GLÜCKAUF
Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 41 11. Oktober 1930 66. Jahrg.

Ein neuartiger Abbauhammer.

Von Dipl.-Ing. J. Maercks, Lehrer an der Bergschule zu Bochum.

Wohl kein maschinenmäßiges Werkzeug hat im Grubenbetriebe eine derartige Verwendungssteigerung aufzuweisen wie der Abbauhammer. Etwa 84 % der geförderten Kohlenmenge werden zurzeit im Ruhrbezirk durch Abbauhämmer hereingewonnen, und zwar leistet ein Abbauhammer arbeitstäglich im Durchschnitt 4,7 t Kohlen. Die jährlichen Gesamtkosten eines Abbauhammers betragen rd. 284 ℳ und setzen sich aus folgenden Posten zusammen[1]:

	ℳ	%
Druckluftverbrauch .	169	59,5
Abschreibung und Verzinsung . . .	57	20,0
Schlauchkosten . .	22	8,0
Spitzeisenkosten . .	14	5,0
Instandhaltungskosten	19	6,5
Ölkosten	3	1,0
zus.	284	100,0

Nach dieser Aufstellung sind die Druckluftkosten am höchsten, ihre Verringerung ist daher ein erstrebenswertes Ziel. Theoretisch läßt sich der Weg zeigen, der den Druckluftverbrauch ohne Leistungsminderung herabsetzen wird, und zwar durch zwei Mittel: 1. die Entlüftung des Hammers, d. h. die Beseitigung des Kompressionskissens beim Schlaghub, 2. die Umsetzung der Druckluftenergie in mechanische Arbeit nach dem Expansionsverfahren anstatt nach dem Volldruckverfahren.

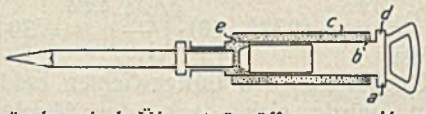
Die Entlüftung des Hammers ist nichts Neues, sie läßt sich namentlich bei Verwendung der Rohrschiebersteuerung mehr oder weniger vollständig erreichen und wird in dieser Art auch ausgeführt.

Die Anwendung des Expansionsverfahrens dagegen ist weniger einfach durchführbar. Zunächst besteht die Vereisungsgefahr, die den Expansionsgrad praktisch stark beschränkt, und ferner ist zu bedenken, daß die mittlere Kolbenkraft des Schlaghubes dadurch kleiner und die Leistung des Hammers verringert wird. Man müßte, um diese Minderung auszugleichen, den Kolbendurchmesser entsprechend vergrößern, wodurch der ganze Hammer wieder schwerer würde.

Beschreibung des Hammers und seiner Wirkungsweise.

Der hier zu beschreibende Hammer geht einen neuen Weg; er arbeitet beim Schlaghub mit Volldruck, bewirkt aber den Kolbenrücklauf nicht mit Frischluft, sondern bewegt den Kolben durch die beim Schlaghub aufgenommene Frischluft, indem er diese in den vordern Zylinderraum expandieren läßt. Der Hammer arbeitet also nur mit einseitiger Füllung, wodurch eine erhebliche Luftersparnis zu erwarten ist.

Im Grundsatz zeigt Abb. 1 die Arbeitsweise des Hammers. Nur der hintere Zylinderraum hat eine Frischlufteinsteuerung (*a*). Befindet sich der Kolben am Ende des Schlaghubes, so wird der Frischluftkanal *a* geschlossen und die Überströmöffnung *b* für einen Augenblick geöffnet. Er läßt die hinter dem Kolben stehende

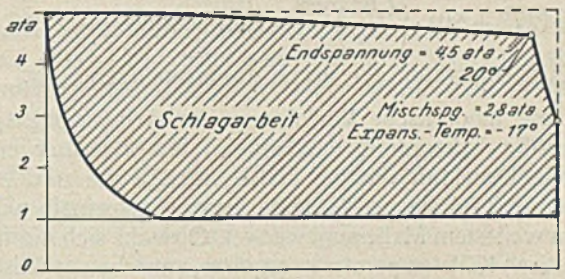


a Einströmkanal, b Überströmöffnung, c Mantelraum, d Auspuffkanal, e Überströmkanal.

Abb. 1. Abbauhammer mit einseitiger Frischluftzuführung.

Druckluft in den besondern Mantelraum *c* expandierend überströmen. Nunmehr wird die Überströmöffnung *b* schnell wieder geschlossen und der Auspuffkanal *d* geöffnet. Die im Mantelraum stehende Druckluft strömt durch den Kanal *e* in den vordern Zylinderraum und treibt, weiter expandierend, den Kolben zurück, während die hinter dem Kolben stehende Luft durch den Auspuff *d* entweicht.

Der Arbeitsvorgang werde zunächst theoretisch verfolgt. Abb. 2 zeigt das Druckluftdiagramm der hintern Zylinderseite für den Schlaghub, Abb. 3 das Druckluftdiagramm der vordern Zylinderseite für den Rücklauf.



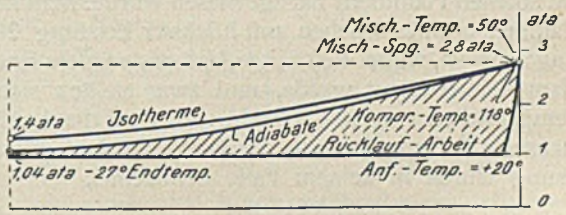


Abb. 2 und 3. Theoretische Hammerdiagramme.

Beim Schlaghub strömt während des ganzen Hubes die Druckluft ein und infolge der Strömungswiderstände sinkt der Druck von 5 auf 4,5 ata. In diesem Augenblick erfolgt Absperrung und Öffnung nach dem Mantelraum. Im Zylinder stehen 92 cm³ Druckluft von 4,5 ata, im Mantelraum 89 cm³ Luft von 1,0 ata. Beide Luftmengen mischen sich, und es entsteht ein Endvolumen (92 + 89) cm³ von der Spannung x.

Damit sich die Spannung x in einfachster Weise errechnen läßt, sei zunächst angenommen, daß die

[1] Glückauf 1930, S. 474.

Temperatur konstant bleibt; dann ist

$$92 \cdot 4{,}5 + 89 \cdot 1{,}0 = (92 + 89) \cdot x$$

$$x = \frac{92 \cdot 4{,}5 + 89 \cdot 1{,}0}{92 + 89} = 2{,}8 \text{ ata},$$

d. h. es würde sich eine Mischspannung von 2,8 ata einstellen. In Wirklichkeit werden sich aber die Temperaturen ändern, denn das eine Luftvolumen muß von 4,5 auf 2,8 ata expandieren und wird sich abkühlen, das andere muß von 1,0 auf 2,8 ata verdichtet werden und wird heißer. Bei + 20° Anfangstemperatur würde die Temperatur des expandierenden Luftvolumens adiabatisch $T_2 = T_1 \cdot \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{0,286} = (273 + 20) \cdot \left(\frac{2{,}8}{4{,}5}\right)^{0,286} = 256^0$ absolut = − 17° C betragen, dagegen die des verdichteten Luftvolumens

$T_3 = T_1 \cdot \left(\frac{p_2}{p_3}\right)^{0,286} = (273 + 20) \cdot \left(\frac{2{,}8}{1{,}0}\right)^{0,286} = 391^0$ absolut = + 118° C. Bei gleichen Luftgewichten beider Mischluftmengen würde sich dann die Mischtemperatur $\frac{+118 - 17}{2} = +50^0$ C einstellen.

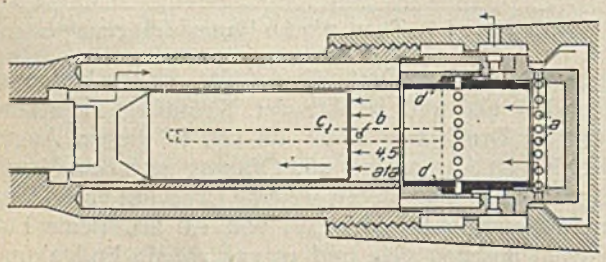
Von dem Mischvolumen werden 89 cm³ abgetrennt, die in den vordern Zylinderraum expandieren. Das Endvolumen wäre dann 89 + 92 = 181 cm³. Bei isothermischer Expansion würde dann die Endspannung $y = \frac{2{,}8 \cdot 89}{181} = 1{,}4$ ata erreicht, bei adiabatischer Expansion aber nur die Spannung $y' = 2{,}8 \cdot \left(\frac{89}{181}\right)^{1,4} = 1{,}04$ ata.

Beide Expansionslinien sind in Abb. 3 wiedergegeben. Rechnet man mit der Mischtemperatur + 50° C als Anfangstemperatur die Endtemperatur der adiabatischen Expansion aus, so kommt man auf

$$T_4 = (273 + 50) \cdot \left(\frac{1{,}04}{2{,}8}\right)^{0,286} = 246^0 \text{ absolut} = -27^0 \text{ C}$$

als Kältetemperatur der vorne ausströmenden Luft.

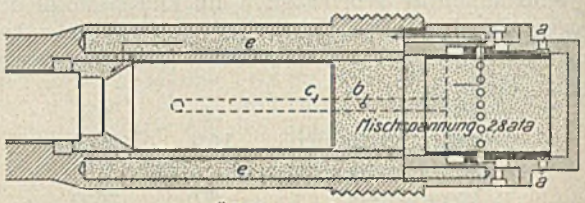
Diese theoretische Verfolgung der Arbeitsvorgänge bringt die Erkenntnis, daß die in den Hammer eingeleitete Druckluft ihn zur Hälfte mit 2,8 ata und zur Hälfte mit 1,04 ata verläßt. Das Expansionsprinzip wird also in weitestem Maße angewendet. Obwohl sich hierbei theoretisch Kältetemperaturen ergeben, entstehen praktisch keine Abströmschwierigkeiten, was durch Dauerversuche mit solchen Hämmern nachgewiesen wurde. Man ließ die Hämmer ununterbrochen mit höchster Leistung 20 min lang arbeiten, wobei sich zeigte, daß das vordere Ende des Hammers erwärmt wurde, und zwar stellten sich hier Temperaturen von 30–38° ein, während die Ausströmmanschette Temperaturen von 4–6° annahm. Eine Vereisung wurde in keinem Falle beobachtet.



a Einströmlöcher, b Bohrung zum Steuerkanal, c Steuerkanal, d große Ringfläche des Schiebers.

Abb. 4. Schieber in Einströmstellung beim Schlaghub.

Die praktische Ausführung des Hammers und die Eigenart seiner Steuerung zeigen die Abb. 4–6. In Abb. 4 bewegt sich der Kolben zum Schlaghub nach links. Die Druckluft strömt durch die Einströmlöcher *a* auf die hintere Kolbenfläche. Die Zylinderwand ist mit größerer Wandstärke ausgeführt als bei den sonst üblichen Abbauhämmern. Das ist erforderlich, weil der Mantelraum, der die Luft nach dem Schlaghub aufnehmen soll, aus zahlreichen Kanälen besteht, die achsrecht in den Zylindermantel gebohrt sind. Der vordere Zylinderraum steht, wie Abb. 4 zeigt, während des Schlaghubes durch diese Lochkanäle mit dem Auspuffraum in Verbindung, so daß der Hammer vollständig entlüftet schlägt und eine außerordentlich hohe Schlagstärke erreicht. Der Kolben hat in Abb. 4 gerade die kleine Bohrung *b* freigelegt. Durch diese stößt die Druckluft in den Kanal *c* ein und drückt gegen die große Ringfläche *d* des Schiebers, um den Schieber umzusteuern.

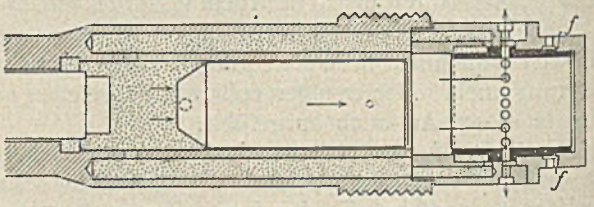


e Überströmkanäle.

Abb. 5. Schieber in Überströmstellung.

In Abb. 5 befindet sich der Schieber in dieser Umsteuerbewegung; er geht von links nach rechts, hat gerade die Einströmlöcher *a* geschlossen und gleitet mit seinen Löchern über die Durchbohrungen zu den Überströmkanälen *e*, die dadurch freigelegt werden. Nunmehr expandiert die hinter dem Kolben stehende Luft in den Mantelraum hinein und strömt durch die Kanäle *e* auf die vordere Kolbenfläche. Es bildet sich die Mischspannung 2,8 ata.

Der Schieber geht aber, wie Abb. 6 zeigt, weiter nach rechts. In dieser seiner Endstellung öffnet er den hintern Zylinderraum nach dem Auspuffraum, während er den



f Kleine Ringfläche des Schiebers.

Abb. 6. Schieberstellung beim Rücklauf.

Mantelraum nach hinten abgesperrt hat. Die hinter dem Kolben stehende Druckluft von 2,8 ata Spannung entweicht durch den Auspuff. Die im Mantelraum stehende Druckluft expandiert in den vordern Zylinderraum und treibt den Kolben zurück. In den Abb. 5 und 6 sind die Mischlufträume durch Punkte gekennzeichnet.

Der in Abb. 6 auf dem Wege von links nach rechts befindliche Kolben überfliegt die Lochreihe des Schiebers und sperrt den Auspuff ab. Die eingeschlossene Luft wird verdichtet und drückt gegen die rechte Stirnfläche des Schiebers. Dieser Druck steuert den Schieber in die linke Endlage, worauf sich dasselbe Spiel wiederholt.

Trotz der einseitigen Frischluftzuführung muß aber der Hammer bei jeder Kolbenstellung anlaufen. Das geschieht so: steht der Schieber und ebenso der Kolben wie in Abb. 6, so strömt die Druckluft, welche die Steuerbuchse umspült, gegen die kleine Ringfläche *f* und drückt

den Schieber nach links. Dadurch kommt der Schieber in die in Abb. 4 gezeichnete Lage, und die Arbeit des Hammers beginnt.

Steht aber der Kolben in der Endlage (Abb. 5), so strömt die Druckluft aus dem hintern Zylinderraum durch die Bohrung *b* in den Kanal *c* und drückt den Schieber wieder nach rechts. Bei dieser Bewegung werden die Überströmkanäle *e* geöffnet, die Druckluft strömt in den Mantelraum, der Mantelraum füllt sich und drückt durch die Kanäle *e* auf die vordere Kolbenfläche, so daß auch in dieser Kolbenstellung die Arbeit beginnt. Die Schwierigkeit beim Anlaufen ist also mit den einfachsten Mitteln außerordentlich sinnreich gelöst worden.

Die Untersuchung des Hammers auf Leistung und Luftverbrauch.

Die Hämmer sind auf dem Prüfstand der Bochumer Bergschule untersucht worden. Die Leistung wurde auf der Federprüfschlagvorrichtung festgestellt und die Feder mit den jeweiligen Kolbengewichten dynamisch durch Fallversuche geeicht. Die Ermittlung des Luftverbrauches erfolgte durch Düsenmessung. Die mit 4 atü Druck vor dem Hammer ausgeführten Versuche haben folgende Ergebnisse gebracht:

Hämmer mit einseitiger Frischluftzuführung[1].

Nr.	Hammer Dmr. mm	Hammer Hub mm	Gewichte Hammer ohne Feder kg	Gewichte Kolben kg	Schlagzahlen je min	Arbeit des Einzelschlages mkg	Hammerleistung mkg/s	Hammerleistung PS_e	Saugluftverbrauch m³/h	Saugluftverbrauch m³/PSh
1	36	90	8,60	0,625	1020	2,25	38,3	0,51	33,3	65,2
2	36	140	9,08	0,765	794	3,10	41,0	0,55	32,2	58,6
3	36	140	9,70	0,710	840	3,15	44,2	0,59	39,2	66,5

[1] Hersteller Druckluft-Maschinenbau-G. m. b. H. in Wuppertal-Elberfeld.

In einem frühern Aufsatz[1] habe ich gezeigt, wie sich die Schlagzahlen, Schlagstärken und Schlagleistungen eines Hammers ändern, wenn Änderungen am Kolbengewicht und an der Hubgröße vorgenommen werden. Da es sich hier um drei Hämmer von gleicher Bauart und Steuerung handelt, müßten sich die dort gefundenen Ergebnisse ohne weiteres anwenden lassen, was geprüft werden soll. Die Hämmer Nr. 2 und 3 haben gleichen Durchmesser und gleichen Hub, nur die Kolbengewichte sind verschieden, wie ändern sich die Leistungen?

	Hammer 1	Hammer 2
Kolbengewicht	$G_1 = 0{,}765$ kg	$G_2 = 0{,}710$ kg
Schlagzahl	$n_1 = 794$	$n_2 = ?$
Schlagstärke	$A_1 = 3{,}10$ mkg	$A_2 = ?$
Leistung	$N_1 = 0{,}55$ PS	$N_2 = ?$

1. Schlagzahl. $n_2 = n_1 \cdot \sqrt{\frac{G_1}{G_2}} = 794 \cdot \sqrt{\frac{0{,}765}{0{,}710}} = 825.$ Nach dem Versuch ist $n_2 = 840$, Berechnungsfehler $\frac{840}{825} = 1{,}02 = -2\,\%$.

2. Schlagstärke. $A_2 = A_1 = 3{,}10$ mkg. Gemessen wurde $A_2 = 3{,}15$ mkg, Berechnungsfehler $\frac{3{,}15}{3{,}10} = 1{,}015 = -1{,}5\,\%$.

3. Leistung. $N_2 = N_1 \cdot \sqrt{\frac{G_1}{G_2}} = 0{,}55 \cdot \sqrt{\frac{0{,}765}{0{,}710}} = 0{,}572$ PS. Gemessen wurde $N_2 = 0{,}59$ PS, Berechnungsfehler $\frac{0{,}59}{0{,}572} = 1{,}032 = -3{,}2\,\%$.

[1] Maercks: Die Mechanik der Abbauhämmer, Glückauf 1927, S. 12.

Die Berechnungsfehler sind so gering, daß die tatsächlich erreichten Werte den abgeleiteten Feststellungen entsprechen.

Die Hämmer Nr. 1 und 3 haben gleichen Durchmesser, aber verschiedene Kolbengewichte und verschiedene Hublängen, wie ändern sich die Schlagzahlen, Schlagstärken und Leistungen?

Hammer 1	Hammer 2
$G_1 = 0{,}625$ kg	$G_2 = 0{,}710$ kg
$s_1 = 90$ mm	$s_2 = 140$ mm
$n_1 = 1020$	$n_2 = ?$
$A_1 = 2{,}25$ mkg	$A_2 = ?$
$N_1 = 0{,}51$ PS	$N_2 = ?$

1. Schlagzahl. $n_2 = n_1 \cdot \sqrt{\frac{G_1}{G_2}} \cdot \sqrt{\frac{s_1}{s_2}} = 1020 \cdot \sqrt{\frac{0{,}625}{0{,}710}} \cdot \sqrt{\frac{90}{140}} = 768.$ Gemessen wurde $n_2 = 840$, Berechnungsfehler $\frac{840}{768} = 1{,}092 = -9{,}2\,\%$.

2. Schlagstärke. $A_2 = \frac{s_2}{s_1} \cdot A_1 = \frac{140}{90} \cdot A_1 = \frac{140}{90} \cdot 0{,}51 = 3{,}48$ mkg. Gemessen wurde $A_2 = 3{,}15$ mkg, Berechnungsfehler $\frac{3{,}48}{3{,}15} = 1{,}105 = +10{,}5\,\%$.

3. Leistung. $N_2 = N_1 \cdot \sqrt{\frac{G_1}{G_2}} \cdot \sqrt{\frac{s_2}{s_1}} = 0{,}51 \cdot \sqrt{\frac{0{,}625}{0{,}710}} \cdot \sqrt{\frac{140}{90}} = 0{,}597$ PS. Gemessen wurde $N_2 = 0{,}59$ PS, Berechnungsfehler $\frac{0{,}597}{0{,}59} = 1{,}01 = +1\,\%$.

Auch hier kommt man zu durchaus brauchbaren Werten und kann sich daher von der Auswirkung einer Veränderung der Hammergrößen bereits ein klares Bild machen.

Zum Vergleich der Leistung des neuen Hammers mit den Leistungen der beiderseitig beaufschlagten Hämmer wurde eine große Zahl von Hämmern in gleicher Weise untersucht. Über das mit einem einwandfreien Hammer einer bewährten Fabrik erzielte beste Ergebnis unterrichten die nachstehenden Angaben:

Hammer Dmr. mm	Hammer Hub mm	Gewichte Hammer ohne Feder kg	Gewichte Kolben kg	Schlagzahlen je min	Arbeit des Einzelschlages mkg	Hammerleistung mkg/s	Hammerleistung PS_e	Saugluftverbrauch m³/h	Saugluftverbrauch m³/PSh
35	125	7,60	0,740	1050	2,25	39,4	0,525	44,3	84,5

Der Hammer hat einen Luftverbrauch von 84,5 m³/PSh, während der mittlere Luftverbrauch der neuen Hämmer nach den drei Versuchsreihen[1] nur 63,4 m³/PSh beträgt, d. h. der neue Hammer zeigt gegenüber dem besten alten Hammer nur den $\frac{63{,}4}{84{,}5} = 0{,}75$fachen Luftverbrauch oder eine Luftersparnis von 25 %. Das bedeutet bei 169 ℳ Druckluftkosten eine jährliche Erspar-

[1] Auf dem Versuchsstand einer Zeche, welche die Hämmer nach demselben Prüfverfahren untersucht hat, sind als beste Leistungen für den 36/140-Hammer der Druckluft-Maschinenbau-G. m. b. H. in Wuppertal-Elberfeld folgende Werte gefunden worden: Schlagzahl 830, Einzelschlag 4,16 mkg, Hammerleistung 57,6 mkg/s = 0,77 PS, Saugluftverbrauch 38,9 m³/h, spezifischer Luftverbrauch 50,6 m³/PSh.

nis von 0,25 · 169 = 42 ℳ je Hammer und bei z. B. 600 Abbauhämmern von 25 200 ℳ für die Zeche.

Es muß aber noch beachtet werden, daß der Durchschnittsverbrauch der beiderseitig beaufschlagten Hämmer erheblich höher liegt und sich nach vorgenommenen Messungen auf 130–140 m³/PSh stellt. Demgegenüber beträgt die Luftersparnis 50 %, so daß der neue Hammer eine ganz beachtenswerte Verbesserung bringt und die Beachtung der Verbraucher finden wird.

