub geprüft, wobei sich Werte von 4000–7000 V und Funkenlängen von 1/2 mm ergaben. Das Verhalten entsprach also durchaus dem des Kohlenstaubes.

Bei einer Mischung von Kohlen- und Gesteinstaub in gleichem Verhältnis fand man, daß gar keine oder nur eine geringe elektrische Aufladung eintrat. Die elektrischen Ladungen haben also eine entgegengesetzte Polarität. Dieser Ausgleich tritt jedoch nicht immer ein, da sich die Kohle hinsichtlich der Stärke der Aufladung durchaus nicht gleichmäßig verhält und vom Gesteinstaub dasselbe anzunehmen ist.

Wie oben erwähnt worden ist, wurde das Versuchsrohr sorgfältig gegen Erde isoliert. Da dieser Zustand untertage kaum in Frage kommt, stellte man auch Versuche mit künstlicher Erdung unter Verwendung bekannter Widerstände an. Die Ergebnisse dieser Versuchsreihe sind in der Zahlentafel 2 zusammengestellt. Bei den zum Vergleich dienenden Versuchen 1, 3, 5 und 7 erfolgte keine Erdung.

Zahlentafel 2.

Versuchs-Nr.	Relative Luftfeuchtigkeit %	Widerstand Ω	Funken-spannung V
1	54	—	18 000 – 20 000
2	54	80 000	—
3	54	—	19 000 – 20 000
4	54	250 000	—
5	60	—	20 000
6	60	2 000 000	—
7	60	—	18 000
8	60	2 330 000	—

Um die Versuchsergebnisse richtig zu würdigen, muß man sich vergegenwärtigen, daß das Versuchsrohr nur 6 m lang war. Bei einem längern Rohr ist mit entsprechend höherer Aufladung zu rechnen, d. h. bei zehnfacher Länge mit zehnfacher Aufladung.

Hinsichtlich der Entzündungsgefahr von Schlagwettergemischen wurde festgestellt, daß bei allen Versuchen, die einen Spannungsunterschied von mehr als 2000 V aufwiesen, Funken übersprangen. Soweit die Länge der Funken unter etwa 1/2 mm blieb, erfolgte keine Zündung des Gasgemisches, selbst wenn die Funken so häufig übersprangen, daß sie den Eindruck eines Bogenlichtes machten. Mit zunehmender Funkenlänge nahm auch die Entzündungsgefahr zu. Bei 3 mm Funkenlänge erfolgte die Zündung sehr schnell.

Zur Feststellung der für die Zündung mindestens erforderlichen Staubmenge wurden 3 Kohlensorten untersucht, und zwar mit 32,4%, 24,9% und 12,3% flüchtigen Bestandteilen. Die Strömungsgeschwindigkeit betrug 300 m/min. Am Voltmeter las man etwa 4000 V ab. Die Zahlentafel 3 enthält die Ergebnisse dieser Versuchsreihe.

Zahlentafel 3.

Flücht. Best. der Kohle %	Relative Feuchtigkeit und Temperatur der Luft	Staub g/m ³	Beobachtungen
32,4	62 % 17° C	4,53	Zündg., Funken je 5 s
		4,11	Zündg., Funken je 15 s
		3,71	Keine Zündg., 4100 V
24,9	60 % 13° C	1,78	Zündg., Funken je 1 s
		1,50	Zündg., Funken je 10 s
		1,21	Keine Zündg., 4000 V
12,3	60 % 17° C	1,39	Zündg., Funken je 1 s
		1,11	Zündg., Funken je 15 s
		0,88	Keine Zündg., 4000 V

Der Staubgehalt der Luft bei der dritten untersuchten Kohlensorte war so gering, daß man ihn mit bloßem Auge nur gegen einen weißen Hintergrund zu erkennen vermochte. Auch bei der ersten Sorte mit erheblich stärkerem Staubgehalt war nur ein ganz feiner Nebel zu sehen.

Aus den geschilderten Versuchen geht hervor, daß die mit der elektrischen Selbstaufladung des Kohlenstaubes verbundenen Gefahren, besonders in Schlagwettergruben, durchaus beachtenswert sind. Als wirksamste Ab-

wehrmaßnahme wird vorgeschlagen, die in dieser Hinsicht als besonders gefährlich erscheinenden Luttenstränge gut zu erden.
Dr.-Ing. H. Wöhlbier, Breslau.

WIRTSCHAFTLICHES.

Kokserzeugung der Ver. Staaten im Jahre 1931.

Entsprechend dem allgemeinen Darniederliegen der Wirtschaft, im besondern der Eisenindustrie, zeigt die Kokserzeugung im letzten Jahre eine sehr starke Abnahme, sie ging von 47,97 Mill. sh. t auf 33,73 Mill. t oder um 29,7% zurück. In erster Linie wurde die Gewinnung der Bienenkorböfen von der Abnahme betroffen, ihre Erzeugung sank von 2,78 Mill. t auf 1,27 Mill. t und damit um mehr als 50%; von der Gesamtkokserzeugung brachten sie nur noch 3,8% gegen 5,8% im Vorjahr auf. Die Tatsache, daß im letzten Kriegsjahr ihr Anteil an der Gesamtgewinnung sich noch auf 54%, im Jahre 1913 gar auf 72,5% belaufen hatte, läßt die tiefgreifende Umwälzung erkennen, welche sich im Laufe von weniger als 20 Jahren in der amerikanischen Koksindustrie vollzogen hat. Auf die einzelnen Staaten verteilte sich die Gewinnung der Nebenproduktenöfen in den letzten beiden Jahren wie folgt:

Kokserzeugung aus Nebenproduktenöfen der amerikanischen Union nach Staaten.