Der Rückstoß des Hammers.

Zur versuchsmäßigen Bestimmung der Größe der für das richtige Arbeiten des Hammers erforderlichen Gegendruckkraft wurde der 36/140-Hammer in eine besondere Prüfvorrichtung eingespannt, in welcher der Hammer senkrecht nach unten schlug. Der Hammer hob sich dann je nach dem Gegendruck verschieden hoch von dem Bund des Spitzeisens ab. Folgende Rücklaufwege wurden gemessen:

Gegendruck kg	Rücklaufweg mm
18	8,0
23	4,3
28	2,5

Bei 18 kg Gegendruck arbeitete der Hammer gerade noch schwimmend, d. h. der Hammerkörper prallte beim Niedergehen nicht gegen den Bund des Spitzeisens, sondern kehrte, pneumatisch gestoßen, um. Hier zeigte sich die bisher noch unbekannte Erscheinung, daß der Hammer dann die beste Leistung erreichte. Diese Leistung ist in Abb. 7 mit 100 % bezeichnet;

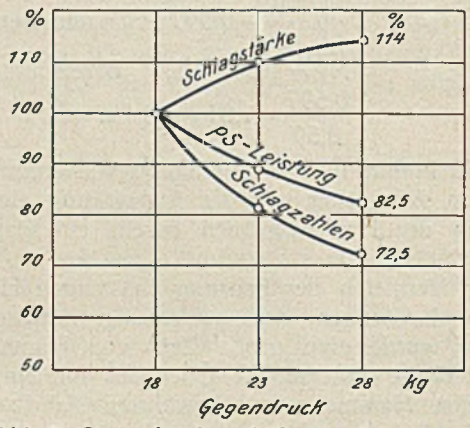


Abb. 7. Gegendruck und Hammerleistungen.

sie sinkt bei zunehmendem Gegendruck auf 82,5 % und die Schlagzahl auf 72,5 %, während die Schlagstärke auf 114 % ansteigt. Daraus ist die wichtige Schlußfolgerung zu ziehen, daß der Hammer auf beste Leistung kommt, wenn der Gegendruck nur so lange gesteigert wird, bis der Hammer gerade noch schwimmt.

Bei waagrechtem Arbeiten würde dieses günstige Schwimmen bei einem Gegendruck von 18 + 9 = 27 kg stattfinden, und da das Hammergewicht 9 kg beträgt, entspricht der Gegendruck dem dreifachen Hammergewicht, ein Ergebnis, das ich bereits in einer frühern Veröffentlichung[1] rein rechnungsmäßig festgestellt habe.

Neuerdings stellt die genannte Hammerbaufirma Versuche an, den Hammer nach der Theorie des Klebschlaghammers dadurch rückstoßfrei zu machen, daß seine Haltefeder durch eine Gummimanschette ersetzt wird, die um den Bund des Spitzeisens greift und den Hammerkörper am Spitzeisen festhält. In dem Augenblick, in dem sich das Spitzeisen festgeklemmt hat, wird sich der Hammer ohne Gegendruck selbst halten und weiter arbeiten. Gelingt es, die Gummimanschette haltbar zu machen, so wird dieser rückstoßfreie oder rückstoßschwache Hammer einen bedeutsamen Fortschritt darstellen. Allerdings muß jetzt die Rückstoßarbeit des Hammerkörpers von der Spitzeisenarbeit mitgeleistet werden, wodurch eine geringe Leistungsminderung eintritt. Wie groß diese sein wird, läßt sich durch folgende Rechnung zeigen.

Bedeutet $v_1 = 9$ m/s die Aufprallgeschwindigkeit des Schlagkolbengewichtes $G_1 = 0{,}71$ kg, so wird die Rückprallgeschwindigkeit v_2 des Hammerkörpergewichtes $G_2 = 9$ kg die Größe $v_2 = v_1 \cdot \frac{G_1}{G_2} = 9 \cdot \frac{0{,}710}{9} = 0{,}71$ m/s annehmen[2]. Ist ferner L_1 die Schlagleistung des Kolbens und L_2 die Rücklaufleistung des Hammerkörpers, so wird $\frac{L_2}{L_1 + L_2} = \frac{0{,}71}{9{,}0 + 0{,}71} = 0{,}073$, d. h. theoretisch werden 7,3 % der Hammerleistung durch die aufzunehmende Rücklaufarbeit vernichtet[3]. Die Schlagleistung des Hammers kann also nur gering zurückgehen, dagegen ist die Erleichterung für den Arbeiter als außerordentlich hoch zu bewerten.

Zusammenfassung.

Es wird ein neuer Abbauhammer beschrieben, der nur mit einseitiger Frischluftzuführung arbeitet und infolge seiner guten Entlüftung und seiner Volldruckarbeit beim Schlaghub hohe Leistungen erzielt. Sein Luftverbrauch beträgt nur 50–75 % der bisher verbrauchten Luftmengen. Der Hammer erreicht bei einem Gegendruck, der dem dreifachen Hammergewicht entspricht, seine höchste Leistung. Bei wachsendem Gegendruck wird die Schlagstärke größer, dagegen die Gesamtleistung infolge der abnehmenden Schlagzahl geringer. Durch Fortlassen der Haltefeder und Anbringen einer Gummimanschette soll der Hammer rückstoßfrei gemacht werden.

[1] Maercks: Der Rückstoß der Abbauhämmer, Glückauf 1930, S. 893.
[2] Maercks: Bergbaumechanik, 1930, S. 280.
[3] Praktisch war eine Leistungsminderung zahlenmäßig nicht festzustellen.

Untersuchungen über die Empfindlichkeit der Abbaugroßbetriebe in flacher Lagerung unter besonderer Berücksichtigung der Bergeversatzwirtschaft.

Von Oberingenieur Dipl.-Ing. K. Jericho, Ahlen (Westf.).

(Fortsetzung.)

Einfluß der Abbaufronthöhe auf die Empfindlichkeit.

Bekanntlich spielt bei dem geschilderten Abbauverfahren die Höhe der Abbaufront, die bisher, da sie die Kostenstellen nicht wesentlich beeinflußt, nicht berücksichtigt worden ist, eine wichtige Rolle. Während das 1,50 m breite Verhiebsfeld bei einer Flözmächtigkeit von 1,10 m und einer Strebhöhe von 100 m eine Kohlenmenge von 215 t liefert, beläuft sich diese unter denselben Voraussetzungen in dem 200 m

hohen Abbaustoß auf 430 t. Die Vorrichtung von 2 Betrieben mit je 100 m hohen doppelflügeligen Streben, deren Kohlenvorrat einem Doppelbetriebe mit 200 m hohen Stößen entspricht, erfordert rund die doppelte Summe. Außerdem ist an Ersparnis das Auffahren von 2 Abbaustrecken zu buchen, unter Umständen sogar das von 4 Strecken, je nachdem, ob man die beiden 100-m-Betriebe im Anschluß nacheinander abbaut oder an dem Verfahren festhält, die Kohlenabfuhrstrecken im Liegenden, die Bergestrecken dagegen im Hangenden aufzufahren. Zu den Kosten des Auffahrens der Strecken gesellen sich als weitere Ersparnis selbstverständlich diejenigen für ihre Instandhaltung auf die Dauer der Abbauzeit. Unter der Annahme, daß man die Strecken entsprechend dem Abbaufortschritt auffährt, erfordern sie monatlich an Löhnen 9 · 25 · 13 = 2925 ℳ. Dabei soll ein zu versetzender Damm von 2,50 m Breite mit ausgekohlt und eine Leistung von etwa 30 m erzielt werden. Ein Meter Strecke liefert rd. 8,6 t Kohle, deren normaler Gewinnungswert frei Förderwagen von etwa 3,50 ℳ von dem Lohnaufwand abzuziehen ist. Demnach beträgt der Lohnmehraufwand für das Auffahren von 30 Streckenmeter je Monat 2925 − 900 = 2025 ℳ oder rd. 70 ℳ je Strecke. Die Förderung bildet in der Regel für das Streckenauffahren keine besondere Kostenstelle, weil sie ohne Mehraufwand von der Bedienung des Abbaus mit übernommen wird. Zusammengestellt ergeben sich je m Strecke folgende Kosten:

	ℳ
1. Löhne	70,00
2. Ausbau	15,00
3. Rohre und Schienen	1,50
4. Kraftverbrauch . .	1,50
zus.	88,00

Man greift nicht zu hoch, wenn man die Kosten je m mit 90 ℳ einsetzt. Demnach betragen die Gesamtkosten für das Auffahren von 2 je 200 m langen Strecken 36000 ℳ. Diese Zahl verdoppelt sich entsprechend, wenn statt 2 Strecken 4 mit denselben Einzellängen in Rechnung zu stellen sind. In dieser Form wird meistens die Rechnung aufgemacht ohne Berücksichtigung des Wertes der beim Streckenvortrieb gewonnenen Bergemengen, die sofort für Versatzzwecke zur Verfügung stehen, während sie im andern Falle als fremde Berge zugeführt werden müssen. Je m Strecke werden im Durchschnitt 12 Wagen hereingewonnen, die, als fremde Berge gedacht, frei Kippstelle je Wagen etwa 1,50 ℳ kosten. Mithin darf man die Kosten je m Strecke um 12 · 1,50 = 18 ℳ vermindern, so daß die Meterkosten auf 72 ℳ und die Gesamtkosten auf 28800 und 57600 ℳ zurückgehen. Diese Summe bedeutet, falls sie eingespart werden kann, eine Senkung der Selbstkosten um 0,25 und 0,50 ℳ/t. Dazu tritt noch die Ersparnis von gering gerechnet jeweils 2 Reparaturhauern für die Dauer des Abbaus, der bei 400 t Tagesförderung 285 Tage erfordert. Die Lohnsumme der Reparaturhauer für 285 Tage macht 6270 ℳ aus, der Materialaufwand, je Tag rd. 20 ℳ, beläuft sich also auf 5700 ℳ; mithin ergeben sich für Instandhaltung insgesamt rd. 12000 ℳ, die auf 1 t umgerechnet wiederum eine Verminderung der Selbstkosten von 0,10 ℳ zur Folge haben. Zusammengefaßt ergibt sich demnach, daß der Abbau in 200 m hohen Strebstößen gegenüber dem in 100 m hohen Stößen bereits eine Ersparnis von 0,35–0,70 ℳ je t bringt, die sich ganz erheblich vergrößert, wenn auch der noch nicht berücksichtigte Stapel in Rechnung gestellt wird. Legt man für die beiden Abbauhöhen die gleiche Tagesförderung von 400 t zugrunde, so ist das Verhiebsfeld von 400 m Breite bei 100 m Abbaufront in 143 Tagen, bei 200 m Abbaufront in 285 Tagen verhauen. Nach den Zahlentafeln belaufen sich die abhängigen Kosten in beiden Fällen auf 5,63 ℳ/t; auch die unabhängigen Kosten zeigen als eine Funktion der Abbauzeit keine wesentlichen Abweichungen voneinander. Die angenommenen Vorrichtungskosten verteilen sich auf die doppelte Kohlenmenge, dürften dementsprechend von 0,16 auf 0,08 ℳ/t zurückgehen. Dafür wird aber die Instandhaltung bei doppelter Abbauzeit, auf 1 t berechnet, ein gewisses Mehr erfordern, so daß man mit einem Ausgleich rechnen darf. Demnach bliebe bei der 200 m hohen Abbaufront, wie bereits gesagt, gegenüber der nur 100 m hohen eine verlockende Ersparnis von rd. 0,35 bzw. 0,70 ℳ/t. An sich kann die große Abbaufront bei gutem Flözeinfallen stets Anwendung finden. Vorbedingung für die Wahl ist die Gewähr dafür, daß aus dem 200 m hohen Streb mindestens dieselbe Förderung wie aus dem 100 m hohen Streb erzielt wird.

Betrachtet man dagegen die große Abbaufront bei sehr flacher Lagerung vom Standpunkt der damit verbundenen Empfindlichkeit des Betriebes, so zeigt sich ein anderes Bild, weil hier die genannte Gewähr fehlt. Man hat nicht selten die Erfahrung gemacht, daß die lange Abbaufront trotz der großen Ersparnisse an Vorrichtungskosten weit schlechtere Wirtschaftsergebnisse als der Verhieb des gleichen Feldes in 2 Stößen von je 100 m Höhe aufweist. Es erübrigt sich, im einzelnen darzulegen, daß bei flacher Lagerung die Leistungsfähigkeit der 200 m langen Schüttelrutsche nicht mehr an die der nur 100 m langen heranreicht. Ist demnach mit 200 t Tagesleistung die Leistungsfähigkeit unter Wahrung einer gewissen Sicherheit bereits bei der 100 m langen Rutsche erreicht, so ist es von vornherein unangebracht, an eine größere Abbauhöhe zu denken. Eine tägliche Minderförderung von nur 25 t bedeutet bei zweiflügeligem Betrieb im Jahre bereits einen Ausfall von 15000 t, was einer Jahresausnutzung von nur 262 Tagen gegenüber 300 Tagen gleichkommt. Nach Zahlentafel 8 und Abb. 9 ist die schlechtere Jahresausnutzung selbst unter Berücksichtigung der geringern Gewinnungslöhne mit 0,50 ℳ/t nicht überschätzt, und es geht daraus hervor, daß in einem solchen Falle die Ersparnis von 0,35 ℳ bereits mehr als aufgezehrt wird. Weiterhin ist es aber selbstverständlich, daß die 200 m hohe Abbaufront diejenige von nur 100 m an Empfindlichkeit weit übertrifft. Jede Störung, die sonst einen nur 100 m hohen Abbaustoß beeinflußt, wirkt sich hier auf 200 m aus, d. h. es verdoppelt sich die Zeit der Beeinflussung durch diese Störung. Nimmt man über die gemachte Voraussetzung hinausgehend an, daß der 200 m hohe Streb 2 solche von 100 m Höhe ersetzen soll, so ergeben sich naturgemäß durch Störungen noch weit erheblichere Verluste. Jedenfalls verwandelt sich, wie bereits gezeigt, der durch geringere Vorrichtungskosten erzielte große Gewinn infolge leicht auftretender Erschwernisse sehr schnell in größern Verlust, und die lange Abbaufront ist weniger wirtschaftlich.

Daraus läßt sich ohne weiteres der Schluß ziehen, daß unter den angenommenen Betriebsverhältnissen die kleinere Abbaufront weitaus betriebssicherer und daher vorteilhafter ist. Selbstverständlich kann man keine Regel aufstellen, sondern muß die Entscheidung von Fall zu Fall treffen. Die Beispiele im Betriebe sind jedoch häufig, bei denen die verlockende Ersparnis bei der 200-m-Abbaufront zu einem vielfachen Verlust geführt hat. Dem Verfasser sind zwei kennzeichnende Fälle bekannt, wobei im Unter- bzw. Oberwerksbau je 2 Flöze zu lösen waren. Aus den genannten Gründen wählte man die 200-m-Abbaufront und vermied damit einen Aufbruch oder ein Gesenk von 35–40 m Höhe. Die Maßnahme hatte bei dem Abbau des ersten Flözes einen ausgesprochenen Mißerfolg, so daß man sich entschloß, für die Hereingewinnung des zweiten Flözes den Zwischenstapel und damit die Unterteilung des Feldes in 2 Streben von je 100 m herzustellen. Die vergleichende Erfolgsrechnung ergab, daß trotz ungünstigerer Flözverhältnisse bei dem letzten Verfahren weitaus günstigere Wirtschaftsergebnisse erzielt wurden, obwohl hierbei das einzelne Flöz allein die Belastung durch den Aufbruch bzw. das Gesenk zu tragen hatte.

Abbau mit mehreren übereinanderliegenden Abbaustößen hinsichtlich der Empfindlichkeit.

Überall, wo sich die Wahl sehr großer Abbaufronten verbietet, besteht meistens die Möglichkeit, in 2, 3 oder 4 abgesetzten, übereinanderliegenden Rutschenstreben von etwa 100 m Höhe zu bauen, sofern sich dies nicht durch Rücksichtnahme auf die Bewetterung verbietet. Dieses Verfahren, bei dem allerdings von der bisherigen Handhabe, Kohlen- und Bergeförderung auf verschiedene Sohlen zu legen, abgewichen werden muß, gestattet jedenfalls, etwa die Hälfte der der großen Abbaufront eigenen Vorteile auszunutzen, ohne daß die geschilderten Verlustquellen in Erscheinung treten. Die normalen Vorrichtungskosten, die oben für ein Abbaurevier mit 2 Flügeln von je 100 m Höhe oder mehr mit rd. 10000 ℳ veranschlagt worden sind, werden bei 3 übereinanderliegenden Streben 15000 ℳ nicht übersteigen, wobei alle Nebenarbeiten berücksichtigt sein sollen. Die Zusammenfassung bringt also allein an Vorrichtungskosten einen Gewinn von 15000 ℳ. Naturgemäß läßt sich hierbei der Einzelbetrieb oder Rutschenstreb nicht so beschleunigt führen wie bei 2 Flügeln von nur je 100 m Höhe. Deshalb wird in diesem Falle eine Tagesförderung von 300 t aus 2 Flügeln von 100 m angenommen, während sie bei 3 zusammengefaßten Betrieben nur 200 t betragen soll. Daraus errechnet sich für den dritten Teil des Feldes eine Abbauzeit von 8 Monaten, für den Gesamtabbau eine Zeit von 12 Monaten. Somit ergibt sich trotz der geringern Förderung aus dem einzelnen Streb für das ganze Feld eine um die Hälfte verminderte Abbauzeit, die selbstverständlich auch unter Berücksichtigung der Ausrichtung und Instandhaltung ganz erhebliche Vorteile gewährt. In der Zahlentafel 9 sind die Vorrichtungs- und Instandhaltungskosten beider Verfahren bei gleichem Abbaufortschritt (täglich 200 t = 13 Monate Abbauzeit) einander gegenübergestellt.

Bei einem Gesamtvorrat des 300 m hohen und 400 m breiten Feldes von rd. 170000 t bedeutet die Ersparnis von 118000 ℳ bereits eine Verbilligung der Tonne Kohle um 0,70 ℳ. Damit sind aber noch nicht alle Vorteile in Geldeswert erfaßt, im besondern die verschiedenen Aufwendungen für die Instandhaltung der Sohlenquerschläge nicht gewertet worden. Man geht deshalb nicht fehl, wenn man die Ersparnis an reinen Revierkosten auf 1 ℳ/t veranschlagt. Ein solcher Gewinn ist bei flacher Lagerung durch beschleunigten Verhieb niemals zu erzielen.

Der Vergleich mit den Streben von 200 m Bauhöhe läßt deutlich die Vorteile erkennen, besonders wenn die Empfindlichkeit gewürdigt wird. Der Betrieb als Ganzes liefert je Tag die sonst kaum erreichbare Gesamtförderung von 600 t. Jede auftretende Störung kann hier jeweils nur 1 Sechstel des Betriebes, d. h. einen Streb mit 100 t Förderung treffen, abgesehen von einer Störung in der Stapelförderung, die naturgemäß 4 Betriebe beeinflußt. Unter Ausschluß dieses einen Falles verhält sich hier die Empfindlichkeit wie 6 : 2. Schätzt man selbst das Wagnis der Stapelförderung übertrieben hoch ein, so bleibt immer noch eine doppelte Sicherheit. Das besagt, daß einer um 20 Tage verminderten Jahresausnutzung in dem einen Falle eine solche von nur 10 Tagen im andern gegenübersteht, ein Umstand, dessen Bedeutung Zahlentafel 8 und Abb. 9 veranschaulichen. Hiermit ist der Beweis erbracht, daß zusammengefaßte Betriebspunkte mit kleinerer Förderung, vorausgesetzt, daß nicht besonders günstige Verhältnisse vorliegen, weit ergiebiger und wirtschaftlicher sein können als der sogenannte Einzelgroßbetrieb mit Massenförderung.

Vor- und Nachteile des Rückbaus von der Feldesgrenze im Hinblick auf die Betriebsempfindlichkeit.

Gegen die häufig vorkommenden unvermuteten Betriebsstörungen infolge von Unregelmäßigkeiten der Lagerung könnte man sich im Großbetriebe durch den Rückbau des Verhiebsfeldes von der Feldesgrenze aus schützen, wobei die als Vorrichtung bis zur Feldes-

Zahlentafel 9. Vergleich der Vorrichtungs- und Instandhaltungskosten.

	Abbaufront von 300 m Höhe und 400 m streichender Breite			
	abgebaut in 3 Einzelbetrieben von je 100 m Höhe, doppelflügelig	ℳ	zusammen abgebaut in abgesetzten Stößen von je 100 m Höhe	ℳ
1. Vorrichtung	3 Einzelvorrichtungen, je 10000 ℳ	30000	gemeinsame Vorrichtung	15000
2. Stapelinstandhaltung .	insges. 3 · 90 m für 12 Monate		insges. 200 m für 12 Monate	
	a) Löhne: 6 Rep.-Hauer zu 13 ℳ	23400	4 Rep.-Hauer zu 13 ℳ	15600
	b) Material: 1/5 des Neuausbaus	2700		2000
3. Abbaustrecken-Auffahren	12 Strecken zu 200 m = 2400 m, je m 100 ℳ	240000	8 Strecken zu 200 m = 1600 m . . .	160000
4. Instandhaltung . . .	12 Rep.-Hauer zu 11 ℳ für 12 Monate	39600	8 Rep.-Hauer zu 11 ℳ für 12 Monate	26400
	zus.	335700	zus.	217000
			Unterschied 118000 ℳ	

grenze aufgefahrenen Abbaustrecken einen einwandfreien Aufschluß des Feldes gewährleisten. Dieses Verfahren bietet zweifellos Vorteile, die jedoch in den meisten Fällen viel zu teuer erkauft werden. Der Vorteil der verbesserten Wetterführung ist unerheblich und geldlich ohne Bedeutung. Daß sich die Streckeninstandhaltung günstiger gestalten soll, erscheint als zweifelhaft. Aus der flachen Lagerung sind genug Fälle bekannt, bei denen die Instandhaltung beim Rückbau mindestens denselben Aufwand wie bei der andern Verhiebsart erfordert hat. Jedenfalls steht fest, daß auch die zu Felde getriebenen Strecken sofort unter den Einwirkungen des Gebirgsdruckes zu leiden haben. Die den frühern Berechnungen zugrunde gelegte Annahme, daß der Ausbau jeder Strecke, an welcher der Abbau vorbeigegangen ist, erneuert werden muß, trifft, dieselben Verhältnisse vorausgesetzt, auch für den Rückbau zu. Nach den neusten Veröffentlichungen über den Gebirgsdruck[1] ist es erwiesen, daß dem Abbau eine Druckwelle vorauseilt, die beim Rückbau die Strecken am stärksten unmittelbar am Abbaustoß, d. h. an den Kipp- und Füllstellen, in Mitleidenschaft zieht, was sich besonders störend auf die Betriebsführung auswirkt.

Der frühzeitige Aufschluß des Feldes ist gewiß hoch einzuschätzen, weil er die Lahmlegung eines Betriebspunktes, wie sie durch einen Sprung im Einfallen verursacht werden kann, durch frühzeitige neue Vorrichtung auszuschalten gestattet. Daher mag der Rückbau als sehr vielversprechend erscheinen, solange man sich nicht die dadurch bedingte Mehrbelastung klar vor Augen führt. Bei dem angenommenen Beispiel sind 2 Bergestrecken von je 200 m und ebenso 2 Kohlenabfuhrstrecken von je 200 m, insgesamt also 800 m Strecke, vor Beginn des Auf- oder Abhauens in der Kohle aufzufahren. Naturgemäß müßte eine solche Arbeit mit aller Beschleunigung, d. h. mit einer Belegschaft von 9 Mann je Betriebspunkt und einer Leistung von etwa 35 m je Monat durchgeführt werden. Dabei nimmt das Auffahren insgesamt mindestens 6 Monate, unter Berücksichtigung der Nebenarbeiten und der wahrscheinlich unvermeidlichen Kurzschicht vielleicht sogar 7 Monate in Anspruch. Schon dieser Zeitaufwand gibt sehr zu denken, weil die Hereingewinnung des Feldesteiles, von dem Tage des Beginns der Arbeiten an gerechnet, um 7 Monate gegenüber dem andern Verfahren verlängert wird.

Als Mehrausgabe ist zunächst die Fördereinrichtung für 2 Stapel sowie deren und der Stapel Instandhaltung für diese Mehrzeit zu buchen. Außerdem aber verteuert die Auffahrungsarbeit als solche den Gesamtbetrieb sehr erheblich. Während beim Auffahren der Strecken mit dem Fortschreiten des Abbaus besondere Bedienungsmannschaften für die Förderung nicht in Betracht kommen, weil diese mit der Kohlenförderung erfolgen kann, muß hier das in den Strecken hereingewonnene Gut, Kohle und Berge, gefördert werden. Besonders nachteilig ist die Förderung der Berge, die bei dem allgemein üblichen Abbau nach der Feldesgrenze hin sofort für den Versatz zur Verfügung stehen; denn einerseits verursacht die Förderung der Berge nennenswerte Kosten, anderseits ist jeder Wagen Versatzgut, der später dem Abbau zugeführt werden muß, wie noch dargelegt wird, frei Kippstelle bereits mit 1–2 ℳ belastet. Zusammengestellt ergibt sich demnach folgender Mehraufwand:

	ℳ
1. Längere Verzinsung des Vorrichtungskapitals, anteilmäßig geschätzt auf 800 ℳ für die Zeit von 7 Monaten, 8%	380
2. Verzinsung und Abschreibung bzw. Miete der beiden Stapelfördereinrichtungen, 25% von 5000 ℳ für 7 Monate	930
3. Förderung, täglich 6 Schlepperschichten zu 9 ℳ für 7 Monate	9450
4. Stapelinstandhaltung, täglich 1 Mann zu 13 ℳ	2280
5. Luttenbeförderung, täglich 4 Mann je 10 ℳ	7000
6. Luttenmiete (Verzinsung und Abschreibung) 25% von 800 · 13 ℳ	2600
7. Ventilatoren	200
8. Kraftverbrauch von 2 Ventilatoren in 7 Monaten	2000
9. Wert der abzufördernden Berge, je Wagen 1 ℳ	6000
zus.	30840

Die Summe von rd. 31000 ℳ erhöht sich durch Verzinsung auf mehr als 32000 ℳ. Daraus errechnet sich bei 100 m Abbaufront eine Vorbelastung je t von 0,56 ℳ, bei 200 m Abbaufront von 0,28 ℳ. Gegenüber diesen Kosten ist der Nutzen der leichtern Streckeninstandhaltung, falls überhaupt vorhanden, verschwindend gering. Als Vorteil bliebe nur noch die Möglichkeit der rechtzeitigen Bekämpfung einer wesentlichen Empfindlichkeitsquelle durch vorherigen Aufschluß zu werten. Nach den angegebenen Zahlen bringt jedoch der durch eine Störung bedingte vierwöchige Förderausfall nicht annähernd den vorstehend errechneten Verlust, so daß das Verfahren auch mit Rücksicht hierauf als unwirtschaftlicher erscheint und seine Durchführung entgegen vielen Hinweisen im Schrifttum nicht empfohlen werden kann. In Sonderfällen ist selbstverständlich eine andere Rechnung und Beurteilung möglich.

Auswirkungen der Empfindlichkeit der einzelnen Betriebspunkte auf den Gesamtbetrieb.

Die gegebene Übersicht über die Bedeutung der Empfindlichkeit mechanisierter Abbaubetriebe kann noch keineswegs erschöpfend sein, weil lediglich die Abbaubetriebspunkte als abgeschlossene Einheiten betrachtet worden sind, ohne Berücksichtigung des Gesamtbetriebes. Wenn das Ergebnis gezeigt hat, daß bei einer gewissen Fördermenge der Empfindlichkeitsgrad größere Nachteile bedingt, als sich durch die Verhiebsbeschleunigung Vorteile erzielen lassen, so sind dabei allerdings die erheblichen Vorteile außer Rechnung geblieben, die durch die Massenförderung einiger weniger Großbetriebe gegenüber der kleinern Förderung vieler Betriebspunkte in der Gesamtbelastung an Hauptstreckenförderung, Instandhaltung der Sohlenstrecken usw. erreicht werden. Es ist theoretisch klar, daß z. B. die halbe Zahl der Betriebspunkte an sich auch nur die halbe Größe des Grubengebäudes in Anspruch nimmt. Jedoch ist dies für die weit überwiegende Mehrzahl der Schachtanlagen, die bereits über ein großes ausgerichtetes Grubenfeld verfügen, nicht sehr hoch zu bewerten.

Ein Versuch, die dadurch eintretende Verringerung der Selbstkosten genau zu ermitteln, stößt auf die

[1] Spackeler, Glückauf 1928, S. 873; 1929, S. 461; Haack, Glückauf 1928, S. 711.

größten Schwierigkeiten. Man wird sich deshalb mit einer rohen Schätzung von 0,50 ℳ/t begnügen müssen. Dabei möchte es wieder den Anschein haben, als ob dieser Gewinn die durch die Empfindlichkeit zu erwartenden Verluste übersteigt, wenn nicht auch, im Lichte des Gesamtbetriebes gesehen, die Empfindlichkeit ganz andere Werte für das Wirtschaftsergebnis liefern würde. Geht man z. B. von der Annahme aus, daß eine Schachtanlage bei 3000 t Tagesförderung frei Hängebank Selbstkosten von 12 ℳ ohne Abschreibung und Verzinsung aufzuweisen hat, so bedeutet ein Förderausfall durch eine einzige Störung in Höhe von 100 t bereits einen Verlust von 1200 ℳ, d. h. eine Erhöhung der Kosten von 12 auf 12,41 ℳ/t der Tagesförderung. Hier zeigt sich erstmalig der wirkliche Einfluß solcher Förderausfälle auf das Gesamtwirtschaftsergebnis. Dieselbe Störung, die im Kleinbetrieb 100 t Förderausfall verursacht, kann indessen je nach der Betriebsgestaltung im Großbetriebe, wie gezeigt worden ist, einer solchen von 200, 300 auch 400 t entsprechen und demnach in Geld 2400, 3600 und 4800 ℳ ausmachen. Es leuchtet ein, wie gewagt es sein kann, die Ausgestaltung der Großbetriebe zu übertreiben, und es scheint damit allein schon der Beweis als erbracht, daß allen Mechanisierungsbestrebungen Grenzen gezogen sind.

Abhängigkeit der Gewinnung vom Versatz im allgemeinen.

Die den vorstehenden Untersuchungen zugrunde gelegten Fördermengen erschienen nur als Möglichkeiten unter ausschließlicher Berücksichtigung der Gewinnungsarbeit. Tatsache ist aber, daß die Versatzarbeit nicht nur die Gewinnung selbst, sondern auch die Selbstkosten außerordentlich stark beeinflußt. Während die Forderung dahin geht, daß der Versatz den Abbau gleichsam vor sich hertreiben muß, ist im Betriebe allgemein festzustellen, daß der Abbau den Versatz mühsam hinter sich herzieht. So stellt die Versatzwirtschaft zurzeit noch den größten Hemmschuh für alle Zusammenfassungs- und Mechanisierungsbestrebungen in der Gewinnung dar.

Forscht man den Gründen nach, so ergibt sich, daß der schon weitgehend mechanisierten Gewinnung der Handversatz noch mit ungefähr 98 %[1] gegenübersteht. Deshalb laufen heute alle Bestrebungen darauf hinaus, der Versatzarbeit durch Anwendung von Maschinen die gleiche Beschleunigung wie der Gewinnung zu geben. Naturgemäß kann auch hier die Mechanisierung nur bei größter Betriebssicherheit zum Erfolg führen, und damit sind bereits die beiden im Rahmen dieser Arbeit zu untersuchenden Fragen, einmal die Empfindlichkeit der Gewinnung mit Rücksicht auf die Nachführung des Versatzes und weiterhin die Empfindlichkeit der Versatzwirtschaft selbst, herausgeschält.

[1] Wedding, Glückauf 1929, S. 1333.

Einfluß der Versatzwirtschaft auf die Gewinnung und die Gestehungskosten.

Will man die Bedeutung der Versatzwirtschaft im Grubenbetriebe untersuchen, so genügt es nicht, wie es bisher meist geschehen ist, die sehr unterschiedlichen buchmäßigen Kosten des Versatzes anzuführen. Über diese Fragen, denen hier nicht näher nachzugehen ist, hat Fritzsche[1] eingehend berichtet. Nach seinen genauen Aufstellungen belaufen sich die Kosten des Versatzes unter Berücksichtigung der verschiedenen Versatzstoffe, ihrer mengenmäßigen Anteile und der erforderlichen Menge von 47 m³ je 100 t frei Kippstelle im Durchschnitt auf 0,73 ℳ/m³ und je m³ eingebrachten Gutes auf durchschnittlich 1,40 ℳ, so daß die Belastung durch den Versatz 1 ℳ/t beträgt. Diese einwandfrei ermittelten Durchschnittszahlen für flache Lagerung von 0–25° erscheinen als sehr günstig. Der Verfasser hat aber selbst betont, daß sie im Einzelfalle eine erhebliche Erhöhung erfahren können. Mit solchen Einzelfällen, und zwar der besondern Einwirkung des Versatzes im Großbetriebe, sollen sich die folgenden Betrachtungen vorwiegend befassen.

Bei Beurteilung der Versatzwirtschaft im mechanisierten Großbetriebe empfiehlt es sich, die Lagerung von 0 bis 5° und die von 5 bis 25° getrennt zu betrachten. Die bereits betonte mangelhafte Leistungsfähigkeit der Rutsche in der Kohlenförderung bei ganz flacher oder gar wellenförmiger Lagerung tritt noch entsprechend stärker bei der Bergeförderung in Erscheinung. Wenn die Erörterung von dem Gesichtspunkt aus geschieht, daß der Abbaufortschritt von der Möglichkeit des Versatzeinbringens abhängig zu machen ist, so muß hier diese Bedeutung des Versatzes eine zahlenmäßige Darstellung erfahren.

Im Betriebe sind die Fälle sehr häufig, in denen nur mit Rücksicht auf die Nachführung des Versatzes die Tagesförderung eines Strebs von 100 m flacher Bauhöhe auf etwa 75 t festgelegt wird, so daß das Auskohlen eines Feldes von 1,5 m Breite und 1,10 m Mächtigkeit drei Tage in Anspruch nimmt. Die in einem solchen Felde anstehende Kohlenmenge von 210 t erfordert rd. 125 t Berge = 125 Wagen. Bei einer Schichtleistung von 45–50 Wagen mit 6 Mann Belegschaft sind also, wenn das Umlegen der Rutsche mit berücksichtigt wird, drei Schichten für den Versatz erforderlich, während sich der Verhieb eines

[1] Glückauf 1929, S. 221.

Zahlentafel 10. Mögliche Lohnersparnis bei Abbau ohne Rücksicht auf den Versatz.

Arbeiterklasse	Kosten je Schicht ℳ	Schichtzahl bei Verhieb mit Versatz	Schichtzahl bei Verhieb ohne Rücksicht auf Versatz	Ersparnis an Schichten	Ersparnis an Löhnen ℳ
Kohlenhauer	13	11 700	10 500	1200	15 600
Reparaturhauer (6 Mann)	11	2 700	900	1800	19 800
Schlosser	11	450	300	150	1 650
Wettermann	10	450	150	300	3 000
Förderleute: a) Stapelförderung	9	1 800	1 200	600	5 400
b) Streckenförderung	9	900	600	300	2 700
Wagendreher	8	900	600	300	2 400
Aufsicht	500 je Monat	18 Monatsgehälter	6 Monatsgehälter	12 Monatsgehälter	6 000
				zus.	56 600

Feldes im Hinblick auf die Gewinnung allein unter allen Umständen in einem Arbeitstag durchführen ließe. Daraus ergibt sich, daß der Verhieb durch den Versatz tatsächlich auf 1 Drittel verlangsamt wird.

Die Lohnersparnis, die beim Abbau ohne Rücksicht auf den Versatz erzielt werden könnte, ist aus der Zahlentafel 10 ersichtlich.

Neben der Lohnersparnis erfährt naturgemäß der auf etwa 3000 ℳ zu schätzende Materialverbrauch eine erhebliche Verminderung. Die Ersparnis an Druckluft beträgt etwa 500 ℳ, die an Gesteinstaubschranken usw. etwa 2000 ℳ, so daß sich eine Gesamtersparnis von rd. 60000 ℳ = 1,10 ℳ/t ergibt. Nach der Zahlentafel 2 steigt die Belastung durch das Vorrichtungskapital um etwa 0,02 ℳ und die durch den Kapitaldienst der Maschinenwirtschaft um 0,20 ℳ, so daß sich die Vorbelastung je t auf rd. 1,30 ℳ beläuft, die allein dem Versatz aufzuerlegen ist. Dabei sind noch die in Zahlen schwer auszudrückenden wesentlichen Vorteile unberücksichtigt geblieben, die der schnellere Verhieb hinsichtlich der leichtern Gewinnung, der Materialersparnis und vor allem des erheblich verkleinerten Grubenfeldes mit sich bringt. Mit diesem Beispiel ist wohl der ungünstigste, aber durchaus nicht seltene Fall herausgegriffen. Geht man von der Annahme aus, daß der Versatz die Verhiebszeit nicht verdreifacht, sondern nur verdoppelt, so ergibt sich immer noch eine Mehrbelastung von 0,45 ℳ/t.

Demnach dürften die von Fritzsche mit rd. 1 ℳ/t angegebenen und einschließlich der von ihm nicht berücksichtigten Förderung im Streb (Rutschenförderung) auf mindestens 1,20 ℳ zu veranschlagenden Versatzkosten unter Berücksichtigung des lähmenden Einflusses bei dem Verhieb je nach dessen Ausmaß 1,65–2,55 ℳ betragen.

Die allgemeine Empfindlichkeit der Versatzförderung.

Neben der von Fritzsche erörterten Abhängigkeit der Leistung beim Einbringen des Versatzes von der Flözmächtigkeit ist für die flache Lagerung die Verminderung der Leistung durch die Abbauförderung hervorzuheben, zumal wenn schlechtes, klebendes Haldengut versetzt wird. Auch die Förderung in Haupt- und Abbaustrecken stellt ganz allgemein der Versatzwirtschaft Schwierigkeiten entgegen. Bei dem heute fast noch überall üblichen Verfahren laufen Kohlen- und Bergeförderung über dieselbe Sohle, wobei bekanntlich häufig Störungen, Gleisverstopfungen usw. auftreten. Man hat daher verschiedentlich vorgeschlagen, die Bergeförderung über eine besondere Sohle zu leiten. Durch Vergleich der beiden Verfahren gilt es, zu prüfen, ob die dadurch erwachsende Belastung im Hinblick auf die Empfindlichkeit des Betriebes im andern Falle gerechtfertigt ist.

Während bei der gemeinsamen Förderung die Bergezufuhr im Schacht in der Regel keine Kosten verursacht[1], treten solche bei der getrennten Förderung auf, wobei die Berge etwa durch den Ausziehschacht nach der obern Sohle gelangen. Zwar werden in jedem Falle nicht die vollen Schachtförderkosten der Bergeförderung zu belasten sein, weil der Schacht, die Fördereinrichtung, Hängebank usw. an sich vorhanden sind und gewöhnlich in bescheidenem Umfange mit zur Kohlenförderung herangezogen werden können. An einem Beispiel seien die sich ergebenden Mehrausgaben näher erörtert. Eine Schachtanlage mit 3000 t Bruttoförderung zieht je Tag 850 Wagen Berge durch den Ausziehschacht zur obern Sohle. Von der Kohlenförderung werden im Hauptschacht 2500 t von der untern Sohle, im Ausziehschacht 500 t von der obern Sohle gehoben. Es wäre durchaus möglich, die gesamte Kohlenmenge in einem Schacht zu heben und diesem außerdem die Bergeförderung zu übertragen. Dabei würde demnach die Förderung im zweiten Schacht vollends in Fortfall kommen; man könnte jedoch schon mit Rücksicht auf die Seilfahrt, Aushilfsnotwendigkeiten usw. nicht ganz darauf verzichten. Immerhin errechnet sich bei Ausschaltung der Förderung aus den Zahlen des Betriebes, unter Beachtung des Mehraufwandes im Hauptförderschacht entsprechend der Mehrförderung, an Betriebskosten je Monat eine Ersparnis von 8000 ℳ, d. s. je Tag rd. 300 ℳ oder je Wagen Berge 0,35 ℳ.

Es wäre indessen falsch, den vollen Betrag von 0,35 ℳ je Wagen Berge in Rechnung zu setzen. Während die über die obere Sohle zugeführten Berge ohne Kraftaufwand zu den Abbaubetrieben abgebremst werden, sind sie im normalen Falle stets hochzuziehen. Berücksichtigt man den hierfür erforderlichen Energiebedarf, so verbleibt je Wagen Berge bei getrennter Förderung eine Mehrbelastung durch die Schachtförderung von etwa 0,15 ℳ.

Weit umständlicher gestaltet sich bei dieser Art der Bergezufuhr die Hauptstreckenförderung, weil man auf der Wettersohle einen besondern Förderdienst mit großem Aufwand an Lokomotiven und Förderwagen einrichten muß. Während bei dem vereinigten Betriebe die für die Bergeförderung aufgewandten Nutztonnenkilometer durch einfache Wagenkilometer ersetzt sind, treten hier die für die Berge verfahrenen Nutztonnenkilometer in der Rechnung voll auf. Nach Fritzsche verhalten sich die auf den Ruhrkohlenzechen durchschnittlich geleisteten Nutztonnenkilometer in der Kohlenförderung zu denen bei der Bergeförderung wie 3,2 : 1. Für getrennte Förderung werden bei dem angegebenen Beispiel monatlich in der Kohlenförderung 45838, in der Bergeförderung 31007 Nutz-tkm aufgewandt, entsprechend einem Verhältnis von 1,5 : 1. In diesem Falle gelangen rd. 33000 t Berge im Monat, je Tag in 2 Schichten also 1320 t = Wagen über die obere Sohle in die Grube. Hierfür sind 2–6 Lokomotiven erforderlich, bei denen sich Kosten je Nutz-tkm von 0,30–0,35 ℳ errechnen. Fände die Förderung über die Hauptfördersohle statt, so wäre auf dieser für die Mehrförderung an Kohlen ein Mehraufwand von 2 Lokomotiven notwendig, und für die mitzubewältigende Bergeförderung würden vermutlich 2 weitere Lokomotiven einzusetzen sein. Demnach vermindern sich der Lokomotivaufwand und die Lokomotivförderkosten auf 1 Drittel der oben genannten Zahlen je Nutz-tkm, womit die von Fritzsche auf anderm Wege ermittelte Zahl von 0,10 ℳ annähernd erreicht ist, also bestätigt wird.

Zu diesen Lokomotivförderkosten gesellen sich noch ganz erhebliche Aufwendungen für die Instandhaltung der Förderstrecken auf der obern Sohle für den Lokomotivbetrieb. Nach den Feststellungen auf einer westfälischen Schachtanlage, bei der das Verfahren durchgeführt worden ist, erfordert die obere

[1] Fritzsche, Glückauf 1929, S. 266.

Sohle an Unterhaltungsmannschaften zu Lasten der Lokomotivförderung täglich 30 Mann, auf die jährlich eine Lohnsumme von 90000 ℳ entfällt. Bei einer Gesamtjahresbergeförderung von 396000 t entsteht demnach eine Belastung an Instandhaltungskosten von 0,22 ℳ/t.

Bei dieser Vergleichsrechnung nach den von Fritzsche ermittelten Zahlen sind zunächst nur die fremden Berge berücksichtigt worden. Man darf jedoch in diesem Falle nicht die Förderkosten für die im laufenden Betriebe anfallenden Bergemengen gleich Null einsetzen, weil sie ja, gleichgültig, ob man sie als Versatz benötigt oder nicht, gefördert werden müssen. In dem hier zur Erörterung stehenden Falle haben die auf der untern Sohle anfallenden Bergemengen häufig einen doppelten Förderweg zu durchlaufen, sofern es nicht möglich ist, sie in Unterwerksbauen zu verwenden. Sie sind dann in einem Hilfsschacht zur obern Sohle zu heben und dort mit der geschilderten Förderung auf die Betriebspunkte zu verteilen, wobei dann mit den gleichen Förderkosten wie bei Fremdbergen zu rechnen ist, zuzüglich des Aufwandes für die Förderung in dem Hilfsschacht zur obern Sohle.