Staat	1930	1931	± 1931 gegen 1930	
	1000 sh. t	1000 sh. t	1000 sh. t	%
Alabama	3 987	2 948	- 1 039	26,0
Colorado	379	226	- 153	40,4
Illinois	3 577	2 461	- 1 115	31,2
Indiana	4 985	2 757	- 2 228	44,7
Maryland	1 169	818	- 351	30,0
Massachusetts	863	1 249	+ 387	44,8
Michigan	2 604	2 502	- 102	3,9
Minnesota	641	444	- 197	30,8
New Jersey	919	940	+ 21	2,3
New York	3 850	3 478	- 371	9,6
Ohio	6 163	3 960	- 2 203	35,7
Pennsylvanien	12 529	7 519	- 5 010	40,0
Tennessee	100	86	- 14	14,0
Utah	225	165	- 61	26,9
Washington	36	30	- 6	18,1
West-Virginia	1 479	1 259	- 220	14,9
Connecticut u. a.	1 689	1 613	- 77	4,5
zus.	45 196	32 455	- 12 741	28,2

Der Rückgang entfiel mit 5 Mill. t auf Pennsylvanien, das 1931 40% an Koks weniger lieferte als im Vorjahr, mit 2,23 Mill. t auf Indiana und mit 2,2 Mill. t auf Ohio.

Die Stickstoffgewinnung der Welt.

Wie die Mitteilungen des Vereines deutscher Ingenieure dem Jahresbericht der British Sulphate of Ammonia Federation entnehmen, belief sich die Weltgewinnung an Stickstoffverbindungen im Düngejahr 1930/31 auf 1,694 Mill. t, nachdem sie im voraufgegangenen Düngejahr 2,204 Mill. t betragen hatte. Es ergibt sich somit im Berichtsjahr ein Rückgang von rd. 23%. Zieht man die auf rd. 3 Mill. t Reinstickstoff geschätzte Gesamtleistungsfähigkeit der Welt in Betracht, so wäre das ein Rückgang des Ausnutzungsfaktors von 74 auf 56%. Im einzelnen sei auf folgende Zusammenstellung verwiesen.

Weltgewinnung von	1929/30 t	1930 31 t	Rückgang %
Chilesalpeter	464 000	250 000	46
Schwefelsaurem Ammoniak	867 000	709 000	18
Kalkstickstoff	263 000	200 000	24
Kalksalpeter	130 000	110 000	15

Der Verbrauch hat sich von 1,950 auf 1,621 Mill. t vermindert, mithin um nur rd. 17%. Trotzdem wird der gegenwärtige Stickstoffvorrat der Welt auf rd. 600 000 t geschätzt, das sind etwa 37% des Verbrauchs im letzten Düngejahr.

Ungarns Kohlenförderung und -außenhandel im Jahre 1931.

	1929 t	1930 t	1931 t	± 1931 gegen 1930 t
Kohlenförderung	7 869 290	6 985 660	6 880 000	- 105 660
Kohlenabsatz	7 330 000	6 400 000	6 340 000	- 60 000
Einfuhr an Kohle	1 333 040	883 190	600 000	- 283 190
Ausfuhr an Kohle	411 580	384 580	383 000	- 1 580
Haldenbestände an Kohle	148 300	220 250	240 000	+ 19 750

Brennstoffaußenhandel Belgiens im Jahre 1931.

Zeit	Einfuhr			Ausfuhr ¹		
	Steinkohle t	Koks t	Preßsteinkohle t	Steinkohle t	Koks t	Preßsteinkohle t
1930	10 314 127	2 946 642	1 795 564	3 962 223	7 933 318	7 111 929
Monats-durchschn.	859 511	245 554	14 964	330 185	661 110	59 327
1931:						
Jan.	950 665	204 157	19 644	422 017	74 157	79 411
Febr.	919 691	186 886	16 526	440 874	71 416	67 639
März	925 310	202 376	19 563	525 739	57 425	76 275
April	646 747	192 347	18 963	504 857	61 876	90 883
Mai	751 343	158 304	22 761	472 686	44 234	93 561
Juni	730 293	154 705	28 143	599 663	55 212	106 583
Juli	736 788	192 976	21 862	546 983	73 162	93 861
Aug.	824 077	189 838	27 447	419 301	85 818	76 646
Sept.	909 837	186 543	28 184	425 466	90 947	71 065
Okt.	839 170	162 897	16 673	450 806	93 375	75 858
Nov.	640 060	160 989	12 769	343 183	75 508	59 073
Dez.	659 088	162 783	11 756	314 985	79 417	55 973
zus. ²	9 528 436	2 153 850	244 292	5 467 835	8 625 549	9 399 958
Monats-durchschn.	794 036	179 488	20 358	455 653	71 879	78 330

¹ Einschl. Bunkerkohle. — ² Berichtigte Zahlen.

Roheisen- und Stahlerzeugung Luxemburgs im Jahre 1931.

Zeit	Roheisenerzeugung				Stahlerzeugung			
	insges. t	davon			insges. t	davon		
		Thomas-eisen t	Gießereieisen t	Puddel-eisen t		Thomas-stahl t	Martin-stahl t	Elektrostahl t
1930	2 473 735	2 431 293	42 057	385	2 269 910	2 260 276	5081	4553
Monats-durchschn.	206 145	202 608	3 505	32	189 159	188 356	423	379
1931:								
Januar	183 130	180 325	2 805	—	171 591	170 886	174	531
Februar	168 848	162 470	6 378	—	161 140	160 520	—	620
März	178 384	173 223	5 161	—	172 474	171 833	—	641
April	171 142	168 302	2 840	—	165 822	165 314	—	508
Mai	168 772	168 047	725	—	166 085	165 506	179	400
Juni	172 205	172 205	—	—	175 479	174 878	37	564
Juli	177 300	175 971	1 329	—	182 200	181 568	234	398
August	174 386	171 405	2 981	—	174 685	173 980	150	555
September	172 469	169 577	2 892	—	174 629	173 432	647	550
Oktober	171 530	171 530	—	—	176 656	176 132	—	524
November	162 526	162 526	—	—	164 094	163 678	—	416
Dezember	152 466	152 036	430	—	150 088	149 573	—	510
zus.	2 053 158	2 027 617	25 541	—	2 034 943	2 027 305	1 421	6 217
Monats-durchschn.	171 096	168 968	2 128	—	169 578	168 942	118	518

Gewinnung und Belegschaft im Aachener Steinkohlenbergbau im Januar und Februar 1932¹.