Ebenso wie die Hauptstreckenförderung zeigt sich bei Trennung der beiden Förderungen — Kohlen und Berge — auch die Stapelförderung in anderm Lichte. Bei der vereinigten Förderung dient der Stapel in der Regel mehreren Flözbetrieben und gleichzeitig der Kohlen- und Bergeförderung. Demnach verteilen sich die Stapelförderkosten entsprechend den geförderten Gewichten auf Kohle und Berge. Bei Zufuhr der Berge über die obere Sohle dient der Stapel nur der Berge- und Materialförderung, so daß diese Förderkosten fast ausschließlich den Bergemengen zu belasten sind, und zwar ergeben sich bei einem Durchschnittsbeispiel folgende Zahlenwerte. Der Stapel hat im Durchschnitt eine Schichtleistung von 60 Wagen, bei zweischichtigem Betriebe also eine Tagesleistung von 120 Wagen. Die Kosten des Haspels belaufen sich im Jahre auf etwa 3200 ℳ. An Bedienung sind je Schicht 2, je Tag also 4 Mann erforderlich und mit einer Jahreslohnsumme von 9600 ℳ einzusetzen. Daraus ergibt sich je t geförderter Berge eine Belastung von 0,35 ℳ, die sich unter Abzug der Materialförderung auf etwa 0,33 ℳ ermäßigt.

Eine weitere wesentliche Kostenstelle für die Versatzwirtschaft ist die Instandhaltung des Stapels mit jährlich rd. 3300 ℳ oder 0,09 ℳ je t Berge, so daß 1 t Versatzgut durch die Stapelförderung insgesamt mit 0,42 ℳ belastet wird.

Die letzte Mehrbelastung tritt bei der Abbaustreckenförderung in Erscheinung. Während bei dem hier untersuchten Verfahren die obere Abbaustrecke immer nur der Bergeförderung dient, hat bei der andern Abbauweise mit meistens mehreren Abbaubetrieben übereinander die größte Zahl der Strecken gleichzeitig oder wechselschichtig Kohlen- und Bergeförderung aufzunehmen. Führt man den Vergleich für die Schlepperförderung durch, so ergibt sich folgendes. Bei einer Förderlänge von 150 m sind für die Förderung der durchschnittlich je Schicht in einen Streb eingebrachten Bergemenge von 60 t 3 Schlepper erforderlich, entsprechend einer Schlepperleistung von 3 Nutz-tkm. Rechnet man mit einem Schichtlohn von 9 ℳ, so machen die Abbaustreckenförderkosten je t Berge 0,45 bzw. 0,60 ℳ aus.

Bei getrennter Förderung der Berge über die obere Sohle wirkt sich schließlich noch der Anteil der Förderwagenbetriebs- und -unterhaltungskosten wesentlich anders auf den Bergeversatz aus. Es liegt auf der Hand, daß bei diesem Förderverfahren ein weit über dem Durchschnitt liegender Förderwagenbestand erforderlich ist. Bei Verzicht auf die getrennte Förderung würden schätzungsweise mindestens 300 Wagen erspart, deren Unterhaltung im Jahre einschließlich Abschreibung und Verzinsung etwa 16000 ℳ erfordert. Bei einer jährlich einzubringenden Bergemenge von 396000 t ergeben sich je t 0,04 ℳ; die von Fritzsche gegebenen Kosten von 0,06 ℳ erhöhen sich in dem vorliegenden Falle also auf 0,10 ℳ/t Berge. Zusammengefaßt ergeben sich folgende Kosten je t Berge ab Hängebank bis Kippstelle:

	ℳ
1. Schachtförderung	0,15
2. Hauptstreckenförderung (1½ km) einschließlich Streckeninstandhaltung	0,67
3. Stapelförderung	0,42
4. Abbaustreckenförderung	0,52
5. Förderwagen	0,10
zus.	1,86

Dieser Summe stehen nach den Ermittlungen von Fritzsche bei dem gewöhnlichen Verfahren 0,47 bis 0,82 ℳ gegenüber, woraus eine Mehrbelastung von mindestens 1 ℳ/t folgt, die bei der genannten Jahresbergemenge einem Betrage von rd. 400000 ℳ gleichkommt. Rechnet man mit Selbstkosten von insgesamt 15 ℳ/t geförderter Kohle, so bedeutet dies einen Verlust von rd. 27000 t entsprechend dem Förderausfall von 9 Tagen im Jahr oder von 90 t täglich.

Es fragt sich nun, ob die zweifellos größere Betriebssicherheit bei Trennung der beiden Förderungen eine solche Belastung rechtfertigt. Die Frage ist nur zu bejahen, wenn bei vereinigter Förderung nachweislich Hindernisse auftreten, die Minderförderungen von durchschnittlich 90 t je Tag verursachen. Rechnet man, daß die Tagesförderung von 3000 t aus etwa 15 Betrieben mit je 200 t erzielt wird, so entfallen je Betrieb 6 t = 8 Wagen Förderverlust. Jeder Betriebsmann wird bestätigen, daß Förderausfälle von 8 Wagen täglich keine Seltenheit sind. Diese Rechnung beweist also eindeutig, daß die an sich erhebliche Belastung sehr leicht durch die größere Betriebssicherheit einzuholen ist.

Wesentlich anders liegen die Verhältnisse, wenn man mit wirklichen Großbetrieben zu rechnen hat oder deren Anlage plant. Sollen in einer Schicht unter Zuhilfenahme maschinenmäßiger Einrichtungen 150, 200 oder sogar 300 t Berge in einen Betriebspunkt eingebracht und dementsprechende Kohlenmassen abgefördert werden, dann muß man die Förderung von Bergen und Kohlen trennen. Wie eingangs nachgewiesen, wächst der Empfindlichkeitsgrad mit den Fördermengen, und es ist klar, daß sich dann die Maßnahme bezahlt machen muß. Bei Blasversatz ist es mit Rücksicht auf die Speicherung des Versatzgutes in einem möglichst großen Behälter oberhalb der Aufgabevorrichtung im Stapel schon eine technische Notwendigkeit, die Berge über eine obere Sohle dem Vorratsbehälter zuzuführen. Schließlich sei noch erwähnt, daß es bei mehreren nahe beieinander gelegenen Großbetrieben vollends ausgeschlossen ist,

ausreichende Aufstellungsmöglichkeiten für Berge- und Leerwagen zugleich in einem Querschlag zu schaffen.

Naturgemäß haftet auch noch der von der Kohlenförderung gänzlich getrennten Bergeförderung eine Empfindlichkeit an, wie sie schlechthin jeder Förderung untertage eigen ist. Jeder Leerlauf im Abbau überträgt sich in verhängnisvoller Abhängigkeit auf den Förderbetrieb. Dieser läßt sich nur einwandfrei, d. h. mit einem Mindestaufwand regeln, wenn gleichbleibende Forderungen an ihn gestellt werden, die besonders in der Bergeversatzwirtschaft niemals zu erreichen sind. Deshalb wird der Aufwand trotz aller Verbesserungen im Förderbetriebe stets unverhältnismäßig hoch bleiben, solange die Abbaubetriebe nicht eine solche Sicherheit erreicht haben, daß ihre Lieferungen und Anforderungen stets gleich bleiben.

Die Empfindlichkeit im Einbringen des Versatzgutes.

Die in der Versatzwirtschaft einzubringenden Mengen sind heute, da das Versetzen noch fast ausschließlich von Hand erfolgt und die Mechanisierung

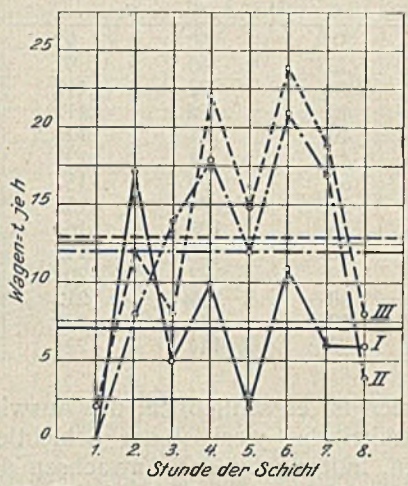


Abb. 10. Die verschiedenen Versatzleistungen je h der Schicht.

tatsächlich noch nicht über die Anfänge hinausgekommen ist, einerseits von der Leistung des im Abbaustreb angewandten Fördermittels und anderseits von der Leistung der Versatzmannschaft ab-

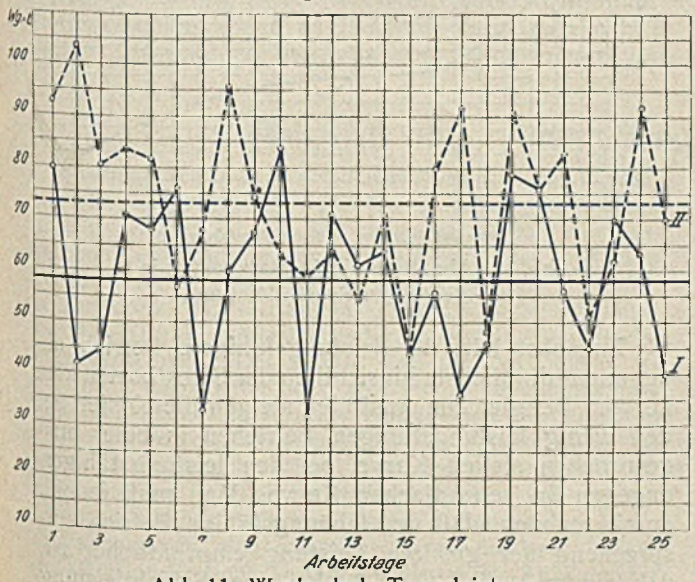


Abb. 11. Wechselnde Tagesleistung in der Versatzwirtschaft.

hängig. Bei dem allgemein üblichen Verfahren wird das Versatzgut von den leistungsfähigen Fördermitteln in den Stapeln und Strecken dem weit weniger leistungsfähigen Fördermittel im Abbau, nämlich der Schüttelrutsche, übergeben. Hier liegt der engste Querschnitt der Versatzwirtschaft. Die Versatzmannschaft im Streb muß in der Regel zahlenmäßig auf die Leistungsfähigkeit der Rutsche eingestellt werden, eine Beschränkung, die sich mit Rücksicht auf die Nachführung des Versatzes im gleichen Verhältnis auf die Belegschaft am Kohlenstoß überträgt. Bei den außerdem unvermeidlichen Schwankungen in der Leistung läßt sich in keinem Falle die Zahl der aufgewandten Schichten entsprechend erhöhen oder vermindern. Es ist lehrreich, diese Tatsache an Hand von Beispielen zu untersuchen und sich dadurch ein Bild von den tatsächlichen Auswirkungen der Betriebsempfindlichkeit zu verschaffen. Hierzu mögen zunächst die nebenstehenden Schaubilder dienen, welche die Schwankungen der Versatzleistung während der Schichtzeit sowie innerhalb größerer Zeitabschnitte erkennen lassen (Abb. 10 und 11).

Wenn man sieht, daß sich in einer Schicht von 6 Arbeitsstunden bei einer Gesamtleistung von 60 Wagen Berge die höchste Stundenleistung auf 20 Wagen stellt, und annimmt, daß in dieser Stunde Belegschaft und Hilfsmittel voll ausgenutzt gewesen sind, so läßt sich der Schluß ziehen, daß bei Ausschaltung aller störenden Einflüsse 120 Wagen statt 60 hätten eingebracht werden können oder daß eine Verbilligung um 50 % möglich gewesen wäre. Zu einem ähnlichen Schluß kommt man, wenn man die in Abb. 11 verzeichneten Tagesleistungen betrachtet. Allerdings spielen bei der Beurteilung die etwa verrichteten Nebenarbeiten, wie Umlegen der Rutsche und der Kippeinrichtung, eine Rolle, so daß die Zahlen nicht unbedingt praktischen Wert haben.

Beispiele für die Auswirkungen von Leistungsausfällen in der Versatzwirtschaft.

Zur Feststellung der Empfindlichkeit der Versatzwirtschaft innerhalb eines Abbaureviers (zweiflügeliger Rutschenbetrieb) müssen zunächst die Versatzkosten an einer Reihe von Beispielen betrachtet werden. Die Zusammenstellung der Kosten für 12 verschiedene Betriebe in der Zahlentafel 11 läßt bereits die großen Unterschiede in den Einheitskosten erkennen.

Unter Zugrundelegung der in der Zahlentafel 11 verzeichneten Werte sind in der Zahlentafel 12 die Belastungen bei verschiedenen Schichtleistungen berechnet, wie sie sich durch die Betriebsempfindlichkeit ergeben.

Die der Bergeförderung dienende maschinenmäßige Einrichtung stellt einen Wert von 7000 ℳ dar. Bei 23 % Abschreibung und Verzinsung beläuft sich der Kapitaldienst je Tag auf 5,40 ℳ. Daraus errechnen sich für die verschiedenen Versatzleistungen die in der Zahlentafel 13 angeführten Kosten. Für die Wertung der Betriebsstoffkosten ist zu beachten, daß diese nicht proportional zur Versatzmenge steigen, sondern daß geringe Mengen infolge des Leerlaufes einen viel höhern Aufwand je Einheit aufweisen.

Abb. 12 läßt deutlich erkennen, daß die Kosten keineswegs proportional der Leistung zurückgehen. Ein scharfer Abfall tritt bei den Leistungen von 40 bis

Zahlentafel 11. Versatzkosten von 12 verschiedenen Betriebspunkten.

Nr. des Betriebspunktes	Monatsförderung (24 Arbeitstage)		Aufwand an Schichten für Versatz		Lohnsumme		Versatz-Lohnkosten je t Kohle	
	Wagen	t	Kipper und Versetzer	Förderleute	Kipper und Versetzer ℳ	Förderleute ℳ	ohne Förderung ℳ	mit Förderung ℳ
1	2368	1916	149	48	1713	384	0,89	1,09
2	2647	1985	149	48	1713	384	0,86	1,06
3	2617	1962	189	48	2173	384	1,11	1,30
4	4476	3357	295	98 + Lok	3393	1552	1,01	1,47
5	2867	2150	365	100	4198	800	1,95	2,32
6	2959	2219	362	104	4163	832	1,87	2,25
7	3253	2440	249	22	2864	176	1,17	1,25
8	3332	2502	266	23	3059	184	1,22	1,29
9	4396	3297	375	96 + Lok	4313	1536	1,34	1,77
10	2325	1744	265	48	3048	384	1,74	1,96
11	2087	1565	168	60	1932	480	1,23	1,54
12	2186	1640	192	65	2208	520	1,35	1,66

Zahlentafel 12. Versatzkosten bei verschiedenen Versatzleistungen.

Versatzleistung je Schicht in Wagen = t	Aufwand an Schichten					Aufwand an Löhnen			Kosten je Wagen = t
	Stapelförderung	Abbaustreckenförderung		Kipper	Versetzer	Förderung	Einbringen	insges.	
	Schlepper	tkm	Aufwand an Schleppern			ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
40	2	6,0	2	2	3	32	60	92	2,30
45	2	6,75	2	2	3	32	60	92	2,04
50	2	7,5	3	2	4	40	72	112	2,24
60	2	9,0	3	2	4	40	72	112	1,87
65	2	9,75	3	2	5	40	84	124	1,91
70	3	10,5	3	2	5	48	84	132	1,88
80	3	12,0	4	2	6	56	96	152	1,90
85	3	12,75	4	2	6	56	96	152	1,79
90	3	13,5	4	3	6	56	108	164	1,82
100	4	15,0	5	3	7	72	120	192	1,92
110	4	16,5	5	3	8	72	132	204	1,85
120	4	18,0	6	3	8	80	132	212	1,77
130	4	19,5	6	3	9	80	144	224	1,72
140	4	21,0	6	3	9	80	144	224	1,60

60 Wagen je Schicht auf, während bei denen von 60 bis 100 Wagen nur eine unwesentliche Kostenverminderung zu beobachten ist und bei den darüberliegenden Leistungen wiederum eine beträchtliche

Zahlentafel 13. Versatzkosten unter Berücksichtigung von Kapitaldienst und Betriebsstoffverbrauch.

Zahl der versetzten Bergewagen = t	Löhne je Wagen ℳ	Kapitaldienst je Wagen ℳ	Betriebsstoffverbrauch je Wagen ℳ	Gesamtkosten ℳ
40	2,30	0,14	0,10	2,54
45	2,04	0,12	0,08	2,24
50	2,24	0,11	0,07	2,42
60	1,87	0,09	0,06	2,02
65	1,91	0,08	0,06	2,05
70	1,88	0,07	0,06	2,01
80	1,90	0,06	0,05	2,01
85	1,89	0,06	0,05	2,00
90	1,82	0,06	0,04	1,92
100	1,92	0,05	0,04	1,99
110	1,85	0,05	0,03	1,93
120	1,77	0,05	0,03	1,85
130	1,72	0,04	0,03	1,79
140	1,60	0,04	0,03	1,67

Senkung des Aufwandes in Erscheinung tritt. Es ist leicht zu ersehen, daß die Versatzbetriebe mit Leistungen von weniger als 70 und mehr als z. B. 140 Wagen gegenüber Betriebsstörungen am empfindlichsten sind, weil sich hier die geldlichen Auswirkungen am stärksten bemerkbar machen.

Lehrreich ist es schließlich, die Auswirkung der Empfindlichkeit bei wechselnder Schichtleistung zu vergleichen, indem man das Anwachsen der Kosten bei Förderausfällen von verschiedener Höhe betrachtet (Zahlentafel 14 und Abb. 13).

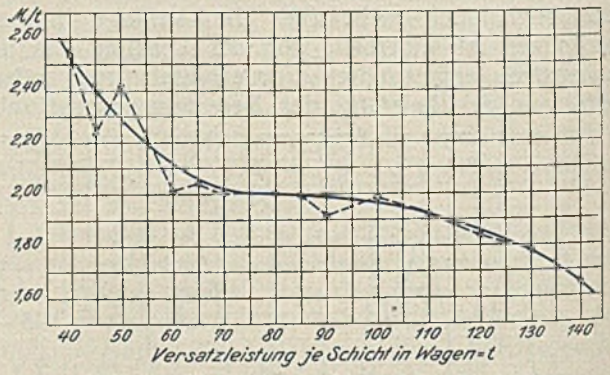


Abb. 12. Abnahme der Versatzkosten je t bei steigender Schichtleistung.

Zunächst tritt der leistungsfähigste Betrieb als der unempfindlichste hinsichtlich der Selbstkosten klar hervor. Bei gleichen Ausfällen steigen die Kosten bei den wenig leistungsfähigen Betrieben in einer ausgesprochen steilen Kurve, bei den leistungsfähigen dagegen in sehr flacher Kurve. Man muß jedoch damit rechnen, daß der leistungsfähige Betrieb entsprechend der größern Leistung empfindlicher ist, d. h. einem Ausfall von 10 t bei einer Schichtleistung von 40 t steht ein Ausfall von 30 t bei einer Schicht-

leistung von 120 t gegenüber, oder ein Ausfall von 20 t bei 60 t Schichtleistung ist gleichbedeutend mit einem Ausfall von 40 t bei einer Schichtleistung von 120 t. Wie die Verbindungslinien in Abb. 13 veranschaulichen, liegen in jedem Falle die Kosten bei den leistungsfähigen Betrieben günstiger. Man ist aber wohl berechtigt, anzunehmen, daß die große Fördermenge eine Empfindlichkeit mit sich bringt, die der kleinen Förderung unbekannt ist, so daß der leistungsfähigere Betrieb in Anbetracht dessen möglicherweise teurer arbeitet als der weniger beanspruchte Betrieb.

Zahlentafel 14. Ansteigen der Versatzkosten bei sinkender Schichtleistung und zunehmenden Förderausfällen.

Förderausfall in Wagen = t	Versatzkosten je t bei Schichtleistungen von Wagen = t										
	140 ℳ	130 ℳ	120 ℳ	110 ℳ	100 ℳ	90 ℳ	80 ℳ	70 ℳ	60 ℳ	50 ℳ	40 ℳ
0	1,67	1,79	1,85	1,93	1,99	1,92	2,01	2,01	2,02	2,42	2,54
10	1,80	1,94	2,02	2,12	2,21	2,16	2,30	2,35	2,42	3,03	3,59
20	1,95	2,13	2,22	2,36	2,49	2,47	2,68	2,81	3,03	4,03	5,08
30	2,13	2,33	2,47	2,65	2,84	2,88	3,22	3,52	4,04	6,05	10,16
40	2,34	2,59	2,78	3,03	3,32	3,46	4,02	4,69	6,06	12,10	.
50	2,60	2,91	3,17	3,54	3,98	4,32	5,36	7,04	12,12	.	.
60	2,92	3,32	3,70	4,25	4,92	5,76	8,04	.	.	.	.
70	3,34	3,88	4,44	5,31	6,62	.	.	.	.	.	.
80	3,90	4,66	5,55	7,08	.	.	.	.	.	.	.
90	4,68	5,82	.	.	.	.	.	.	.	.	.

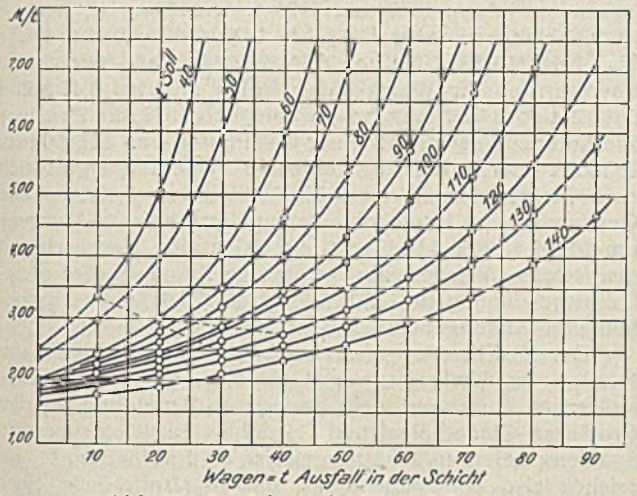


Abb. 13. Ansteigen der Versatzkosten bei sinkender Schichtleistung und zunehmenden Förderausfällen.

Da die bergmännische Betriebsführung, im besondern die Versatzwirtschaft, in mancherlei Hinsicht noch rein gefühlsmäßig und tastend eingestellt ist, sind solche planmäßigen Untersuchungen für die Betriebsgestaltung sehr wertvoll, aber noch nicht allein ausschlaggebend, weil sich die Versatzwirtschaft nie als selbständiger Betriebszweig, sondern nur im Zusammenhang mit der Kohlengewinnung beurteilen läßt. Man könnte aus den gefundenen Ergebnissen in manchen Fällen zu dem Schluß kommen, daß die gesteigerte Versatzmenge je Schicht höhere Kosten je Einheit verursacht, zumal wenn besondere Hilfseinrichtungen zur Erzielung der gewünschten Menge notwendig sind. Maßgebend ist jedoch schließlich nur die auf die gewonnene Tonne Kohle entfallenden Kosten.

Die Gewinnung ist mengenmäßig vom Versatz abhängig. Bei gleichbleibenden Kosten je Versatzeinheit sind die Kosten je Kohleneinheit jedenfalls gleich, und wenn die größere Versatzmenge einen höhern Aufwand erfordert, stellt sich auch die Belastung je t Kohle höher. Zur Beurteilung der Wirtschaftlichkeit ist diese Zahl allein nicht entscheidend, sondern die Kostenzahl nach Beendigung des Verhiebes. Wie bereits zahlenmäßig nachgewiesen worden ist, kommt es in der Hauptsache auf die Verhiebszeit an. Wenn durch Beschleunigung des Verhiebes — Verdoppelung oder Verdreifachung — allein an den Nebenkostenstellen je t 1–1,50 ℳ zu sparen sind, so ergibt sich daraus ohne weiteres, daß man zur Beschleunigung des Versatzes und damit des Verhiebes ohne Bedenken Mehrkosten in Kauf nehmen kann, deren Grenzen sich aus den erreichbaren Erfolgen leicht ermitteln lassen. (Schluß f.)

Bergbau und Hüttenwesen Spaniens im Jahre 1928.

Spanien ist eines der an Bodenschätzen reichsten Länder, wahrscheinlich sogar im Verhältnis zu seiner Bodenfläche das mineralreichste Land der Erde; es verfügt über ansehnliche Kohlenvorkommen und Erzlagerstätten, und zwar über Eisenerz, eisen- und kupferhaltigen Kies, Blei-, Schwefel- und Kupfererz, Schwerspat, Zink-, Zinn-, Mangan-, Wismut- und Wolframerz, quecksilberhaltige Minerale, Granatstein, Salpetererde usw. Der größte Teil der Vorkommen ist noch nicht ausgebeutet oder wird nur in unvollkommener Weise abgebaut. Um zu einer einträglichen Förderung zu gelangen, würde es noch bedeutender Umstellungen verkehrs- und betriebstechnischer Natur bedürfen. Bezeichnend für den spanischen Bergbau ist, daß, abgesehen von einigen sich zumeist in ausländischen Händen befindenden größern Unternehmungen, eine erhebliche Anzahl mittlerer, kleiner und kleinster Betriebe besteht, in denen der Abbau unter Anwendung einfachster Gewinnungsvorrichtungen ohne sonderliche Wirtschaftlichkeit erfolgt. Während des Krieges hat die außergewöhnlich starke Nachfrage in den verschiedenen Gewerbezweigen hierüber hinweggetäuscht, später jedoch, als im Zusammenhang mit dem Rückgang der europäischen Wirtschaft und dem dadurch bedingten niedrigern Verbrauch, der sich besonders auf dem internationalen Erzmarkt bemerkbar machte, die Wettbewerbsverhältnisse immer ungünstiger wurden, traten im spanischen Bergbau in nahezu allen Gebieten Stockungen und Rückschläge ein, die besonders die kleinern Betriebe in eine schwierige Lage brachten. Die folgenden Ausführungen geben Aufschluß über den Stand des Bergbaus und Hüttenwesens Spaniens im Jahre 1928.

Obwohl im Berichtsjahr der Wert der bergbaulichen Gewinnung gegen 1927 um 6 Mill. Pesetas auf 423 Mill. Pesetas gestiegen ist, steht er doch dem Werte von 1926 noch um 53 Mill. Pesetas oder 11,06 % nach. Ein Vergleich mit dem letzten Friedensjahr ergibt dagegen eine Steigerung um 153 Mill. Pesetas oder 56,81 %. Dabei ist jedoch zu

berücksichtigen, daß seit 1913 der Wert des Geldes in Spanien um 14,16 % zurückgegangen ist.

Wert der Bergwerksgewinnung 1913—1928.

Jahr	1000 Pesetas	Jahr	1000 Pesetas
1913	269 745	1921	402 608
1914	217 443	1922	290 391
1915	254 010	1923	389 370
1916	382 856	1924	456 674
1917	488 464	1925	498 443
1918	545 917	1926	475 598
1919	499 663	1927	416 903
1920	500 985	1928	422 976

Die Gewinnung der wichtigsten Mineralien ist aus der folgenden Zahlentafel zu ersehen. Dem Werte nach nimmt Weichkohle mit 187,5 Mill. Pesetas (1927: 184,1 Mill. Pesetas) nach wie vor unter den Mineralien des Landes die erste Stelle ein. Es folgen Eisenerz mit 61,7 (50,3) Mill., Kupferkies mit 52,9 (49) Mill., Bleierz mit 52,6 (64,8) Mill., Zinkerz mit 14,9 (14,2) Mill., Anthrazit mit 13 (15,7) Mill., Braunkohle mit 10,5 (10,1) Mill., Kupfererz mit 10,4 (9,2) Mill. und Quecksilbererz mit 8,1 (8,6) Mill. Pesetas. Der Wert der andern Mineralien bleibt im einzelnen unter 3 Mill. Pesetas.

Zahlentafel 1. Bergwerksgewinnung 1928.

	Fördernde Betriebe	Zahl der Arbeiter	Gewinnung 1927 t	Gewinnung 1928 t	Wert der Gewinnung 1928 1000 Pesetas
Gesamt-Bergwerksgewinnung	2435	89 146	.	.	422 976
davon:					
Weichkohle . . .	1327	37 801	6 133 040	5 981 115	187 517
Anthrazit	158	2 798	429 896	389 393	13 048
Braunkohle . . .	93	2 802	429 602	422 504	10 455
Bleierz	360	11 804	195 626	177 059	52 590
Eisenerz	264	15 214	4 971 705	5 784 773	61 747
Eisenkies	.	.	7 824	6 128	61
Kupferkies . . .	51	11 648	3 602 870	3 618 691	52 923
Kupfererz . . .	3	624	380 983	353 156	10 369
Zinkerz	29	2 134	132 178	122 141	14 908
Quecksilbererz .	4	786	51 353	48 507	8 072
Schwefelerz . .	8	859	75 830	76 731	1 073
Manganerz . . .	17	338	36 870	13 704	450
Phosphor	1	86	4 202	7 897	221
Steinsalz	36	120	110 839	146 147	2 131
Mineralwasser .	11	12	34 774 320	11 165 000	2 194

Die Zahl der in der Bergwerksindustrie beschäftigten Personen ist für die Jahre 1913 und 1920 bis 1928 aus Zahlentafel 2 zu ersehen.

Zahlentafel 2. Zahl der in der Bergwerksindustrie 1913 und 1920—1928 beschäftigten Personen.

Jahr	Männer	Frauen	Jugendliche	Zus.
1913	111 445	2321	16 009	129 775
1920	104 918	3150	16 972	125 040
1921	86 278	2550	13 624	102 452
1922	74 737	1745	11 708	88 190
1923	76 368	1539	12 079	89 986
1924	82 222	1689	12 528	96 439
1925	86 386	1748	11 784	99 918
1926	88 588	2082	12 504	103 174
1927	82 992	1717	10 157	94 866
1928	78 579	1683	8 884	89 146

Danach war 1928 die Zahl der Beschäftigten bei 89 000 Personen um 5700 oder 6,03 % geringer als im voraufgegangenen Jahr und um 40 600 oder 31,31 % kleiner als im letzten Friedensjahr. Die Belegschaft setzt sich zusammen aus 78 600 (83 000) männlichen und 1700 (1700) weiblichen Personen sowie aus 8900 (10 200) Jugendlichen. Die Zahl der Männer weist gegen 1927 eine Abnahme um 5,32 % auf, die der Frauen und Jugendlichen um 1,98 % bzw. um 12,53 %.

Das dem Werte nach wichtigste Mineral Spaniens ist die Kohle, deren Gewinnung für die Jahre 1913 und 1920 bis 1929 aus Zahlentafel 3 zu entnehmen ist.

Zahlentafel 3. Entwicklung der Kohlenförderung 1913 und 1920—1929.

Jahr	Weichkohle t	Anthrazit t	Steinkohle insges. t	Braunkohle t
1913	3 783 214	232 517	4 015 731	276 791
1920	4 928 989	491 715	5 420 704	552 425
1921	4 719 638	292 591	5 012 229	408 674
1922	4 179 533	256 310	4 435 843	329 680
1923	5 672 377	299 069	5 971 446	394 268
1924	5 811 396	316 190	6 127 586	411 773
1925	5 801 304	316 038	6 117 342	402 690
1926	6 133 230	402 857	6 536 087	399 830
1927	6 133 040	429 896	6 562 936	429 602
1928	5 981 115	389 393	6 370 508	422 504
1929[1]	6 442 354	541 253	6 983 607	402 045

[1] Vorläufige Zahlen.

Während im Berichtsjahr bei allen Kohlensorten eine Abnahme der Gewinnung gegenüber den beiden vorhergehenden Jahren 1927 und 1926 festzustellen ist, hat die Steinkohlengewinnung im Jahre 1929 (rd. 6,98 Mill. t) die bisherige Höchstziffer von 6,56 Mill. t in 1927 beträchtlich überschritten. An Weichkohle wurden 1929 bei 6,44 Mill. t 461 000 t oder 7,71 % mehr gewonnen als 1928, die Zunahme für Anthrazit betrug bei einer Gewinnung von 541 000 t rd. 152 000 t oder 39 %; für Steinkohle insgesamt ergibt sich eine Mehrförderung von 613 000 t oder 9,62 %. Die Gewinnung von Braunkohle dagegen erfuhr eine Abnahme um 20 000 t oder 4,84 % auf 402 000 t. Ein Vergleich mit dem letzten Friedensjahr zeigt eine Zunahme der Steinkohlengewinnung um 2,97 Mill. t oder 73,91 %, der Braunkohlengewinnung um 125 000 t oder 45,25 %.

Der Kohlenbergbau befindet sich vorwiegend im Norden, im Umkreise von Oviedo, León und Palencia außerdem, aber von weit geringerer Bedeutung, in den Provinzen Ciudad Real und Córdoba. Die Kohlenvorräte Spaniens betragen schätzungsweise 8—9 Milliarden t; sie reichen also vollkommen aus, um auf lange Sicht einer blühenden heimischen Industrie als Grundlage zu dienen.

Die Braunkohlengewinnung erstreckt sich auf 7 Provinzen des Landes, die sich nach der Fördergröße für 1928 wie folgt einreihen: Barcelona 119 000 t, Teruel 111 000 t, Lérida 76 000 t, Zaragoza 39 000 t, Baleares 32 000 t, Santander 32 000 t und Guipúzcoa 12 000 t.

Anthrazit wird in den Provinzen León (134 000 t), Córdoba (128 000 t), Palencia (109 000 t) und neuerdings in Oviedo (18 000 t) gewonnen.

Die Förderung von Weichkohle entfällt vorwiegend auf die Provinz Oviedo, deren Gruben in der Berichtszeit zu der Gesamtgewinnung des Landes bei 4,29 Mill. t (1927 4,04 Mill. t) 71,66 (65,89) % beitrugen und 26 000 (28 000) Arbeiter beschäftigten, wovon 18 800 (20 600) oder 72,70 (73,01) % untertage und 7100 (7600) oder 27,30 (26,99) %

Zahlentafel 4. Weichkohlenbergbau im Jahre 1928.

Provinz	Zahl der fördernden Gruben	Zahl der Arbeiter	Förderung Menge t	Förderung Wert 1000 Pesetas
Badajoz	1	15	355	7
Burgos	2	32	1 386	43
Ciudad Real . .	10	2 430	381 166	11 263
Córdoba . . .	7	1 339	233 560	11 279
Gerona	1	30	1 440	101
León	63	4 060	658 594	16 364
Lérida	2	131	20 000	500
Oviedo	1068	25 883	4 286 209	131 023
Palencia . . .	172	2 203	228 405	8 430
Sevilla	1	1 678	170 000	8 507
zus. 1928	1327	37 801	5 981 115	187 517
„ 1927	1365	40 284	6 133 040	184 074

übertage tätig waren. Den zweiten Platz behauptet die Provinz León mit einer Förderung von 659000 t und einer Belegschaft von 4100 Mann. Die Zahl der Weichkohlengruben verringerte sich im Berichtsjahr gegen 1927 um 38 auf 1327 und ist immer noch als sehr groß anzusprechen. Im Durchschnitt ergibt sich für den einzelnen Betrieb eine Arbeiterzahl von 28 (30) und eine Fördermenge von 4507 (4493) t. Des nähern unterrichtet über den Weichkohlenbergbau im Jahre 1928 die vorstehende Zusammenstellung.

Die Leistung (Förderanteil auf 1 Mann der Belegschaft) zeigt im spanischen Weichkohlenbergbau in den Jahren 1913 bis 1928 folgende Entwicklung.

Jahr	t	Jahr	t
1913	139,2	1921	94,4
1914	140,4	1922	97,6
1915	138,5	1923	130,1
1916	127,8	1924	132,6
1917	109,0	1925	132,7
1918	111,7	1926	141,2
1919	97,2	1927	152,2
1920	83,2	1928	158,2

Danach wurde seit Kriegsende erstmalig 1926 mit 141,2 t die Leistung des letzten Vorkriegsjahres überholt (+1,44 %); 1927 erhöhte sich der Förderanteil um 11 t auf 152,2 t und im Berichtsjahr erreichte er mit 158,2 t das bisher höchste Ergebnis. Gegen 1913 beträgt die Zunahme 19 t oder 13,65 %.

Der Durchschnittswert einer Tonne Weichkohle belief sich 1928 auf 31,35 Pesetas gegen 30,01 Pesetas 1927. In der Provinz Oviedo betrug er 30,57 (29,13), in León 24,85 (26,11), in Ciudad Real 29,55 (27,98) und in Córdoba 48,29 (39,49) Pesetas.

Um in Zukunft von der Einfuhr ausländischer Brennstoffe unabhängig zu sein, versucht Spanien neuerdings seine Kohlengewinnung durch Verbesserung der Abbauarten zu steigern. Die Regierung erhofft auch mit diesen Bestrebungen eine günstige Lösung der Arbeitslosenfrage und eine weitere Belebung der heimischen Industrie. Obwohl Spanien in der Lage wäre, den Bedarf des Landes mit eigenen Brennstoffen zu decken, muß hiervon infolge der minderwertigen Beschaffenheit der Kohle abgesehen werden. Außerdem wird durch die Eigenart der Kohlenvorkommen — Kohlengänge anstatt Kohlenflöze — die Gewinnung außerordentlich verteuert. Weiterhin verfolgt die Regierung mit angestrengter Aufmerksamkeit die Versuche mit Kohlenstaubfeuerung, und gerade in letzter Zeit schenkt man einer Frage Beachtung, die der spanischen Kohle erhöhte Bedeutung verschaffen soll, da man glaubt, durch neuartige Verfahren die an sich schlechten spanischen Kohlen voll ausnutzen zu können. Die überaus hohen Preise, die heute auf der spanischen Kohle lasten, wirken sich in bedenklichem Maß allgemein verteuernd aus. Auch der für die Erzverhüttung zur Verwendung kommende englische Koks muß mit fast 100 Peseten (= 70 ℳ) bezahlt werden, wogegen die Kohlenpreise in den übrigen mitteleuropäischen Industrieländern zum Teil erheblich niedriger sind. Es ist also verständlich, wenn Spanien heute dem Kohlenstaubverfahren besonderes Interesse entgegenbringt. Um den Landesbedarf an Brennstoffen in jeder Weise sicherzustellen, ist man neben der Frage der Verwertung der Kohle zur Öl- und Bezingewinnung auch auf die Frage der Kohlenstaubverwertung verschiedenster Art gekommen. Es ist damit zu rechnen, daß bei wirtschaftlicher Behandlung dieser Angelegenheit ebenfalls eine starke Verminderung der Einfuhr eintreten wird.

Vorerst ist Spanien bis zur Durchführung der in Aussicht genommenen Aufgaben noch auf den Bezug ausländischer Kohle angewiesen; besonders an hochwertiger Kohle müssen beträchtliche Mengen eingeführt werden. Hauptbezugsland für seine Versorgung ist Großbritannien, von dem es, wie aus der Zahlentafel 5 hervorgeht, im Berichtsjahr nach der britischen Außenhandelsstatistik 1,87 Mill. l. t Kohle, 146000 l. t Koks und 41000 l. t Preßkohle bezogen hat. Die hohe Einfuhr im Jahre 1927 steht im Zusammenhang mit der teilweisen Erneuerung der Vorräte, die durch die geringere Einfuhr infolge des britischen Bergarbeiterausstandes im Jahre 1926 fast gänzlich aufgebraucht waren. Die nach dem Ausstand einsetzenden Bemühungen Englands, den spanischen Einfuhrmarkt zurückzugewinnen, waren im ganzen erfolgreich, jedoch führte es 1929 mit 1,78 Mill. t rd. 85000 t Kohle oder 4,53 % weniger als im Vorjahr nach Spanien aus; an Koks gelangten 200000 t und an Preßkohle 22000 t aus Großbritannien zur Einfuhr. Aus Deutschland kamen 1926 300000 t Steinkohle und 34000 t Koks, 1927 81000 bzw. 49000 t, 1928 44000 bzw. 176000 t und 1929 nur noch 30000 t bzw. 99000 t. Der fob-Wert einer aus Großbritannien eingeführten Tonne Kohle belief sich 1929 auf 18 s 1 d gegen 16 s 7 d im Vorjahre; hiermit ist im letzten Jahr gegenüber dem vor dem Ausstand (1925) erzielten Kohlenpreis noch ein Abstand von 3 s 9 d zu verzeichnen.

Zahlentafel 5. Einfuhr Spaniens an englischer Kohle 1913 und 1920—1929.

Jahr	Kohle l. t	Koks l. t	Preßkohle l. t
1913	2 534 131	101 053	188 777
1920	290 141	12 648	32 846
1921	1 021 472	34 401	71 272
1922	1 711 021	68 935	103 566
1923	1 145 801	46 091	70 421
1924	1 499 038	81 398	67 291
1925	1 756 158	117 930	61 903
1926	785 417	45 334	28 243
1927	2 361 012	156 478	55 174
1928	1 867 320	146 302	41 003
1929	1 782 649	199 602	22 371

Der Kohlenverbrauch Spaniens gestaltete sich in den Jahren 1913 bis 1928 wie folgt.

Kohlenverbrauch 1913—1928.

Jahr	t	Jahr	t
1913	7 590 616	1921	6 463 187
1914	7 494 506	1922	6 279 084
1915	6 580 598	1923	7 522 677
1916	7 700 018	1924	7 924 259
1917	7 205 547	1925	8 176 456
1918	7 844 108	1926	7 762 050
1919	7 151 648	1927	9 242 309
1920	6 210 002	1928	8 680 975

Der Kohlenverbrauch, der 1927 mit 9,24 Mill. t seinen Höchststand verzeichnet, ging im Berichtsjahr auf 8,68 Mill. t zurück; er war jedoch noch um 1,09 Mill. t oder 14,36 % größer als in der Zeit vor dem Weltkrieg.

Im Gegensatz zum Kohlenbergbau, der erst seit verhältnismäßig kurzer Zeit eine größere Bedeutung im Wirtschaftsleben Spaniens erlangt hat, blickt der spanische Eisenerzbergbau auf ein langes Bestehen zurück, wenn auch der wirtschaftliche Einfluß seit Aufschluß anderer Erzlager, vor allem in Nordafrika, langsam aber beständig zurückgegangen ist. Trotz allmählicher Erschöpfung einzelner Eisenerzgebiete (Bilbao, Cartagena usw.) ist Spanien auch heute noch überaus reich an Eisenerzen und spielt trotz des heftigen Wettbewerbs infolge seiner günstigen geographischen Lage auf dem internationalen Erzmarkt eine beachtenswerte Rolle. Der Stockholmer geologische Kongreß schätzte die Eisenvorräte Spaniens auf 711 Milliarden t. Die Eisenerzvorkommen verteilen sich in der Hauptsache auf den Norden, im besondern die baskischen Provinzen, Asturien und Galicien, sowie auf Andalusien. In den baskischen Provinzen liegt das bekannteste und wirtschaftlich weitaus wichtigste Eisenerzvorkommen von Bilbao. Nur mäßige Bedeutung besitzen die Vorkommen in den Provinzen Guipúzcoa und Navarra. Sehr wichtig dagegen sind die Eisenerze der Provinz Santander. Die bedeutendsten liegen im Umkreis um den gleichnamigen Hafen, der zudem noch eine billige Verfrachtung ermöglicht. Neuerdings gewinnen auch die Eisenerze von Sierra Menera eine immer mehr zunehmende Bedeutung.

Die großen Vorzüge der spanischen Eisenerze sind ihre Hochwertigkeit, ihre im allgemeinen günstige Zusammensetzung, ihre leichte Gewinnbarkeit im Tagebau oder mit einfachen Grubenbetrieben und ihre vorteilhafte Lage zur Küste. Trotzdem spielt bei der Armut Spaniens an Eisenbahnen gerade die Transportfrage auch bei küstennahen Vorkommen eine entscheidende Rolle. Manche hochwertigen Lagerstätten in gebirgigem, verkehrstechnisch ungenügend erschlossenem Gelände harren daher noch der Auswertung. Die größten Grubengesellschaften sind die englische Orconera Iron Ore Co. und die Société Franco-Belge des Mines de Somonostro.

Die Entwicklung der Gewinnung von Eisen- und Manganerz ist für die Jahre 1913 und 1920 bis 1928 in Zahlentafel 6 dargestellt.

Zahlentafel 6. Gewinnung von Eisenerz, Eisenkies und Manganerz 1913 und 1920—1928.

Jahr	Eisenerz t	Eisenkies t	Manganerz t
1913	9 861 668	926 913	21 594
1920	4 767 693	711 823	21 256
1921	2 602 369	623 986	20 098
1922	2 771 888	468 080	25 455
1923	3 456 233	488 987	28 635
1924	4 624 792	597 132	20 840
1925	4 457 031	5 040	36 072
1926	3 190 621	4 398	44 947
1927	4 971 705	7 824	36 870
1928	5 784 773	6 128	13 704

Die im Verhältnis zu den großen und wertvollen Eisenerzvorräten geringe Förderung war in den Kriegs- und ersten Nachkriegsjahren stark zurückgegangen und verzeichnete 1921 mit 2,6 Mill. t ihren tiefsten Stand. Allerdings scheinen die Rückschläge durch die wieder stärker einsetzende Ausfuhr nach Deutschland und Großbritannien überwunden zu sein, so daß in den letzten Jahren — mit Ausnahme von 1926 — ein gewisser Aufstieg unverkennbar ist. Mit 5,78 Mill. t wurde im Berichtsjahr die Gewinnung von 1927 um 813000 t oder 16,35 % überholt; hinter der Förderung des Jahres 1913 blieb dagegen die Gewinnung des Berichtsjahres noch um 4,08 Mill. t oder 41,34 % zurück.