Zeit	Kohlenförderung		Koks- erzeugung t	Preß- kohlen- herstellung t	Belegschaft (angelegte Arbeiter)
	insges. t	arbeits- tätlich t			
1930 Monats- durchschnitt	6 720 647	22 742	1 268 774	248 714	26 813
	560 054		105 731	20 726	
1931 Monats- durchschnitt	7 093 527	23 435	1 235 000	324 818	26 620
	591 127		102 917	27 068	
1932: Jan.	590 095	23 687	114 872	22 314	26 388
Febr.	594 545	23 781	107 359	26 689	26 228

¹ Nach Angaben des Vereins für die berg- und hüttenmännischen Interessen im Aachener Bezirk, Aachen.

Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt

in der am 8. April 1932 endigenden Woche¹.

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). Da die Angebote von Newcastle und sonstiger Bezirke in der letzten Zeit sehr mäßigen Erfolg brachten, sieht man augenblicklich der Zuteilung von verschiedenen ausstehenden Aufträgen Skandinaviens mit einiger Besorgnis entgegen. Die Gaswerke von Lissabon, welche viele Jahre regelmäßige Abnehmer waren, forderten 21 000 t westfälische Gaskohle; der Preis für diese Kohle lag nur rd. 3 d unter den Notierungen in Durham. Seit Ostern hat sich die allgemeine Marktlage wenig geändert. Hauptsächlich wurden beste Blyth-Kesselkohle und beste Durham-Bunkerkohle gefragt; für letztere wurden zeitweise bis zu 14 s 6 d bezahlt, während die Durchschnittsnotierung von 13/6—13/9 s gegen die Vorwoche unverändert blieb. Beste Blyth-Kesselkohle wurde außergewöhnlich gut abgesetzt; die Aufträge für die nächsten beiden Monate sind zufriedenstellend. Noch sehr besorgt sind die Unternehmer um den Absatz von Kesselkohle, die annähernd zu gleicher Menge auf Lager genommen werden muß, als beste Stückkohle gefördert wird. Sämtliche Gaskohlensorten wurden, den Auftrag der Gaswerke von Genua auf 30 000 t besondere Durham-Gaskohle zu 20 s 10 1/2 d cif mit Lieferung Mai/Juni ausgenommen, vernachlässigt; auch im Kokskaufgeschäft waren keine Anzeichen für eine Besserung vorhanden. Auf dem Koksmarkt wurden sämtliche Sorten äußerst schwach gefragt. Mit Ausnahme von bester Blyth-Kesselkohle, die von 13/6—13/9 auf 13/9—14/3 s anzog, weisen sämtliche Kohlensorten die vorwöchigen Notierungen auf.

Aus der nachstehenden Zahlentafel ist die Bewegung der Kohlenpreise in den Monaten Februar und März 1932 zu ersehen.

Art der Kohle	Februar		März	
	niedrig- ster Preis	höch- ster Preis	niedrig- ster Preis	höch- ster Preis
	s für 11 t (fob)			
Beste Kesselkohle: Blyth . . .	13/6	13/6	13/6	13/9
Durham	15	15	15	15
kleine Kesselkohle: Blyth . . .	8/6	8/6	8/6	8/6
Durham	12	12	12	12
beste Gaskohle	14/6	14/6	14/6	14/6
zweite Sorte	13/3	13/6	13/3	13/6
besondere Gaskohle	15	15	15	15
gewöhnliche Bunkerkohle . . .	13	13/6	13	13/6
besondere Bunkerkohle	13/6	14	13/6	14
Kokskohle	13	13/9	13	13/9
Gießereikoks	16	17	15/3	16/6
Gaskoks	19	19	19	19

2. Frachtenmarkt. Am Tyne war im Mittelmeergeschäft in der Berichtswoche eine etwas freundlichere

Stimmung zu verzeichnen; kleinerer Schiffsraum wurde zeitweise etwas knapp. Im ganzen genommen war jedoch der Frachtenmarkt unverändert und ging das Schiffsraumangebot weit über den Bedarf hinaus. Die Frachtsätze blieben gegen die Notierungen in den letzten 2 oder 3 Wochen größtenteils unverändert. In Cardiff verlief das Chartergeschäft bei ebenfalls überaus reichlichem Schiffsraumangebot allgemein flau, die Notierungen im Baigeschäft gingen zurück. Da Spanien die Verlade- und Entladekosten um 1 Peseta je t erhöht hat, fordern die Schiffseigner für den Versand nach spanischen Häfen höhere Frachtsätze. Die erhöhten Gebühren stellten bei dem gegenwärtigen Börsenkurs eine Steigerung der Versandkosten für Kohle um 5 d je t dar. Angelegt wurden für Cardiff-Genua 6/1 1/2 s, -Alexandrien 6/11 s und Tyne-Stockholm 4/10 1/2 s.

Über die in den einzelnen Monaten erzielten Frachtsätze unterrichtet die folgende Zahlentafel.

Monat	Cardiff-				Tyne-		
	Genua s	Le Havre s	Alexan- drien s	La Plata s	Rotter- dan s	Hamb- burg s	Stock- holm s
1914: Juli	7/2 1/2	3/11 3/4	7/4	14/6	3/2	3/5 1/4	4/7 1/2
1931: Jan.	6/2 1/4	3/8 1/2	6/7 1/2		3/3 1/4	4/6 1/4	
April	6/5 1/2	3/2 1/2	7/3	10/—		3/3	
Juli	6/1 1/2	3/2	6/5 3/4		3/—	3/3 1/2	
Okt.	5/10 3/4	3/10 3/4	6/3 1/2	9/5 1/2	3/5	3/11 1/4	
1932: Jan.	6/0 1/2	3/9	6/5 3/4	8/9 3/4	3/6	3/6	
Febr.	6/—	3/4 1/2	6/6	9/—	—	3/10 1/2	
März	6/8 1/4	3/9 1/2	7/—	—	—	3/7 3/4	

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse¹.

Die Geschäftstätigkeit auf dem Markt für Teer-erzeugnisse war in der Berichtswoche bei vorherrschenden Nachfragen eingeschränkt. Benzol war sehr fest. Rohe Karbolsäure blieb bei knappen Beständen behauptet, während krist. Karbolsäure im Preise stieg. Naphtha wurde vernachlässigt, wogegen Pech und Teer stark angefordert wurden, die beiden letzten Erzeugnisse konnten zu über den laufenden Notierungen liegenden Preisen abgesetzt werden.

Nebenerzeugnis	In der Woche endigend am	
	2. April	8. April
	s	
Benzol (Standardpreis) . . 1 Gall.	1/4	
Reinbenzol 1 "	1/11	
Reintoluol 1 "	2/8	
Karbolsäure, roh 60% . . 1 "	1/8	
" krist. 1 lb.	6 1/2	—/7
Solventnaphtha I, ger., Osten 1 Gall.	1/4	
Solventnaphtha I, ger., Westen 1 "	1/3	
Rohnaphtha 1 "	1/—	
Kreosot 1 "	5 1/4	
Pech, fob Ostküste . . . 1 l. t	87/6	
" fas Westküste . . . 1 "	82/6	85/—
Teer 1 "	27/6	
Schwefelsaures Ammo- niak, 20,6% Stickstoff 1 "	7 £	

Im Inlandgeschäft in schwefelsauerem Ammoniak herrschte in der Berichtswoche noch die Feiertagsstimmung vor; es wurden bei einem Preis von 7 £ nur wenig Aufträge hereingenommen. Auch der Auslandversand blieb sehr gering. Die Notierungen waren größtenteils nur nominell.

¹ Nach Colliery Guardian vom 8. April 1932, S. 703 und 722.

¹ Nach Colliery Guardian vom 8. April 1932, S. 702.

Förderung und Verkehrslage im Ruhrbezirk¹.

Tag	Kohlenförderung t	Koks- er- zeugung t	Preß- kohlen- her- stellung t	Wagenstellung zu den Zechen, Kokereien und Preß- kohlenwerken des Ruhrbezirks (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)		Brennstoffversand				Wasser- stand des Rheins bei Caub (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	
April 3.	Sonntag			1 225	—	—	—	—	—	
4.	215 208	74 205	8 888	13 036	—	26 579	26 865	8 145	61 589	1,94
5.	220 879	39 876	7 878	13 738	—	14 477	20 412	10 236	45 125	1,90
6.	203 044	38 061	9 071	12 826	—	17 067	20 177	8 816	46 060	1,86
7.	239 899	40 156	7 633	13 078	—	19 238	28 988	6 320	54 546	1,92
8.	232 887	38 052	8 077	13 905	—	23 533	36 207	5 694	65 434	2,24
9.	200 088	35 949	7 791	13 398	—	23 688	30 736	7 454	61 878	2,42
zus.	1 312 005	266 299	49 338	81 206	—	124 582	163 385	46 665	334 632	
arbeitstägl.	218 668	38 043	8 223	13 534	—	20 764	27 231	7 778	55 773	

¹ Vorläufige Zahlen. — ² Kipper- und Kranverladungen.

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

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 31. März 1932.

5c. 1211939. Hugo Herzbruch, Essen-Bredeneu. Verschiebbares Einbaugerüst für die Einbringung eines Bergwerksstrecken- oder Tunneiausbaus. 9. 3. 32.

5d. 1211549. Wilhelm Hlubek, Bismarckhütte. Nahtloses Flußstahlrohr mit rundem äußern und ovalem innern Durchmesser für Spül- und Blasversatz. 26. 2. 32.

81e. 1211766. Karl Brieden, Bochum. Rutschenverbindung. 10. 3. 32.

85e. 1211843. Josef Riester, Bochum-Dahlhausen. Tragschalenlaufwerk für Schüttelrutschen mit oberhalb des Tragschalenbleches liegenden Verbindungsschrauben. 8. 3. 32.

Patent-Anmeldungen,

die vom 31. März 1932 an zwei Monate lang in der Auslegung des Reichspatentamtes ausliegen.

1c, 8. C. 630. Cesag Central-Europäische Schwimmaufbereitungs-A. G., Berlin. Schaumschwimmaufbereitungsverfahren von Phosphaten und sonstigen nichtsulfidischen Mineralien. 26. 2. 30. V. St. Amerika 1. 3. 29.

5b, 14. B. 148972. Wilhelm Böhle, Unna (Westf.). Schlagend und drehend wirkender Bohrhammer. 14. 3. 31.

5c, 7. Sch. 90227. Leopold Schmidt, Dortmund-Kruckel. Verfahren zum Abbauen von Lagerstätten. 6. 5. 29.

10a, 3. H. 125839. Dr.-Ing. eh. Gustav Hilger, Gleiwitz (O.-S.). Verbreiterte Verkokungskammer mit innerer Wärmezuführung. 10. 1. 30.