Der Manganerzgewinnung kommt keine größere Bedeutung zu, da die im Süden, in der Mitte und im Norden des Landes gelegenen Vorkommen nahezu erschöpft sind. So zeigt sich auch im Berichtsjahr ein scharfer Rückgang. Während 1927 die spanischen Gruben 37000 t förderten, betrug die Gewinnung im Berichtsjahr nur noch 14000 t, das ist eine Abnahme um 62,83 %.

Zahlentafel 7. Eisenerzbergbau im Jahre 1928.

Provinz	Zahl der fördernden Gruben	Zahl der Arbeiter	Förderung Menge t	Förderung Wert 1000 Pesetas
Almería . .	26	2 277	699 571	6 383
Badajoz . .	2	97	39 700	271
Córdoba . .	2	25	2 300	115
Granada . .	5	1 025	371 705	1 859
Guadalajara	3	109	86 760	541
Guipúzcoa .	2	140	20 579	173
Huelva . .	2	122	405 876	4 393
Jaén	10	201	30 351	730
Lugo . . .	9	707	133 168	1 124
Málaga . .	28	225	29 967	562
Murcia . .	21	503	163 530	1 335
Navarra . .	2	13	3 989	47
Oviedo . .	17	207	63 402	542
Santander .	23	2 642	717 504	8 304
Sevilla . . .	1	425	103 794	727
Teruel . . .	2	343	477 374	3 413
Vizcaya . .	107	6 023	2 387 557	30 754
Zaragoza .	2	130	47 646	476
zus. 1928	264	15 214	5 784 773	61 747
„ 1927	261	14 790	4 971 705	50 332

Die Verteilung der Eisenerzförderung im Jahre 1928 auf die einzelnen Provinzen ist in der vorstehenden Zahlentafel 7 ersichtlich gemacht.

Der Eisenerzbergbau geht hauptsächlich in der Provinz Vizcaya (2,39 Mill. t) um, daneben sind noch die Provinzen Santander (718 000 t), Almería (700 000 t), Teruel (477 000 t) und Huelva (406 000 t) zu erwähnen. Die Zahl der in 264 (1927: 261) Eisenerzgruben tätigen Arbeiter belief sich auf 15200 gegen 14790 im voraufgegangenen Jahr.

Die Eisenerzförderung Spaniens wird nur zu einem ganz geringen Teil im Inlande verhüttet, der größte Teil (1928: 93,72 %) geht ins Ausland. Der Anteil der Ausfuhr an der Gewinnung in den Jahren 1913 bis 1928 gestaltete sich wie folgt.

Von der Eisenerzförderung wurden ausgeführt

Jahr	%	Jahr	%
1913	90,32	1921	70,12
1914	89,37	1922	137,13
1915	80,25	1923	97,52
1916	86,15	1924	73,64
1917	92,55	1925	81,17
1918	91,47	1926	58,20
1919	79,80	1927	95,69
1920	97,13	1928	93,72

Wenn auch in den letzten Jahren der Anteil der Eisenerzausfuhr an der Gewinnung den Stand von 1913 erreicht bzw. überschritten hat, so bleibt die Ausfuhr mengenmäßig gegen diesen Zeitraum jedoch noch weit zurück. Dieser starke Rückgang ist nicht als Folge des höhern Eisenerzverbrauchs im eigenen Lande anzusehen, sondern findet seine Ursache zum Teil in einer Umgruppierung der Erzbezugsgebiete der bedeutendern eisenerzeugenden Länder. Vor allem hat sich Deutschland in steigendem Maße auf den Bezug schwedischer Erze eingestellt. Die geringe Ausfuhr im Jahre 1926 ist im wesentlichen auf den englischen Bergarbeiterausstand zurückzuführen, der eine weitgehende Stillegung der englischen Eisenhüttenindustrie zur Folge hatte. Die nachstehende Zahlentafel läßt erkennen, daß die spanische Eisenerzausfuhr nach den wichtigsten Ländern gegen 1913 durchweg abgenommen hat. Erst in den letzten beiden Jahren wurden nach Deutschland wieder über 3 Mill. t ausgeführt.

In Ermangelung spanischer Angaben sind die Bezüge der einzelnen Empfangsländer den amtlichen Außenhandelsstatistiken der betreffenden Länder entnommen, dagegen entstammen die Zahlen der Gesamtausfuhr, außer 1924, der spanischen Bergbaustatistik.

Von der Gesamtausfuhr im Jahre 1928 erhielt Deutschland 3,50 Mill. t oder 56,68 % gegen 3,08 Mill. t oder 51,77 % 1927. Großbritannien bezog 2,25 Mill. t oder 36,50 %, während 1913 4,8 Mill. t oder 54 % der Förderung nach dem Vereinigten Königreich gingen. Frankreich erhielt im Berichtsjahr 194 000 t, Belgien 189 000 t und die Ver. Staaten 38 000 t.

Zahlentafel 8. Verteilung der Eisenerzausfuhr 1913 und 1920—1928.

Jahr	Gesamtausfuhr t	Davon nach Großbritannien t	Deutschland t	Frankreich t	Ver. Staaten t	Belgien t
1913	8 907 309	4 809 612	3 498 320	390 073	89 828	65 346
1920	4 630 662	4 169 719	70 000	160 000	90 000	100 000
1921	1 824 854	807 248	.	114 106	5 692	.
1922	3 800 969	1 702 093	1 329 375	14 499	53 462	.
1923	3 370 520	2 609 962	336 529	140 915	218 340	.
1924	3 405 777[1]	2 684 588	335 150	194 760	71 779	119 500
1925	3 617 751	1 975 666	1 388 439	201 014	146 739	138 197
1926	1 856 975	983 545	842 095	173 256	84 950	150 968
1927	4 757 549	2 496 015	3 081 058	194 746	27 601	152 092
1928	5 421 223	2 254 881	3 501 338	194 125	38 021	188 647

[1] Nach den Außenhandelsstatistiken der einzelnen Empfangsländer.

Der Menge nach an zweiter Stelle steht unter den spanischen Erzen kupferhaltiger Schwefelkies bzw. Kupfererz mit einer Gewinnung von 3,97 Mill. t im Werte von 63,3 Mill. Pesetas. 97,41 % entstammen der Provinz Huelva, der Rest wird in Sevilla gewonnen. Im Gegensatz zum Eisenerz wird Kupfererz größtenteils im Lande selbst verhüttet. Ausgeführt wurden 1928 859 000 t oder 21,63 %, 1913 waren es nur 160 000 t oder 7,07 %.

Durch den Besitz der Rio Tinto-Kiesgruben in der Provinz Huelva ist Spanien der bedeutendste Kupfererzeuger Europas. Infolge der gewaltigen Vorkommen hat sich hier ein Bergbau entwickelt, wie er in ähnlichem Umfange in diesem Lande nur noch im Bilbao-Bezirk anzutreffen ist. Die Hauptförderungsorte sind Rio Tinto, La Zarza und Tharsis, die mit dem Hafen Huelva verbunden sind. Die sonstigen spanischen Kupfervorkommen sind im Verhältnis zum Huelva-Gebiet sehr gering und wirtschaftlich unbedeutend.

In der Bleierzgewinnung ist Spanien nach den Ver. Staaten und Mexiko der bedeutendste Erzeuger. Die Vorkommen sind im Süden des Landes in der Sierra Morena und in der Küstenzone zwischen Almeria und Cartagena und dann in kleinerm Maße im Norden gelegen. Der führende Großbetrieb ist in den Händen der französischen Gesellschaft Société minière et metallurgique de Penarroya. Trotzdem das Land noch überaus reich ist an günstigen Vorkommen ist die Erzeugung seit Kriegsende stark rückläufig. Im Berichtsjahr wurden 177 000 t gewonnen, d. s. 19 000 t oder 9,49 % weniger als im Vorjahr. Der Wert des gewonnenen Bleierzes beziffert sich auf 52,6 Mill. Pesetas; die Zahl der Arbeiter betrug bei 360 fördernden Betrieben 11 800 Personen. Da die gewonnenen Bleierze fast ausschließlich im eigenen Lande verhüttet werden, zeigt auch die Hüttenerzeugung Spaniens dementsprechende Ausfälle. Die 1928 gewonnenen Erze haben nach Angaben der Frankfurter Metallgesellschaft einen Bleigehalt von 113 000 t, d. s. 7,13 % der Welterzeugung gegenüber 14,55 % im Jahre 1913. Immerhin ist sicher, daß Spanien bei einigermaßen günstiger Bleikonjunktur und Senkung der Gestehungskosten noch eine große Zukunft als Bleiland hat.

Spanien brachte früher und bringt auch heute noch beträchtliche Mengen Zinkerz auf den Weltmarkt; jedoch ist die Gewinnung in den letzten beiden Jahren sehr stark zurückgegangen. Mit 122 000 t in der Berichtszeit steht sie dem bisher höchsten Ergebnis von 1926 um 79 000 t oder 39,34 % nach, überholt dagegen die Förderung von 1913 noch um 4000 t oder 3,66 %. Das Erz kommt zum Teil aus dem Süden, namentlich der Provinz Murcia, teils aus dem äußersten Norden, besonders der Provinz Santander (1928 rd. 79 000 t oder 64,39 % der Gesamtzinkgewinnung). Der größte Teil der Förderung gelangt zur Ausfuhr; im Berichtsjahr waren es 94 000 t oder 76,76 % gegen 80 000 t oder 60,50 % 1927.

An Schwefelerz förderten die spanischen Gruben im Berichtsjahr 77 000 t gegen 76 000 t im Jahre 1927. Der Wert der Erzeugung hat indessen trotz der mengenmäßigen Zunahme etwas abgenommen und betrug 1928 1,07 Mill. Pesetas gegen 1,10 Mill. Pesetas im Vorjahr.

In der Quecksilbererz- bzw. Quecksilbergewinnung nimmt Spanien in der Welt die erste Stelle ein. Die Vorkommen bei Almaden, in der nördlichen Abdachung der Sierra Morena in der Provinz Ciudad Real gelegen, sind als berühmteste und reichste Quecksilberlagerstätte der Erde anzusprechen. Neben armen, aber ziemlich ausgedehnten Lagerstätten in der Provinz Granada und in der Provinz Oviedo haben die Vorkommen von Nieres ziemliche Bedeutung. Bei einer Gewinnung im Berichtsjahr von 49 000 t Quecksilbererz betrug die Erzeugung an Quecksilber 2195 t oder nahezu die Hälfte der Weltgewinnung. Im letzten Friedensjahr waren es bei 20 000 t geförderten Erzen 1246 t Quecksilber, d. s. noch nicht ein Drittel der Welterzeugung. Einzelheiten über die Förderentwicklung der vorstehend behandelten Erze sind für die Zeit von 1913 und 1920 bis 1928 aus Zahlentafel 9 zu entnehmen.

Zahlentafel 9. Erzgewinnung 1913 und 1920—1928.

Jahr	Bleierz	Bleierz (silberhaltig)	Kupfererz, -kies	Zinkerz	Schwefelerz	Quecksilbererz
	t	t	t	t	t	t
1913	279 078	23 600	2 268 691	117 831	62 653	19 960
1920	175 976	10 313	862 193	94 051	77 039	17 480
1921	167 892	—	2 138 951	48 356	85 678	16 146
1922	167 654	—	2 055 127	71 996	72 806	14 374
1923	182 135	—	2 419 420	102 313	66 371	16 852
1924	198 953	—	1 899 099	116 721	64 650	15 192
1925	207 779	—	3 681 482	167 939	61 916	22 593
1926	216 043	—	3 937 033	201 355	64 687	30 008
1927	195 626	—	3 983 853	132 178	75 830	51 353
1928	177 059	—	3 971 847	122 141	76 731	48 507

Auf der bergbaulichen Gewinnung Spaniens baut sich eine Reihe weiterverarbeitender Industrien auf, die nach der Zahl der Werke und Arbeiter sowie ihrer Erzeugung im Jahre 1928 in der folgenden Zusammenstellung aufgeführt sind.

Zahlentafel 10. Ergebnisse der weiterverarbeitenden Industrien im Jahre 1928.

	Zahl der		Erzeugung		Wert der Erzeugung 1928
	betriebenen Werke	Arbeiter	1927 t	1928 t	1000 Pesetas
Gesamterzeugung	989	68 374	.	.	1 295 314
davon:					
Steinkohlenkoks	15	484	875 499	885 031	23 522
Preßsteinkohle	24	851	803 127	846 645	44 293
Benzol	.	.	9014	10 734	4 053
schwefelsaures Ammoniak	1	109	17 194	21 638	6 351
Teer	.	.	40 877	46 897	6 466
Roheisen	11	15 483	590 467	556 975	9 608[1]
Schweißeisen	.	.	4856	5 144	2 314
Stahl	16	9 164	671 020	777 043	212 192
Ferromangan	.	.	2197	5 310	2 655
Ferrosilizium	.	.	406	536	214
Kupfer	21	3 355	56 675	53 246	93 418
Zink	2	904	16 531	13 549	10 228
Blei	9	2 240	144 023	130 950	74 484
Silber	.	.	95	79	8 278
Kupfervitriol	.	.	6859	7993	6 051
Schwefelsäure	6	1 321	229 381	230 070	28 692
Bleiweiß	2	84	1598	1792	2 280
Quecksilber	2	357	2493	2195	24 085
Schwefel	7	338	19 804	21 329	7 184
Kalziumkarbid	11	799	22 064	19 534	9 462
Zement (natürlicher)	62	803	340 467	271 525	7 092
Portlandzement	26	4 366	1 112 404	1 270 800	88 880
Kochsalz	213	3 059	868 381	836 912	10 888
Ätznatron	3	1 163	32 828	35 777	16 047
kohlensaures Natron	.	.	37 993	38 690	8 144
Superphosphate	27	3 291	864 316	895 151	106 920

[1] Die Roheisengewinnung ist bei Ermittlung dieser Ziffer nur mit $^1/_{10}$ ihres Wertes eingesetzt unter der Annahme, daß $^9/_{10}$ davon zu andern Erzeugnissen weiterverarbeitet worden sind und in deren Wert erscheinen.

Eine größere Zunahme der Erzeugung gegen 1927 ist zu erkennen bei Preßsteinkohle (+ 44 000 t), schwefelsauerm Ammoniak (+ 4400 t), Stahl (+ 106 000 t), Portlandzement (+ 158 000 t) und Superphosphaten (+ 31 000 t), wogegen die Gewinnung von Roheisen (— 33 500 t), Blei (— 13 000 t), Quecksilber (— 298 t), Kalziumkarbid (— 2530 t), natürlichem Zement (— 68 900 t) und Kochsalz (— 31 500 t) hinter der des Vorjahrs zurückgeblieben ist.

Einen Überblick über die Entwicklung des Wertes der Erzeugung der weiterverarbeitenden Industrien in den Jahren 1913 bis 1928 bietet folgende Zusammenstellung.

Wert der Erzeugung der weiterverarbeitenden Industrien 1913–1928.

Jahr	1000 Pesetas	Jahr	1000 Pesetas
1913	302 655	1921	690 702
1914	244 750	1922	460 709
1915	371 597	1923	730 022
1916	579 214	1924	924 842
1917	874 779	1925	896 020
1918	841 181	1926	918 980
1919	519 401	1927	997 330
1920	569 252	1928	1 295 317

Hiernach hat sich der Wert der Erzeugung von 997 Mill. Pesetas im Jahre 1927 auf 1295 Mill. Pesetas 1928 oder um 29,88 % erhöht, wobei jedoch zu berücksichtigen ist, daß der Wert des Peseten in der gleichen Zeit um 3,09 % zurückgegangen ist.

Seit 1913 weist die Belegschaftsziffer der weiterverarbeitenden Industrien die folgende Entwicklung auf.

Zahlentafel 11. Zahl der in den weiterverarbeitenden Industrien beschäftigten Personen 1913 und 1920–1928.

Jahr	Männer	Frauen	Jugendliche	Zus.
1913	25 197	374	2416	27 987
1920	27 544	461	3594	31 599
1921	26 802	507	2843	30 152
1922	27 767	406	2503	30 676
1923	37 303	637	3125	41 065
1924	40 699	725	3770	45 194
1925	45 198	838	4609	50 645
1926	47 820	1692	6180	55 692
1927	52 985	2000	6722	61 707
1928	59 744	2217	6413	68 374

Die Zahl der in den weiterverarbeitenden Industrien beschäftigten Personen hat seit 1923 eine ununterbrochene Zunahme erfahren. Mit 68 000 Mann im Berichtsjahr übertrifft die Belegschaftszahl die bisherige Höchstziffer von 1927 um 10,80 %. Ein Vergleich mit 1913 läßt eine Zunahme um 40 000 Personen oder um fast das 1½fache erkennen.

Jahr	Herstellung von Prekkohle t	Herstellung von Koks t	Jahr	Herstellung von Preßkohle t	Herstellung von Koks t
1913	486 228	595 677	1922	675 884	383 151
1914	558 329	597 315	1923	663 667	743 591
1915	555 357	623 353	1924	627 014	848 274
1916	555 975	759 754	1925	670 974	877 918
1917	449 447	542 767	1926	686 707	832 210
1918	409 728	630 210	1927	803 127	875 499
1919	587 069	430 867	1928	846 645	885 031
1920	742 408	280 717	1929	945 051	.
1921	732 992	446 087			

Die Weiterverarbeitung der Steinkohle seit 1913 ist aus den vorstehenden Zahlen ersichtlich.

Sowohl in der Preßkohlenherstellung als auch in der Kokserzeugung hielt die Steigerung der letzten Jahre an. Mit 847 000 t Preßkohle wird die Ziffer des Vorjahrs um 44 000 t oder 5,42 % übertroffen, während sich für Koks nur eine Zunahme um 10 000 t oder 1,09 % ergibt. Nach einer vorläufigen Zahl für 1929 erhöhte sich die Preßkohlenherstellung gegen 1928 um 98 000 t oder 11,62 % auf 945 000 t, das bedeutet gegen das letzte Vorkriegsjahr annähernd eine Verdopplung.

Über die Metallgewinnung in den Jahren 1913 und 1920 bis 1928 geben die nachstehenden Angaben Aufschluß.

Zahlentafel 12. Metallgewinnung 1913 und 1920–1928.

Jahr	Roheisen t	Stahl und Schweißeisen t	Blei t	Kupfer t	Zink t
1913	424 774	241 995	198 829	31 248	6 003
1920	251 412	.	175 196	22 458	9 647
1921	347 497	306 258	135 861	36 345	6 738
1922	237 330	314 315	119 200	25 539	6 269
1923	400 270	475 696	127 514	45 266	10 922
1924	497 390	545 084	141 849	36 346	12 777
1925	528 237	630 441	153 567	39 409	15 122
1926	486 846	613 604	149 514	48 325	16 065
1927	590 467	675 876	144 023	56 675	16 531
1928	556 975	782 187	130 950	53 246	13 549

Die Roheisenerzeugung Spaniens blieb bei 557 000 hinter der des Vorjahrs um 33 000 t oder 5,67 % zurück. Die größten Hüttenwerke befinden sich in Vizcaya. Auf sie entfallen im Berichtsjahr 304 000 t, d. s. 54,65 % der Gesamtroheisenerzeugung; es folgt Valencia mit 107 000 t oder 19,17 %. An Hochöfen waren 1928 20 gegen 21 im Vorjahr in Betrieb. Günstiger gestaltete sich die Erzeugung der spanischen Stahlwerke, deren Gewinnung sich von 676 000 t um 106 000 t oder 15,73 % auf 782 000 t im Berichtsjahr erhöhte. Im Jahre 1928 waren in Betrieb 35 Siemens-Martinöfen, 3 Bessemerbirnen und 14 Elektroöfen. Die Rohstahlerzeugung verteilt sich auf die einzelnen Verfahren wie folgt:

	1927 t	1928 t
Bessemer	201 000	217 000
Siemens-Martin .	461 000	543 000
Elektrostahl . . .	9 000	17 000
Puddeleisen . . .	5 000	5 000
	676 000	782 000

Zahlentafel 13. Außenhandel in Bergwerks- und Hüttenerzeugnissen.

	Einfuhr 1913 t	Einfuhr 1927 t	Einfuhr 1928 t	Ausfuhr 1913 t	Ausfuhr 1927 t	Ausfuhr 1928 t
1. Bergwerkserzeugnisse:						
Kohle	2 701 913	2 004 799	1 681 720	13 549	21 637	58 568
Eisenerz	—	1 805	5 595	8 907 309	4 757 549	5 421 223
Eisenkies	—	—	—	2 903 554	1 553 282	1 672 150
Zinkerz	—	2 046	—	114 419	79 970	93 760
Kupfererz	—	—	—	160 384	891 222	859 117
Manganerz	—	3 268	13 476	27 793	80 204	42 453
Bleierz	—	2 856	1 706	1 407	5 164	6 948
„ (silberhaltiges)	—	.	.	942	.	.
Kochsalz	1 276	32	13	564 041	612 484	596 031
2. Erzeugnisse der weiterverarbeitenden Industrien:						
Koks	396 419	208 049	206 563	109	95	10
Roheisen, Fertigeisen, Stahl	20 488	172 389	173 494	7 019	345	1 564
Zink	80	1 001	1 369	1 044	8 482	5 397
Kupfer, Messing, Bronze	317	1 857	1 940	30 317	12 897	7 643
Zinn	1 709	1 397	1 650	110	37	36
Blei	147	57	2	171 893	96 924	86 286
„ (silberhaltiges)	—	—	—	31 547	5	4 691
Silber	13	0,2	3	112	45	34
Quecksilber	—	—	1	1 490	1 561	1 643
Schwefel	10	19 088	17 051	.	47	3
Zement	90 894	24 109	22 625	9 443	16 907	6 271

An Blei wurden im Berichtsjahr 13000 t oder 9,08 % weniger erschmolzen als 1927, ebenso verringerte sich die Kupfererzeugung um 3000 t oder 6,05 %. An Zink wurden 14000 t hergestellt; auch hier beträgt die Abnahme gegen das Vorjahr 3000 t oder 18,04 %.