10a, 22. H. 1930. Dr.-Ing. eh. Gustav Hilger, Gleiwitz (O.-S.). Verfahren und Vorrichtung zur Regelung der Gewinnung von Nebenprodukten aus Koksofengasen. 5. 2. 30.

10a, 24. M. 95159. Metallgesellschaft A. G., Frankfurt (Main). Verfahren zum Schwelen von wasserreichen Brennstoffen. 28. 6. 26.

10a, 35. H. 119884. Dr.-Ing. eh. Gustav Hilger, Gleiwitz (O.-S.). Verfahren und Vorrichtung zur Erzeugung von stückigem, dichtem Halb- oder Ganzkoks aus verdichteten, bituminösen Brennstoffen, besonders Steinkohle, Braunkohle, Torf u. dgl. 12. 1. 29.

10b, 9. V. 25332. Vereinigte Stahlwerke A. G., Düsseldorf. Verfahren zur Heißbrikettierung von Kohle. 31. 5. 29.

81e, 45. G. 81454. Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H., Saarbrücken. Einrichtung für Bunker, Rutschen, Schurven. 21. 12. 31.

81e, 55. E. 41234. Gebr. Eickhoff, Maschinenfabrik und Eisengießerei, Bochum. Schüttelrutsche mit einem mit Hilfe eines Getriebes verschiebbaren Schuß. 22. 5. 31.

Deutsche Patente.

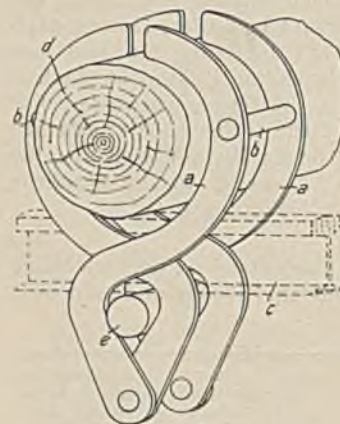
(Von dem Tage, an dem die Erteilung eines Patentes bekanntgemacht worden ist, läuft die fünfjährige Frist, innerhalb deren eine Nichtigkeitsklage gegen das Patent erhoben werden kann.)

1a (31). 547 690, vom 18. 3. 27. Erteilung bekanntgemacht am 17. 3. 32. Fried. Krupp A. G., Grusonwerk

in Magdeburg-Buckau. Verfahren und Vorrichtung zur Sortierung von stückigem Gut.

Die einzelnen Gutstücke werden hintereinander einer Besichtigungsstelle zugeführt und von ihr durch von Hand gesteuerte Mittel entsprechend ihrer Größe auf getrennten Wegen weitergeführt. Die Steuerung der Leitmittel kann durch eine Tastatur und durch von ihr erregte Elektromagnete bewirkt werden. Als Leitmittel lassen sich ein- oder mehrteilige kippbare Mulden, umlaufende Walzen, Förderbänder o. dgl. verwenden. Ferner können den Leitmitteln Mittel nachgeschaltet werden, welche die Gutstücke aufhalten.

5c (10). 545 982, vom 23. 10. 30. Erteilung bekanntgemacht am 18. 2. 32. Dr.-Ing. Adolf Lohmeyer in Gelsenkirchen-Buer. Vorpfändeklammer.



Die Klammer besteht aus den beiden zangenartigen Teilen *a*, von denen jeder zwei S-förmige, an einem Ende gelenkig miteinander verbundene Schenkel hat. Die beiden Teile werden durch die Bolzen *b* in einer solchen Entfernung voneinander gehalten, daß die Pfändungsschiene *c* zwischen sie geschoben werden kann. Die Klammer wird in geschlossenem Zustand über die Kappe *d* geschoben.

Durch die untere Öffnung der Teile wird, nachdem die Pfändungsschiene *c* zwischen sie geschoben ist, der Bolzen *e* gesteckt, auf den sich die Schiene auflegt.

10a (18). 547 692, vom 27. 3. 28. Erteilung bekanntgemacht am 17. 3. 32. Dr. C. Otto & Comp. G. m. b. H. in Bochum. Verfahren zur Herstellung von metallurgischem Koks aus schlecht backender und gasreicher Kohle.

Aus in üblicher Weise aufbereiteter Kohle soll der Teil, der unter 1 mm Korngröße hat, abgesiebt und entgast werden. Der dabei entstehende Koksgrus wird auf die gleiche Korngröße wie der nicht abgesiebte Teil der Kohle gebracht. Alsdann wird dieser Kohle der Koksgrus, den man zuvor waschen und trocknen kann, zugesetzt und mit ihr verkocht.

10a (29). 547 534, vom 20. 11. 28. Erteilung bekanntgemacht am 10. 3. 32. Joseph William Horace

Vainsow in Lindfield bei Sydney (Australien). *Verfahren und Vorrichtung zum Schwelen von kohlenstoffhaltigen Materialien*. Priorität vom 22. 11. 27 ist in Anspruch genommen.

Das Gut wird in körnigem Zustand in abgeteilten, d. h. voneinander getrennten dünnen Schichten durch liegende Retorten hindurchgeführt, die durch Einschnürungen in Zonen geteilt sind. Die Zonen der Retorten werden in der Bewegungsrichtung des Gutes durch Brenner allmählich stärker beheizt. Die sich entwickelnden gasförmigen Erzeugnisse werden aus den Zonen getrennt abgesaugt und kondensiert. Zum Befördern des Gutes durch die Retorten dient ein endloses, mit Querstegen versehenes Förderband, das außerhalb der Retorten durch Flüssigkeitsbehälter geführt ist.

10a (31). 547535, vom 11. 10. 29. Erteilung bekanntgemacht am 10. 3. 32. Trocknungs-, Verschwelungs- und Vergasungs-G.m.b.H. in München. *Großleistungsöfen zum Schwelen von Kohle o. dgl.*

Der Ofen hat mehrere übereinander angeordnete, eine Schüttelbewegung ausführende Herde, von denen jeder mehrere nebeneinanderliegende schmale Arbeitsflächen hat, auf die das Gut an einem Ende in ganz dünner Schicht aufgebracht wird. Jeder Herd ist mit einem gasdichten Mantel umgeben, wird von unten durch Gasbrenner beheizt und ist durch absperrbare Leitungen an ein gemeinsames Austragrohr angeschlossen. Die übereinanderliegenden Herde werden von einem gemeinsamen Bunker beschickt. Jeder Herd kann ohne Betriebsstörung stillgesetzt und ausgebaut werden.

35a (9). 547092, vom 20. 6. 30. Erteilung bekanntgemacht am 10. 3. 32. Wilhelm Christian in Herne. *Vorrichtung zum Regeln des Ablaufs von Förderwagen.*

Ein in seiner Neigung verstellbares Gleisstück ist mit einem Sperrgestänge für die aufrollenden und die nachfolgenden, ihm zurollenden Förderwagen gekuppelt. Das Sperrgestänge besteht aus einem zweiarmigen, unterhalb des Gleisstückes gelagerten, um eine waagrechte Achse schwingbaren Hebel, dessen Arme am freien Ende nach oben ragende Sperrriegel tragen, die sich vor den Kasten oder die Puffer der Förderwagen legen. Die Riegel greifen durch Aussparungen (Schlitze) von Stangen, die zwischen dem Gleisstück und dem Schwinghebel in waagrechtlicher Richtung verschiebbar angeordnet und von einer Pufferfeder umgeben sind, welche die Stöße der gegen die Riegel rollenden Förderwagen auffangen.

35a (9). 547755, vom 15. 3. 31. Erteilung bekanntgemacht am 17. 3. 32. Otto Collin in Dortmund und Otto Bölbmann in Dortmund-Brackel. *Seileinband für Förderkörbe.*

Der Einband besteht aus einer am Förderkorbbkopf befestigten Führung und einer auf dem Förderkorb verstellbar angeordneten Klemmvorrichtung für das Förderseil. Diese ist als Schlitten ausgebildet und mit einer Zahnstange versehen, in die ein mit Hilfe eines Handhebels drehbares Zahnritzel und ein hochklappbarer Zahnblock eingreifen. Dieser dient zum Verriegeln der Zahnstange und damit der Klemmvorrichtung und wird vor deren Verschieben durch Drehen des Zahnritzels durch Anheben mit der Zahnstange außer Eingriff gebracht. Auf der Führung für das Förderseil ist eine das Seil umschließende federnde Hülse befestigt, durch welche die SeilSchwingungen auf den Förderkorb übertragen werden.

81e (94). 547511, vom 22. 8. 30. Erteilung bekanntgemacht am 10. 3. 32. Wilhelm Wenzke in Bochum. *Vorrichtung zum selbsttätigen Regeln des Zulaufs von in Kreiselwipper einzuführenden Förderwagen.*

In einem vor dem Kreiselwipper angeordneten Gestell mit nach dem Wipper zu nach abwärts geneigtem Gleis sind hintereinander zwei von oben auf die Laufräder der Förderwagen wirkende Bremsschienenpaare an dem vom Wipper abgewendeten Ende schwingbar gelagert. Jedes Bremsschienenpaar ist am freien Ende mit einem Sperrriegelpaar verbunden, das beim Senken der Schienen in die Sperrstellung gehoben wird. Die Schienen des dem Wipper zunächst liegenden Bremsschienenpaares sind durch über ihre Schwenkachse hinausgeführte Verlängerungen mit dem freien Ende der Schienen des andern Bremsschienenpaares und an ihrem freien Ende mit einem Exzentering gelenkig verbunden. Auf der Welle des Exzenter wirkt ein Gegengewicht, das bestrebt ist, das dem Wipper zunächst liegende Bremsschienenpaar zu lüften. Auf der Exzenterwelle ist ein Hebel befestigt, dessen freies Ende im Bereich eines exzentrischen Anschlages des Wippers liegt. Dieser Anschlag dreht am Ende der Drehung des Wippers den Hebel so, daß das dem Wipper zunächst liegende Bremsschienenpaar in die Sperrstellung und die zu diesem Hebelpaar gehörenden Sperrriegel in die Sperrstellung, gleichzeitig aber das andere Bremsschienen- und Sperrriegelpaar aus der Brems- oder Sperrstellung gebracht werden.

Z E I T S C H R I F T E N S C H A U

(Eine Erklärung der Abkürzungen ist in Nr. 1 auf den Seiten 27—30 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

Mineralogie und Geologie.

Zur Entstehung der mitteldeutschen Braunkohlenformation und sich daran anknüpfende Fragen. Von Vetter. Braunkohle. Bd. 31. 26. 3. 32. S. 217/21. Wichtigste Ergebnisse einer eingehenden genetischen Untersuchung des Bildungsraumes und der Verbreitung der Braunkohlenformation. Schrifttum.

Les gîtes d'antimoine en France; leur association fréquente avec l'or. Von Charrin. Génie Civil. Bd. 100. 26. 3. 32. S. 314/7*. Antimonmineralien und deren Vorkommen. Verwendungsmöglichkeiten. Metallurgie des Antimons. Beschreibung von Antimonlagerstätten in Frankreich.

La production et l'utilisation mondiales du graphite; les gisements du Gomara (Maroc espagnol). Von Berthelot. Génie Civil. Bd. 100. 19. 3. 32. S. 285/9*. Die Bedeutung der einzelnen Erzeugergebiete in der Weltwirtschaft. Beschreibung der Graphitvorkommen im spanischen Rif. Gewinnungs- und Aufbereitungsverfahren. Verwendungsmöglichkeiten für Graphit.