Im Bergbau und in der weiterverarbeitenden Industrie Spaniens waren 1928 8469 (1927: 7780) Maschinen mit zusammen 529105 (486496) PS in Betrieb. Auf den Bergbau entfielen davon 2995 (3072) Maschinen mit 168021 (146927) PS.

Die vorstehende Zahlentafel 13 bietet Angaben über den Außenhandel Spaniens in Bergwerks- und Hüttenerzeugnissen in den Jahren 1913, 1927 und 1928.

UMSCHAU.

Harzvorkommen in westfälischen Kohlenflözen.

Gelegentlich gemeinsamer Untersuchungen über die Zerlegung der Kohle in ihre Bestandteile Glanz-, Matt- und Faserkohle[1] hat E. Hoffmann in Gasflammkohlenflözen der Zeche Brassert eigenartige Harzvorkommen festgestellt und darüber zusammen mit Kirchberg in einer ausführlichen Abhandlung berichtet[2]. Die Untersuchungen sind für den Bergbau von praktischer Bedeutung, weshalb über die Ergebnisse kurz das Wichtigste mitgeteilt werden soll.

Das Harz ist ziemlich häufig zu finden und tritt meist in Linsen von mehreren Millimetern Dicke und einer seitlichen Erstreckung von wenigen Zentimetern bis zu mehreren Dezimetern auf. Linsen mit einer Ausdehnung bis zu 1 m sind bereits beobachtet worden. In Abb. 1 läßt der Streifen *a* eine solche Einlagerung erkennen. Das Harz ist tombakbraun, leicht zerreiblich und im Bruch stengelig

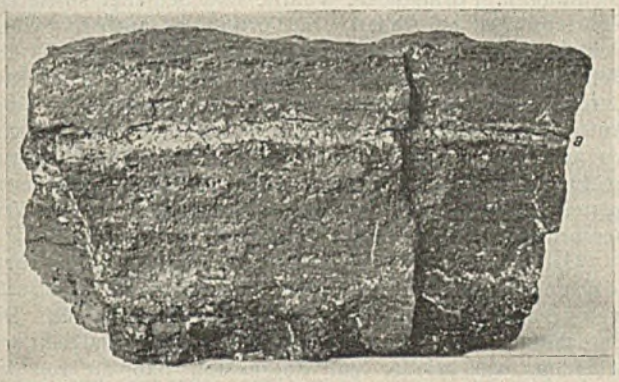


Abb. 1. Harzstreifen im Flöz 12 der Zeche Brassert. 2/5 nat. Gr.

und blätterig. Bei Tageslicht läßt es sich sehr leicht von der übrigen Kohle unterscheiden, während untertage die Erkennung oft schwierig ist, weil sich bei der ungenügenden künstlichen Beleuchtung die Harzstreifen nicht deutlich von der Kohle abheben. Als benachbarte petrographische Bestandteile können sowohl Mattkohle als auch Glanzkohle und Faserkohlenstreifen auftreten. Die Verfasser geben als Durchschnitt 86 % flüchtige Bestandteile und 0,1 % Asche im Harz an. An Hand einiger chemischer Reaktionen wird versucht, die Harznatur nachzuweisen. Daß dies nicht ohne weiteres gelingt, dürfte darauf zurückzuführen sein, daß das Harz seit der Bildung durch Inkohlung und andere Umstände wesentlich beeinflußt und umgeändert worden ist.

Sehr aufschlußreich sind die gebrachten Abbildungen. Die makroskopischen Aufnahmen zeigen die äußern Erscheinungsformen, während die Dünn- und Reliefschliffe einen Einblick in das innere Gefüge geben. Man ersieht aus den Dünnschliffen die Ähnlichkeit des Harzes mit dem Protobitumen des Durits und eine eigentümliche netzartige Struktur, die als mikrokristalline Ausbildung gedeutet werden kann, wahrscheinlich aber durch Vorgänge bei der Inkohlung des Harzes entstanden ist. Im Reliefbild sind in der größtenteils gleichartigen Harzmasse eigenartige schlierenförmige Bildungen erkennbar. Zur Erklärung des Zustandekommens dieser Schlieren wird auf kolloidchemische Vorgänge hingewiesen. Mangels geeigneter Vergleichsunterlagen läßt sich nicht entscheiden, ob es sich um Koarzervation, d. h. Entmischung komplexer kolloider Systeme vor der Koagulation, differentielle Koagulation oder sekundäre Entmischungen handelt. Die Verfasser versuchen dann weiter, zu erklären, wie das Harz in der heute ersichtlichen Form in die Flözkohle hineingelangt sein mag. Sie lassen dabei die Möglichkeit offen, daß das Harz primär zwischen den übrigen Moorbestandteilen abgesetzt worden ist, nachdem es etwa bei der Verwundung eines Karbongewächses herausgeflossen war. Dies erscheint jedoch auf Grund des Auftretens der Harzstreifen zusammen mit den übrigen Kohlenbestandteilen weniger wahrscheinlich als die Annahme, daß sich in den heutigen Harzschnüren die ursprünglich in den einzelnen Pflanzen vorhanden gewesenen Harzbestandteile gesammelt haben, und zwar entweder in der Form, daß sich die kolloidalen Harze von den übrigen Kolloiden getrennt ausschieden, oder aber, daß eine Wanderung der ursprünglich in den Karbonpflanzen fein verstreuten Harzteilchen zu den heutigen Fundstellen während oder nach der Flözverfestigung stattfand.

Besonders bemerkenswert ist das Auftreten zahlreicher, ausgezeichnet erkennbarer Fusitsplitterchen (Abb. 2) in der Harzmasse. Dabei sind die Zellräume meist mit Harz infiltriert. Dieses bisher wohl noch nicht bekannte Auftreten von Faserkohle gibt zu mancherlei Deutungen Anlaß. Das bei Verletzung des Baumes auslaufende Harz könnte kleine Holzsplitterchen mitgenommen haben, die, durch das Harz gegen besondere Einflüsse abgeschlossen, eine andere Inkohlung erfuhren und zu Faserkohle wurden. Für diese Bildungsweise liegt jedoch kein genügender Beweis vor; dem scheint auch entgegenzustehen, daß damit keine Erklärung für die Bildung der übrigen Faserkohle gegeben wäre. Die Verfasser glauben deshalb, ein Recht zu der Annahme zu haben, daß die vorher durch Brand entstandene Faserkohle in das Harz hineingelangt und von diesem lediglich umschlossen oder zum Teil durchsetzt worden ist. Wenn demnach die Beobachtungen von Hoffmann und Kirchberg geeignet sind, einen Beitrag zur Klärung der noch strittigen Frage der Faserkohlenbildung zu liefern, so ergeben sich auch noch weitere Hinweise,

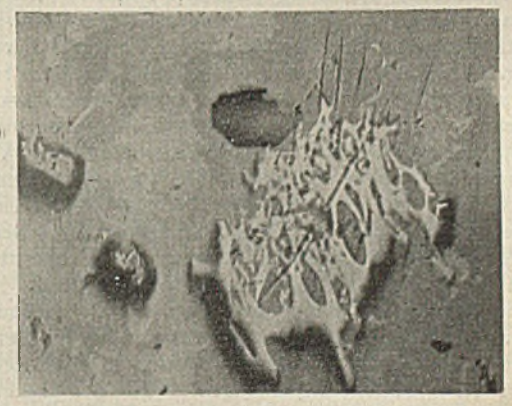


Abb. 2. Faserkohle mit Harzeinschlüssen. v = 450.

[1] Lehmann und Stach: Die praktische Bedeutung der Ruhrkohlenpetrographie, Glückauf 1930, S. 289; E. Hoffmann: Aufbereitungstechnische Trennung der petrographischen Kohlenbestandteile, Glückauf 1930, S. 529.

[2] Brennst. Chem. 1930, S. 389.

nicht nur für den Geologen und Kohlenpetrographen, sondern auch für den praktischen Bergmann.

Als sehr wichtig erscheint zunächst die Feststellung des Harzvorkommens an sich, dann aber auch die Tatsache, daß das Harz einen sehr niedrigen Zersetzungs- und Zündpunkt und einen außerordentlich hohen Gehalt an flüchtigen Bestandteilen besitzt. Daraus kann der Schluß gezogen werden, daß sich die Flöztemperaturen wenigstens an den Stellen, wo Harz auftritt, zu irgendwelchen geologischen Zeiten infolge von Auflagerungsdruck oder tektonischer Beanspruchung nicht in dem Maße erhöht haben können, wie es verschiedene Forscher annehmen. Die Umwandlung der Braunkohle in Steinkohle soll bei Temperaturen stattgefunden haben, die über 325° C liegen. Bei diesen Temperaturen würde das Harz aber längst verschwunden sein, weil keine Sublimation stattfindet. Demnach können an solchen Stellen, an denen sich Harz findet, keine derartigen Temperaturen geherrscht haben. Zu untersuchen wäre, ob sich die Flöze, die Harz führen, irgendwie von denen unterscheiden, die möglicherweise höhern Temperaturen ausgesetzt gewesen sind, wobei die Harze verschwanden und auch die übrige Kohle stärker verändert wurde.

Da Harzvorkommen der beschriebenen Art im Ruhrgebiet bisher nicht allgemein bekannt sind, könnten eingehende Untersuchungen sicherlich wertvolle Unterlagen über die Metamorphose der Kohle liefern. Wie namentlich Hoffmann auf Grund weiterer Beobachtungen angibt, sind manche Flöze besonders stark harzführend, so daß sich diese Erscheinung vielleicht zur Flözgleichstellung mitbenutzen ließe. Dabei ist zu beachten, daß das Vorhandensein von Harz in Proben für die Anfertigung chemischer Analysen deren Ergebnis stark beeinflussen kann. Der Gehalt an flüchtigen Bestandteilen wird dadurch stets erhöht. Diese Tatsache dürfte vielleicht manchen Widerspruch in chemischen Analysen von Gas- und Gasflammkohlenflözen erklären.

Ferner sind die Schlüsse zu erwähnen, die sich aus der Ähnlichkeit der Schlieren im Harz mit den Entmischungserscheinungen in der übrigen Kohle, namentlich der Mattkohle, ziehen lassen. Diese Erscheinungen werden mit der makroskopischen Flözstreifung verglichen, und es wird die Vermutung ausgesprochen, daß diese nicht allein durch die Sedimentation im Flözmoor, sondern auch durch Differentiation verschiedener Gele vor, während oder nach der Flözverfestigung zustande gekommen ist.

Dr. K. Lehmann, Essen.

Tagung des Fachnormenausschusses für Bergbau.

Zur Obmännertagung des Fachnormenausschusses für Bergbau hatten sich am 4. und 5. September in Goslar mit den Obmännern auch die Vertreter verschiedener bergbaulicher Vereine eingefunden. Diese Tagungen sollen in erster Linie den Obmännern der einzelnen Arbeitsausschüsse Gelegenheit geben, ihre Erfahrungen auszutauschen und sich über Erfolge und Ziele der Bergbaunormung in den einzelnen Bergbaubezirken zu unterrichten.

Bergassessor Wedding gedachte zunächst in warmen Worten der im verflossenen Jahre verstorbenen Mitarbeiter, des langjährigen Vorsitzenden des Faberg, Direktors Dr.-Ing. eh. Hußmann, des Oberingenieurs Platte von der Gruppe Gelsenkirchen der Vereinigten Stahlwerke, des Ingenieurs Herzog von der Gutehoffnungshütte und des Oberingenieurs Eichler vom Mülheimer Bergwerks-Verein.

Darauf erstattete Bergassessor Wedding den Geschäftsbericht, dem zu entnehmen ist, daß die Normungsarbeiten seit der vorjährigen Obmännertagung erhebliche Fortschritte gemacht haben. 62 neue Normblattentwürfe sind in den Faberg-Mitteilungen veröffentlicht, 34 Normblätter endgültig herausgegeben worden. Die Gesamtzahl der Bergbau-Normblätter beträgt damit 216. Im Berichtsjahr fanden allein im Ruhrbezirk 47 und in Mitteldeutschland 13 Ausschußsitzungen statt. Von den sachlichen Beratungen ist besonders eine eingehende Aussprache über die Einführung der Normen in die Praxis zu erwähnen. Wenn von den Bergwerksgesellschaften nicht alles getan wird, daß die aufgestellten Normen auch tatsächlich in den Betrieben eingeführt werden, so ist der Vorteil der gesamten Normungsarbeit in Frage gestellt. Besonders von den Leitern der Einkaufsabteilungen wird der Normung noch immer nicht in allen Fällen die nötige Aufmerksamkeit entgegengebracht. Es ist unbedingt erforderlich, daß die Normen von allen Gesellschaften beachtet und ihren Bestellungen zugrunde gelegt werden. Nur so können sich die Vorteile der Normung voll auswirken. Sämtliche Bestellungen sollten durch eine besondere Dienststelle laufen, wo darüber gewacht wird, daß nicht von den Normen abgewichen wird, falls nicht zwingende Gründe entgegenstehen. Bei Betrachtungen über den Nutzen der Normung ist es wichtig, nicht nur die Verbesserung der Güteeigenschaften und die sich nicht immer, aber sehr häufig geltend machende Verbilligung der genormten Teile zu berücksichtigen, sondern nicht weniger auch die mittelbar in Erscheinung tretenden Ersparnisse, die durch Betriebsverbesserungen entstehen. So wird beispielsweise die Normung der Druckluftleitungen einschließlich der Normung der Schläuche und Zubehörteile eine wesentliche Verringerung der Luftverluste zur Folge haben.

Bei der großen Zahl der auf der Tagung zum Teil sehr eingehend behandelten Fragen können hier nur einige berücksichtigt werden.

Die Arbeiten auf dem Gebiete der Luft- und Berieselungsleitungen sind nahezu abgeschlossen. Genormt sind alle Rohrleitungsteile einschließlich der Dichtungen, Formstücke, Ventile und Schieber sowie der Rohrleitungen im Abbau. In Kürze wird noch das Übersichtsblatt Berg 7 herausgegeben werden, das alle für den Betrieb wichtigen Angaben enthält. Auch die Normblätter Berg 18 über Druckluftschläuche sowie Berg 19 über Autogenschläuche sind im Druck. Sowohl die Abmessungen als auch die nötigen Bestimmungen über die Abnahmeprüfung finden sich in diesen Normblättern zusammengestellt, so daß man von der Normung eine weitere Verbesserung der Güte erwarten darf.

Gurtförderer. Über die Berechnung von Gurtförderern aus Gummi weist das Schrifttum nur sehr wenige und teilweise unzureichende Angaben auf. Die Berechnungsverfahren der einzelnen Firmen sind sehr verschieden, was wieder zur Folge hat, daß die von den einzelnen Firmen eingeholten Angebote für ein bestimmtes Förderband erhebliche Unterschiede zeigen. Durch die in den Normblättern 2101 Bl. 1—3 festgelegten Berechnungsgrundlagen wird besonders für Neuanlagen eine gewisse Gleichmäßigkeit der Ausführung gewährleistet. An der einen Stelle gesammelte Erfahrungen werden für die Gesamtheit nutzbar. Für Bandbreite, Trommeldurchmesser und Gurtgeschwindigkeit sind gewisse Grundzahlen festgelegt, mit deren Hilfe es möglich sein wird, den praktischen Verhältnissen Rechnung zu tragen. Auch die Bau- und Anschlußmaße der Rollenstellen selbst sind vereinheitlicht, so daß die von verschiedenen Herstellern stammenden ausgetauscht werden können. Welche Bedeutung dieser Normung beizumessen ist, geht daraus hervor, daß allein im Braunkohlenbergbau etwa 140 km Bandlänge in Betrieb stehen. Der Braunkohlenbergbau wird die veröffentlichten Entwürfe prüfen und seine Vorschläge ausarbeiten, die dann für gemeinsame Beratungen als Unterlagen dienen sollen.

Arbeitsmaschinen. Neben der Maßnormung einiger Teile an den Kleinarbeitsmaschinen werden hier vor allem die Liefer- und Abnahmebedingungen Bedeutung erlangen. So sind für Abbauhämmer, Bohrhämmer, Schrämmaschinen und Schüttelrutschenmotoren Lieferbedingungen, Gütevorschriften und Abnahmebedingungen in Vorbereitung. Die Normung der Kolbenhaspel ist nahezu abgeschlossen. Voraussichtlich werden im Anschluß hieran auch noch gewisse Vereinheitlichungen an Pfeilrad- und elektrischen Haspeln durchgeführt werden.

Fördergeräte für den Braunkohlenbergbau. Besondere Beachtung verdienen die vom Braunkohlenbergbau auf dem Gebiete der Kohlen- und Abraumförderung begonnenen und zum Teil schon durchgeführten Normungsarbeiten. Für Abraum- und Großraumwagen befinden sich Normen über Radsätze, Zug- und Stoßvorrichtungen, Achslager, Drehgestelle, Preß- und Drucklufteinrichtungen usw. in Arbeit. Die Abmessungen der Schwellen für Fahrgleise, Bagger und andere Geräte sind vereinheitlicht. Ferner sind auch einheitliche Lieferbedingungen für Baggerschwellen aufgestellt. Eine größere Anzahl von Normentwürfen für Weichen mit 900 mm Spurweite wird vorbereitet und voraussichtlich im Laufe des kommenden Jahres veröffentlicht.

Fördergeräte für den Steinkohlenbergbau. Auf vielen Schachtanlagen versucht man, die Förderkosten dadurch herabzusetzen, daß man Förderwagen mit größerm Fassungsvermögen verwendet, soweit Strecken- und Schachtverhältnisse es gestatten. Vorwiegend kommt eine Vergrößerung bei Neuanlagen oder bei Eröffnung neuer Sohlen in Frage. Damit hier nicht die gleiche Verwilderung eintritt wie bei den jetzt gebräuchlichen Förderwagen, hat man Untersuchungen über die Hauptabmessungen angestellt, ferner über die Ausbildung der Radsätze bei Wagen mit mehr als 1000 l Inhalt[1]. Für elektrische und Druckluftlokomotiven sind die wichtigsten Verschleißteile vereinheitlicht. Die Normung der Stapelkörbe ist nahezu abgeschlossen; die betreffenden Normblätter befinden sich im Druck. Auch über Förderkörbe und Zwischengeschirre für Hauptschächte sind Entwürfe aufgestellt, die in Kürze veröffentlicht werden. Geplant ist, noch eine Normung der Seilscheiben durchzuführen.

[1] Faberg-Mitteil. 1930, S. 38.

Wasserhaltung. Die Vereinheitlichung der Hauptabmessungen von Kreiselpumpen ist für den Braunkohlenbergbau für Pumpen mit einer Fördermenge bis zu 3600 l/min durchgeführt. Ein weiterer Normblattentwurf für Pumpen bis zu 15 000 l/min wird vorbereitet. Für den Steinkohlenbergbau sind die Anschlußmaße der Zubringerpumpen vereinheitlicht worden. Der betreffende Normblattentwurf kann demnächst veröffentlicht werden. Normblattentwürfe über die Abmessungen der Wäschepumpen sind bereits vor einigen Monaten aufgestellt worden[1].

Schlobach.

Vorträge im Hause der Technik in Essen.

Im Wintersemester 1930/31 sollen die nachstehenden für Bergleute besonders in Betracht kommenden Vorträge gehalten werden.

Dipl.-Ing. zur Nedden, Berlin: Ergebnisse und Ziele der Weltkraftkonferenz, am 14. Oktober; Oberingenieur Dipl.-Ing. Borchardt, Höllriegelskreuth: Technik und Wirtschaftlichkeit der Gasverflüssigung, am 27. und 28. Oktober; Dr.-Ing. Hofer, Düsseldorf: Kolloide und Speisewasser, am 11. November; Direktor Dupierry, Dortmund: Trockenaufbereitung der Steinkohle, am 20. November; Professor Dr. Atzler, Dortmund: Menschen und Maschinen, am 3. und 4. Dezember; Erster Bergrat Werner, Celle: Das Erdöl unter besonderer Berücksichtigung der norddeutschen Vorkommen, am 27. Januar 1931.

Vorlesungsverzeichnisse und Hörerkarten sind bei der Geschäftsführung des Hauses der Technik, Essen, Rathenaustraße, sowie durch die in allen größern Städten des Ruhrbezirks eingerichteten Kartenverkaufsstellen zu haben.

[1] Faberg-Mitteil. 1930, S. 27.

WIRTSCHAFTLICHES.

Der Saarbergbau im Juli 1930.

Jahr bzw. Monat	Zahl der Arbeitstage	Kohlenförderung insges. t	Kohlenförderung insges. t	Kohlenförderung arbeitstäglich auf 1 Mann der bergm. Belegschaft kg	Gesamtabsatz t	Zechenkokserzeugung t	Lagerbestand[1] Kohle t	Lagerbestand[1] Koks t	Lagerbestand[1] zus. t	Bestandsveränderung t	Belegschaft[1] Arbeiter unter-tage	Belegschaft[1] Arbeiter über-tage	Belegschaft[1] Arbeiter in Nebenbetrieben	Belegschaft[1] Arbeiter zus.	Belegschaft[1] Technische und kaufmännische Angestellte	Belegschaft[1] insges.
1913	300,00	13216309	44054	801	.	250410	.	.	.	.	.	.	.	56589	.	.
1924	298,81	14032118	46960	708	14138509	216099	126273	1156	127429	– 107015	56372	15491	3045	74908	3157	78065
1925	286,16	12989849	45393	680	11994749	272352	121373	688	122061	– 5368	54130	15544	3009	72583	3163	75746
1926	299,43	13680874	45690	692	13737729	255270	65405	2673	68078	– 53983	55762	15180	2865	73807	3665	77472
1927	280,48	13595824	48472	740	13064715	262388	596799	3988	600787	+ 532709	50456	14133	2756	67345	3649	70994
1928	291,20	13106718	45009	811	13536218	267399	167300	4009	171309	– 429478	44016	13113	2783	59912	3420	63332
1929	300,16	13579348	45240	836	13688667	235738	57980	1722	59702	– 111607	44139	12946	2824	59909	3399	63308
1930:																
Jan.	25,36	1256182	49534	882	1230023	26919	84139	4216	88355	+ 28653	45161	12777	2871	60809	3383	64192
Febr.	24,00	1189627	49568	898	1097586	23378	176180	5185	181365	+ 93010	45134	12640	2994	60768	3380	64148
März	24,08	1150213	47766	881	1108797	26901	217596	8384	225980	+ 44615	44726	12732	2871	60329	3378	63707
April	23,03	1132789	49188	884	1076823	20628	273562	10086	283648	+ 57668	44262	12649	2904	59815	3376	63191
Mai	23,05	1113965	48328	878	1114732	23069	272795	3076	275871	– 7777	43334	12562	2879	58775	3375	62150
Juni	22,90	1058154	46208	863	1062745	23671	268204	1746	269950	– 5921	42909	12526	2880	58315	3375	61690
Juli	25,03	1128668	45093	878	1106044	27798	290828	2698	293526	+ 23576	42779	12505	2877	58161	3375	61536
Jan.-Juli	167,45	8029598	47952	881	7796750	172364	.	.	.	+ 233824	44044	12627	2897	59568	3377	62945

[1] Ende des Jahres bzw. Monats.