Le graphite de Madagascar. Von Chermette. Mines Carrières. Bd. 11. 1932. H. 113. S. 8/12*. Geographische Verbreitung der Graphitvorkommen. Gewinnung und Aufbereitung. Der Graphit von Madagaskar auf dem Weltmarkt.

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.

La baryte en France. Von Charrin. Mines Carrières. Bd. 11. 1932. H. 113. S. 17/26*. Beschreibung der französischen Barytvorkommen.

Bergwesen.

Costs reduced, capacity increased by Carswell improvements. Coal Age. Bd. 37. 1932. H. 3. S. 92/4*. Neuzeitliche Betriebsumstellung auf einem Kohlenbergwerk in West-Virginien. Umgestaltung der Schachtförderung, Einführung größerer Förderwagen, beschleunigter Wagenlauf.

Incidents auxquels le tir électrique peut donner lieu. Von Audibert und Delmas. Ann. Fr. Bd. 20. 1931. H. 12. S. 443/78*. Unzeitige Explosion von Zündkapseln. Konstruktionsweise der französischen Zündkapseln. Die Wirkung eines Ziehens an den Leitungsdrähten. Verzögerte Explosionen. Fehlerhaftes Pulver, unzureichender Strom. Doppelte Detonationen.

The support of underground workings in the Cardiff and Newport districts, South Wales coalfield. Von Bassett. (Forts.) Iron Coal Tr. Rev. Bd. 124. 25. 3. 32. S. 520/1* und 523. Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 583/5*. Ausbau der Förderstrecken. Stahlbogenausbau. Kosten. Ausbau und Sicherung des Hangenden im Abbau. Bergeversatz. Hereinbrechen des Hangenden. (Schluß f.)

Der Schürfwiderstand beim Schrapperbetrieb. Von Rathje. Fördertechn. Bd. 25. 11. 3. 32. S. 63/5*. Rechnerischer Ansatz für die näherungsweise durchgeführte Er-

mittlung des Schürfwiderstandes auf Grund der Grenzwerttheorie.

Die Bewertung der Rollen- und Kugelschüttelrutschen nach dem heutigen Stande der Betriebserfahrungen. Von Lohmeyer. Bergbau. Bd. 45. 31. 3. 32. S. 101/4*. Erörterung der Arbeitsweise sowie der Vor- und Nachteile.

La «qualité de pression» d'un ventilateur. Von Chappuis. Génie Civil. Bd. 100. 19. 3. 32. S. 293/5*. Untersuchung der Druck- und Leistungskurven verschiedener Ventilatoren.

Airscrew propeller fans. Von Steart und Henderson. Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 591/3*. Beschreibung von Versuchsergebnissen und neuen Betriebserfahrungen. Aussprache.

De l'aérage des culs-de sac par tuyauterie souple. Von Lami. Mines Carrières. Bd. 11. 1932. H. 113. S. 13/6*. Die Bewetterung von Blindrörtern durch biegsame Wetterlufften. Stofflufften und ihre Verbindungsweise.

Methane storage in strata. Von Budge. (Forts.) Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 597/8. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 124. 25. 3. 32. S. 523. Gas im Hangenden, Liegenden und im Versatz. Gasanreicherung in hangenden Flözen. Gasansammlung im Alten Mann. Aussprache. (Schluß f.)

Dust prevention in relation to silicosis. Von Hay. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 124. 25. 3. 32. S. 511/3*. Beschreibung von Geräten zur Bestimmung der Zahl und Größe der Staubteilchen in der Luft. Vorrichtungen zur Abscheidung des Bohrstaubes. Die beim Sprengen erzeugte Staubwolke.

Safety conference at Swansea. Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 612/3. Mitteilung des Inhaltes der auf der Tagung gehaltenen Vorträge. Rauben des Ausbaus. Unfälle bei der Förderung. Durchgehen von Förderwagen. Abneigung gegen Kopflampen. (Schluß f.)

Das Dillgebiet und seine Eisenerze, insbesondere deren Aufbereitung. Von Schumann. Stahl Eisen. Bd. 52. 24. 3. 32. S. 281/7*. Wirtschaftliche Lage des Eisenerzbergbaus an der Dill. Lagerung, Zusammensetzung und Gewinnung der Dillzerze. Aufbereitung von Hand und auf mechanischem Wege. Meinungsaustausch.

Magnetische Scheideversuche an Braunkohle und Steinkohle. Von Skutl und Benesch. Glückauf. Bd. 68. 2. 4. 32. S. 326/7. Mitteilung von Scheideversuchen bei Verwendung starker Magnetfelder.

New dry cleaner at Virginia mines works without aid. Coal Age. Bd. 37. 1932. H. 3. S. 105/6*. Beschreibung und Arbeitsweise des Cumberland-Reinigers.

Der Klärbetrieb für Grubenwasser beim Hauptwasserwerk des Braunkohlen- und Großkraftwerkes Böhlen bei Leipzig. Von Steuer. Braunkohle. Bd. 31. 26. 3. 32. S. 213/7*. Beschreibung der Kläranlagen und ihrer Betriebsweise.

Moderne Absetzanlagen ohne Schlammkratzer. Von Kusch. Gesundh. Ing. Bd. 55. 26. 3. 32. S. 145/8*. Eigenart der Absitzbecken mit Schlammkratzern. Kremer-Klärbecken mit Schlammzylindern. Ausgeführte Kremer-Anlagen.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Les «journées des carburants» à l'exposition coloniale internationale de Paris 1931. Chaleur Industrie. Bd. 13. 1932. H. 142. S. 57/214*. Wiedergabe der auf der Tagung in den einzelnen Fachgruppen gehaltenen Vorträge. Erdöl im Inland und in den Kolonien, flüssige und feste Brennstoffe, Gaserzeuger, Kohlenstoffmotor, industrielle Heizung und Energieerzeugung, Heizung und Wohnung.

Vor- und Nachteile der Feuerraumkühlung. Von Schlicke. Brennstoffwirtsch. Bd. 14. 1932. H. 3. S. 41/3*. Schonung der Ausmauerung und des Rostes. Erniedrigung der Dampftemperatur im Überhitzer bei nachträglichem Einbau. Betriebsschwierigkeiten.

The combustion of pulverised fuel. Von Jackson. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 124. 25. 3. 32. S. 516/7. Verbrennungszeit und freiwerdende Wärme. Zeit der Verbrennung und Feinheit der Teilchen. Vorerhitzte Verbrennungsluft. Einfluß der Kohlenfeuchtigkeit.

Pulverized coal system serves boilers, ovens and air furnaces. Von O'Neil. Iron Age. Bd. 129. 17. 3. 32. S. 662/5*. Beschreibung einer vollmechanisch arbeitenden Anlage. Wiegen des Kohlenstaubes vor der Verteilung. Reglung der Luftzuführung. Ventile.

Fuel for merchant ships. Von Johnson. Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 587/91*. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 124. 25. 3. 32. S. 525. Die Verwendung von Kohlenklein. Bedeutung des Brennstoffs. Dampfkosten. Brennstoffverbrauch der Schiffe. Kosten. Kohle gegen Öl. Ausblick.

Der Ausnutzungsfaktor der Betriebszeit. Von Weingärtner. E. T. Z. Bd. 53. 31. 3. 32. S. 311/5*. Belastungsfaktor und Ausnutzungsfaktor. Berechnung des Wärmeverbrauchs einer ganzen Maschinengruppe.

Elektrotechnik.

The wiring of mining electrical equipment. Von Ilsley und Brunot. Coll. Guard. Bd. 144. 24. 3. 32. S. 623/4. Die elektrischen Leitungen im Untertagebetrieb. Sicherheitsfragen. Anschluß der Leitungen an Maschinen. Sicherung der Eintrittsöffnung. Drahtverbindungen. Mechanischer Drahtschutz. (Schluß f.)

Hüttenwesen.

Schmiedefehler an Schlangenbohrern. Von Meebold. Glückauf. Bd. 68. 2. 4. 32. S. 319/22*. Besprechung vorkommender Fehler. Hinweise zu ihrer Erkennung bei der Abnahme.

Propriétés mécaniques du cuivre. Von Krupkowski. (Schluß statt Forts.) Rev. mét. Bd. 29. 1932. H. 2. S. 74/92*. Härte des kaltgehämmerten Kupfers. Abhängigkeit der Härte von der Temperatur. Bruchfestigkeit. Zusammenfassung der Ergebnisse.

Chemische Technologie.

Ammoniak- und Benzolgewinnung aus Koks- ofengasen mit dem Feldwäscher. Von Weittenhiller. Glückauf. Bd. 68. 2. 4. 32. S. 313/9*. Ammoniakanlage: Versuchsanordnung, Vergleichsgrundlagen, Versuche bei Höchstdrehzahl, Auswertung der Ergebnisse hinsichtlich des Energiebedarfs, Erhöhung der Wirtschaftlichkeit durch Verminderung der Drehzahl, Vergleich der Wirtschaftlichkeit von Feld- und Hordenwaschung, Verbesserungsvorschläge. (Schluß f.)

Die meßtechnische Überwachung von Nebengewinnungsanlagen in Kokereien. Von Liesegang und Haeseler. (Schluß.) Bergbau. Bd. 45. 31. 3. 32. S. 99/101*. Anwahl der Meßgeräte. Gestaltung der Wärmewarte.

Nomogramme zur Mengemessung von Gasen und Dämpfen. Von Richter. Z. V. d. I. Bd. 76. 26. 3. 32. S. 320/2*. Grundgleichung. Berichtigungsfaktor für zusammendrückbare Mittel. Nomogramme für Luft, Satttdampf und Heißdampf.

Wirtschaft und Statistik.

Der gegenwärtige Stand des Berg- und Hüttenwesens in Brasilien. Von Freise. B. H. Jahrb. Bd. 80. 15. 3. 32. S. 1/7. Ausfuhr von Bergbauerzeugnissen in den Jahren 1927 bis 1930. Übersicht über die verschiedenen Zweige der Bergbau- und Hüttenindustrie. Schrifttum.

Die Radiumwirtschaft der Erde. Von Weiß. (Schluß.) Techn. Bl. Bd. 22. 27. 3. 32. S. 171/2*. Pechblendegruben in Belgisch-Kongo. Verfahren der Radiumgewinnung. Die Radiumfabrik in Oolen.

Hollands Kohlenbergbau im Jahre 1930. Glückauf. Bd. 68. 2. 4. 32. S. 322/6. Entwicklung der Gruben und der Förderung, Selbstverbrauch, Kokserzeugung, Belegschaft, Schichtverdienst, Jahres- und Schichtförderanteil, Unfälle, Brennstoffeinfuhr und -ausfuhr, Bunkerkohle, Inlandverbrauch, Selbstkosten, Reingewinn.

P E R S Ö N L I C H E S .

Beurlaubt worden sind:

der Bergassessor Eggebrecht vom 1. April ab auf weitere sechs Monate zur Fortsetzung seiner Beschäftigung bei der Preußischen Bergwerks- und Hütten-A. G., Zweigniederlassung Salz- und Braunkohlenwerke Berlin, Abt. Kaliwerk Staßfurt in Staßfurt,

der Bergassessor Schlochow vom 1. März ab auf ein weiteres Jahr zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Vereinigte Stahlwerke A. G., Abt. Bergbau, Gruppe Hamborn,

der Bergassessor Agt vom 1. April ab auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Reichsanstalt für Arbeitsvermittlung und Arbeitslosenversicherung, Arbeitsamt Halle (Saale).