Bulgariens Kohlenbergbau im Jahre 1929.

Bulgarien besitzt im mittlern Balkangebirge ausgedehnte Steinkohlenlager, in der Gegend von Sofia und Varna Anthrazit- und in andern Teilen des Landes große Braunkohlenvorkommen, von denen das von Pernik besondere Bedeutung erlangt hat. Dieses Kohlenlager erstreckt sich in einer Ausdehnung von mehr als 250 km zwischen Pernik und Krupnik und enthält Kohle mit einem Heizwert von 5400 Kalorien. Die Gewinnung erfolgt fast ausschließlich durch die Staatsgruben Pernik, Bodowdol und Mariza. Die Anthrazitförderung ist gering, ebenso ist der übrige Steinkohlenbergbau noch wenig entwickelt. Überhaupt könnte die Ausbeute aller Gruben noch größer sein, wenn ihre Entwicklung nicht unter dem Zurückbleiben des Verbrauches litte. Auch wird der Aufstieg des privaten Kohlenbergbaus durch die unzureichenden Bahnverbindungen der Kohlengebiete mit den Hauptverbrauchergebieten gehemmt. Die nachstehende Zahlentafel gibt einen Überblick über die Entwicklung der Kohlenförderung in den Staats- und Privatgruben sowie über die Ein- und Ausfuhr Bulgariens in den Jahren 1913 bis 1929.

Kohlengewinnung sowie Ein- und Ausfuhr Bulgariens seit 1913.

Jahr	Staats-gruben t	Privat-gruben t	Insges. t	Aus-fuhr t	Einfuhr Kohle t	Einfuhr Koks t
1913	332 897	24 849	357 746	81	106 951	1003
1914	396 843	24 330	421 173	164	213 109	5460
1917	728 840	32 434	761 274	—	1 415	1902
1920	711 921	30 755	742 676	4 035	802	626
1921	871 793	39 871	911 664	7 778	222	3357
1922	940 950	80 377	1 021 327	19 452	644	7096
1923	964 076	99 586	1 063 662	9 161	9 423	4976
1924	1 085 935	128 905	1 214 840	5 720	13 284	9837
1925	1 095 174	124 396	1 219 570	2 051	10 123	7887
1926	1 050 998	154 758	1 205 756	3 733	4 275	7351
1927	1 064 870	172 776	1 237 646	10 008	510	6211
1928	1 239 403	190 923	1 430 326	10 586	376	7034
1929	1 440 481	226 601	1 667 082	.	.	.

Ein Vergleich der Gewinnungsziffern der letzten Jahre mit der Vorkriegszeit zeigt, daß die bulgarische Kohle ihre wirtschaftliche Bedeutung für das Land erst während des Weltkrieges erlangt hat. Die Gewinnung des Berichtsjahres hat fast das Fünffache des letzten Vorkriegsjahres erreicht. Bei einer Förderung von 1,67 Mill. t 1929 betrug die Steigerung gegen das Vorjahr 237 000 t oder 16,55 %. In der Berichtszeit entfielen 83,5 % der gesamten Kohlenerzeugung des Landes auf die Staatskohlenbergwerke von Pernik, 2,91 % auf die übrigen staatlichen und nur 13,59 % auf die privaten Bergwerke. Demnach ist der Staatsbetrieb mit 86,41 % an der Gesamtkohlengewinnung beteiligt.

Kohlenversorgung der Schweiz im 1. Halbjahr 1930.

Die Versorgung der Schweiz mit mineralischen Brennstoffen in den Jahren 1913 und 1921 bis 1929 sowie im 1. Halbjahr 1930 gestaltete sich wie folgt.

Jahr	Steinkohle t	Koks t	Preßkohle t	Roh-braunkohle t
1913	1 969 454	439 495	968 530	1528
1921	1 066 313	241 388	315 986	765
1922	1 256 664	455 778	482 001	1079
1923	1 746 353	487 219	520 027	702
1924	1 693 987	437 201	434 175	523
1925	1 721 322	469 961	509 420	1058
1926	1 638 881	493 833	532 216	206
1927	1 982 467	524 581	489 516	602
1928	1 908 154	600 705	519 809	236
1929	2 065 597	799 817	596 657	397
1930:				
1. Viertelj.	486 674	118 639	101 229	222
2. Viertelj.	479 766	105 184	114 464	161
1. Halbjahr	966 440	223 823	215 693	383

In der Berichtszeit hat die Einfuhr der Schweiz an Steinkohle bei 966000 t gegen 963000 t in der gleichen Zeit des Vorjahrs eine nur unbedeutende Zunahme erfahren, jedoch erhöhte sie sich gegen die 1. Hälfte des Jahres 1913 (941000 t) um 25000 t oder 2,71 %. Unter den Bezugsländern der Schweiz steht Frankreich nach Einbeziehung des Saargebiets in das französische Zollgebiet an erster Stelle; in der 1. Hälfte des laufenden Jahres lieferte es 435000 t oder 45,03 % der insgesamt eingeführten Steinkohlenmenge. Deutschlands Einfuhr zur Schweiz betrug 281000 t, das ist gegenüber der vorjährigen Ziffer eine Steigerung um 34000 t oder 13,84 %; der Anteil an der Gesamtmenge belief sich auf 29,06 % gegen 25,62 % im 1. Halbjahr 1929. Während Großbritannien und Holland ihre Lieferungen zur Schweiz ebenfalls um 12000 bzw. 4000 t auf 89000 bzw. 67000 t zu erhöhen vermochten und damit an der Gesamteinfuhrmenge mit 9,21 (7,98) % bzw. 6,89 (6,49) % beteiligt waren, verminderten sich die Bezüge aus Belgien bei 38000 t um nahezu die Hälfte der vorjährigen Ziffer. Auch Polens Lieferungen erfuhren bei insgesamt 56000 t eine Abnahme um 10000 t oder 15,23 %.

In der Koksbelieferung konnte Deutschland auch in der Berichtszeit seine führende Stellung behaupten, obwohl die Einfuhr mit 163000 t um 66000 t oder 28,87 % zurückging. An der gesamten Kokseinfuhr waren die einzelnen Länder wie folgt beteiligt: Deutschland mit 72,72 (72,14) %, Frankreich 17,45 (16,75) %, Holland 8,50 (8,80) % und die Ver. Staaten 0,65 (1,32) %. Die Lieferungen der übrigen Länder stellte sich auf rd. 1500 t. Der gesamte Koksbezug der Schweiz verminderte sich im Vergleich mit dem 1. Halbjahr 1929 um 93000 t oder 29,44 % auf 224000 t.

Ebenso ging die Einfuhr an Preßkohle in der Berichtszeit um 63000 t oder 22,49 % auf 216000 t zurück. Deutschland lieferte 162000 t oder 75,19 (77,83) %, aus Frankreich wurden 39000 t oder 18,08 (15,69) % bezogen. Hollands Anteil belief sich auf 3,86 % und Belgiens auf 2,86 %. Im einzelnen sei auf nachstehende Zahlentafel verwiesen.

Herkunftsländer	1. Halbjahr 1929 t	1930 t	± 1930 gegen 1929 t
Steinkohle:			
Deutschland	246 668	280 809	+ 34 141
Frankreich	440 574	435 192	— 5 382
Belgien	70 440	38 334	— 32 106
Holland	62 519	66 616	+ 4 097
Großbritannien . . .	76 810	89 008	+ 12 198
Polen	65 730	55 717	— 10 013
Rußland	53	764	+ 711
zus.	962 794	966 440	+ 3 646
Braunkohle:			
Deutschland	79	23	— 56
Frankreich	21	80	+ 59
Tschechoslowakei . .	20	280	+ 260
zus.	120	383	+ 263
Koks:			
Deutschland	228 826	162 754	— 66 072
Frankreich	53 117	39 068	— 14 049
Belgien	1 540	1 031	— 509
Holland	27 914	19 026	— 8 888
Großbritannien . . .	1 285	72	— 1 213
Polen	199	120	— 79
Italien	138	262	+ 124
Ver. Staaten	4 181	1 456	— 2 725
Österreich	11	34	+ 23
zus.	317 211	223 823	— 93 388
Preßkohle:			
Deutschland	216 581	162 172	— 54 409
Frankreich	43 663	38 989	— 4 674
Belgien	8 827	6 159	— 2 668
Holland	8 716	8 329	— 387
Tschechoslowakei . .	320	41	— 279
sonstige Länder . . .	181	3	— 178
zus.	278 288	215 693	— 62 595

Zechen- und Hüttenkoksgewinnung der Ver. Staaten im Jahre 1929.

	Neben-produkten-koks	Bienen-korbkoks	Koks insges.
Koksgewinnung . sh. t	53 411 826	6 472 019	59 883 845
Zur Koksherstellung verwandte Kohle sh. t	76 758 958	10 027 516	86 786 474
Koksausbringen . . %	69,6	64,5	69,0
Betriebene Koksöfen			
am 1. Januar 1929 . .	12 544	41 288	53 832
am 31. Dezember 1929 .	12 649	30 082	42 731
Im Laufe des Jahres abgebrochene Öfen . . .	245	11 611	11 856
In Bau befindliche Öfen am 31. Dezember 1929 .	408	—	408
Händlerverkaufspreis:			
für Hochofenkoks . $	5,38	2,93	3,72
für Gießereikoks . . $	6,97	4,37	6,27
für Hausbrandkoks . $	6,28	3,71	6,23
für sonstigen Industriekoks . . . . . $	5,77	3,34	5,10

Durchschnittslöhne (Leistungslöhne) je verfahrene Schicht im mitteldeutschen Braunkohlenbergbau.

Monat	Im Grubenbetrieb beschäftigte Arbeiter bei der Kohlengewinnung Tagebau ℳ	Tiefbau ℳ	Gesamtbelegschaft ℳ
1926: Januar	7,10	7,15	5,92
April	7,25	7,24	5,98
Juli	7,40	7,28	6,06
Oktober	7,47	7,38	6,13
1927: Januar	7,52	7,43	6,20
April	7,76	7,64	6,31
Juli	7,74	7,82	6,51
Oktober	8,19	7,93	6,75
1928: Januar	8,39	8,47	7,03
April	8,53	8,67	7,18
Juli	8,76	8,79	7,32
Oktober	9,06	8,92	7,54
1929: Januar	8,30	8,79	7,31
April	8,59	8,99	7,41
Juli	9,24	9,15	7,59
Oktober	8,60	9,13	7,44
1930: Januar	8,43	9,14	7,45
Februar	8,42	9,16	7,41
März	8,49	9,13	7,42
April	8,17	9,09	7,42
Mai	8,36	9,21	7,44
Juni	8,16	9,11	7,51
Juli	8,15	9,09	7,48

Kohlenförderung der Tschechoslowakei im Juni 1930.

Revier	Juni 1929 t	Juni 1930 t	Januar-Juni 1929 t	Januar-Juni 1930 t
Steinkohle:				
Prag	20 888	19 814	140 046	134 155
Schlan	142 964	130 977	936 057	826 832
Pilsen	82 747	60 715	514 012	460 866
Komotau	544	336	4 317	3 221
Kuttenberg	31 526	35 452	236 637	219 085
Brünn	31 609	29 973	190 446	207 924
Mährisch-Ostrau	706 890	607 807	4 583 668	3 992 749
zus.	1 017 168	885 074	6 605 183	5 844 832
Steinkohlenkoks:				
Brünn	4 300	2 700	22 300	17 100
Mährisch-Ostrau	199 500	147 600	1 211 500	1 208 200
zus.	203 800	150 300	1 233 800	1 225 300
Steinkohlenbriketts:				
Brünn	6 000	5 400	35 610	38 050
Mährisch-Ostrau	16 110	13 193	103 832	77 121
Schlan	—	—	74	—
zus.	22 110	18 593	139 516	115 171
Braunkohle:				
Karlsbad	279 791	242 964	1 990 958	1 686 679
Komotau	237 464	199 898	1 574 589	1 344 609
Brüx	817 622	705 027	5 799 195	4 848 715
Teplitz	160 611	125 543	1 086 558	925 325
Kuttenberg	2 162	1 672	14 703	19 231
Budweis	1 739	4 236	20 171	25 410
Brünn	16 417	13 976	108 877	98 596
Mährisch-Ostrau	76	68	444	418
Slowakei	47 626	43 562	281 605	280 382
zus.	1 563 508	1 336 946	10 877 100	9 223 371[1]
Braunkohlenkoks:				
Karlsbad	914	—	22 318	—
Teplitz	230	229	1 173	1 384
Kuttenberg	—	—	215	—
zus.	1 144	229	23 706	1 384
Braunkohlenbriketts:				
Karlsbad	20 892	12 155	106 208	88 779

[1] Berichtigte Zahl.

Brennstoffausfuhr Großbritanniens im August 1930.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Ladeverschiffungen Kohle 1000 l. t	Kohle Wert je l. t s d	Koks 1000 l. t	Koks Wert je l. t s d	Preßkohle 1000 l. t	Preßkohle Wert je l. t s d	Bunkerverschiffungen 1000 l. t
1913	6117	13 10	103	18 7	171	17 4	1753
1922	5350	22 7	209	29 —	102	25 6	1525
1923	6622	25 2	331	42 2	89	32 4	1514
1924	5138	23 5	234	33 4	89	29 —	1474
1925	4235	19 10	176	23 —	97	24 3	1370
1926	1716	18 7	64	21 10	42	21 1	642
1927	4262	17 10	150	21 9	112	25 2	1403
1928	4171	15 7	216	20 —	86	20 9	1394
1929	5022	16 2	242	20 10	103	19 7	1368
1930: Jan.	5493	17 2	293	22 —	103	20 6	1339
Febr.	4736	17 2	193	21 4	92	20 6	1278
März	4783	16 8	155	22 1	102	20 7	1234
April	4423	16 9	120	21 5	66	20 10	1214
Mai	5056	16 8	136	20 5	97	20 5	1412
Juni	4057	16 5	117	20 11	74	20 5	1221
Juli	4654	16 9	160	19 10	87	20 5	1358
Aug.	3934	16 3	261	19 10	71	20 3	1335

Außenhandel der Schweiz in Eisen und Stahl in den Jahren 1928 und 1929 sowie im 1. Halbjahr 1930.

	1928 t	1929 t	1. Halbj. 1930 t
Einfuhr:			
Roheisen, Rohstahl, Ferrochrom usw.	176 226	176 004	71 211
Bruch- und Alteisen	436	472	1 344
Rundeisen	59 660	65 723	33 564
Flacheisen	33 571	30 726	15 844
Fassoneisen	70 303	78 190	50 164
Eisen gezogen oder kalt gewalzt	4 887	5 409	3 085
Eisen- und Stahlbleche	94 387	95 927	55 670
Eisenbahnschienen, Schwellen usw.	30 860	45 056	34 112
Röhren, Röhrenverbindungsstücke usw.	28 427	33 470	14 764
Ausfuhr:			
Roheisen, Rohstahl, Ferrochrom usw.	5 803	6 477	2 367
Bruch- und Alteisen	71 972	62 006	17 960
Rundeisen	916	706	320
Flacheisen	51	38	5
Fassoneisen	326	259	69
Eisen gezogen oder kalt gewalzt	3 101	4 178	1 836
Eisen- und Stahlbleche	107	3	.
Eisenbahnschienen, Schwellen usw.	363	431	14
Röhren, Röhrenverbindungsstücke usw.	3 924	3 905	1 655

Die Entwicklung der Wasserkräfte Kanadas.

Kanada, als eines der größten Erzeugerländer der Welt an elektrischer Kraft, befaßt sich zurzeit mit dem weitern Ausbau seiner Wasserkräfte. Zu diesem Zweck werden für die nächsten drei Jahre mehr als 100 Mill. $ jährlich benötigt. Mit einer gegenwärtigen Turbineneinrichtung, die auf 1000 der Bevölkerung einen Durchschnitt von 583 PS ergibt, nimmt Kanada hinsichtlich der Wasserkraftausnutzung unter den führenden Ländern der Welt einen beachtenswerten Platz ein. Die gegenwärtigen Anlagen, die 5,7 Mill. PS liefern, werden sehr wahrscheinlich innerhalb der nächsten fünf Jahre um mehr als 3 Mill. PS erweitert werden. Die größte mit einem Durchschnitt von nahezu 1 PS je Kopf der Bevölkerung befindet sich in Quebec. Die Wasserkraftanlagen sind auf die Bevölkerungs- und Industriezentren äußerst günstig verteilt. Etwa 82% der ausgebauten bzw. rd. 60% der vorhandenen Wasserkräfte

weisen die Provinzen Ontario und Quebec auf, woselbst auch mehr als 80% der Industrien des Landes untergebracht sind. Das in der elektrischen Kraftwirtschaft Kanadas gegenwärtig angelegte Betriebskapital wird auf etwa 1 Milliarde $ geschätzt; in den Ver. Staaten beläuft es sich auf 11 Milliarden $, in Deutschland auf 2,7 Milliarden $ und in England auf 1,5 Milliarden $.

Förderanteil (in kg) je verfahrene Schicht in den wichtigsten Bergbaurevieren Deutschlands.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Untertagearbeiter[1]					Bergmännische Belegschaft[2]				
	Ruhrbezirk	Aachen	Oberschlesien	Niederschlesien	Sachsen	Ruhrbezirk	Aachen	Oberschlesien	Niederschlesien	Sachsen
1913	1161	957	1636	928	917	943	768	1139	669	709
1924	1079	796	1309	783	646	857	609	933	557	471
1925	1179	907	1580	906	762	946	709	1154	660	560
1926	1374	1010	1671	986	788	1114	815	1270	735	586
1927	1386	1045	1725	1034	852	1132	847	1341	784	634
1928	1463	1099	1735	1103	870	1191	901	1344	847	659
1929	1558	1148	1775	1093	869	1271	951	1377	849	658
1929: Jan.	1521	1111	1731	1134	866	1240	922	1350	887	666
April	1561	1129	1797	1116	876	1269	931	1388	867	660
Juli	1550	1153	1783	1089	868	1270	951	1389	841	653
Okt.	1562	1156	1783	1066	857	1278	965	1391	828	654
1930: Jan.	1585	1190	1742	1085	880	1299	996	1355	849	669
Febr.	1602	1204	1714	1094	932	1307	1006	1307	850	706
März	1619	1207	1733	1103	923	1313	1006	1308	853	694
April	1638	1192	1809	1085	902	1318	992	1367	834	673
Mai	1659	1203	1872	1100	917	1331	979	1413	848	688
Juni	1666	1198	1898	1129	911	1335	973	1426	866	685
Juli	1689	1205	1935	1132	922	1352	986	1463	866	695

[1] und [2] s. Anm. der folgenden Zahlentafel.

Die Entwicklung des Schichtförderanteils gegenüber 1913 (letzteres = 100 gesetzt) geht aus der folgenden Zahlentafel hervor.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Untertagearbeiter[1]					Bergmännische Belegschaft[2]				
	Ruhrbezirk	Aachen	Oberschlesien	Niederschlesien	Sachsen	Ruhrbezirk	Aachen	Oberschlesien	Niederschlesien	Sachsen
1913	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
1924	93	83	80	84	70	91	79	82	83	66
1925	102	95	97	98	83	100	92	101	99	79
1926	118	106	102	106	86	118	106	112	110	83
1927	119	109	105	111	93	120	110	118	117	89
1928	126	115	106	119	95	126	117	118	127	93
1929	134	120	109	118	95	134	124	121	127	93
1929: Jan.	131	116	106	122	94	132	120	119	133	94
April	134	118	110	120	96	135	121	122	130	93
Juli	134	120	109	117	95	135	124	122	126	92
Okt.	135	121	109	115	93	136	126	122	124	92
1930: Jan.	137	124	107	117	96	138	130	119	127	94
Febr.	138	126	105	118	102	139	131	115	127	100
März	139	126	106	119	101	139	131	115	128	89
April	141	125	111	117	98	140	129	120	125	95
Mai	143	126	114	119	100	141	127	124	127	97
Juni	144	125	116	122	99	142	127	125	129	97
Juli	145	126	118	122	101	143	128	128	129	98

[1] Die Schichtzeit der Untertagearbeiter beträgt:

Bezirk	1913	1924	1925	1926	1927	1930
Ruhr	8½	8	8	8	8	8
Aachen	9	8½	8½	8½	8½ 8¼ (ab 1. 6.)	(ab 1. 1.) 8
Oberschlesien	9¼	8½	8½	8½	8¼ (ab 1. 3.) 8 (ab 1. 9.)	8
Niederschlesien	8	8	8	8	8	8
Sachsen	8—12	8	8	8	8	8

[2] Das ist die Gesamtbelegschaft ohne die in Kokereien und Nebenbetrieben sowie in Brikettfabriken Beschäftigten.

Internationale Preise für Fettförderkohle[1] (ab Werk).

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Deutschland: Rhein.-westf. Fettförderkohle	England: Northumberland unscreened		Frankreich: Tout venant 30/35 mm gras		Belgien: Tout venant 35% industr.		Ver. Staaten von Amerika: mine average	
	ℳ/t	s/l. t	ℳ/t	Fr./t	ℳ/t	Fr./t	ℳ/t	$/sh.t	ℳ/t
1913/14	12,00[2]	10/11	10,97	20,50	16,61	18,50	14,99	1,23	5,69
1924	18,18	18/8⅜	17,01	84,37	18,51	105,00	20,43	2,08	9,63
1925	14,98	14/6⅞	14,54	84,30	16,88	108,58	21,75	2,06	9,54
1926	14,88	.	.	109,03	14,81	140,23	18,50	2,20	10,16
1927	14,87	14/0⅜	14,10	121,42	20,02	187,48	21,89	1,99	9,21
1928	16,20	12/3⅞	12,39	114,00	18,79	155,00	18,09	1,80	8,33
1929	16,87	14/4¼	14,43	120,42	19,81	166,33	19,42	1,79	8,28
1930:									
Jan.	16,87	15/6	15,58	127,00	20,89	205,00	23,93	1,88	8,70
Febr.	16,87	15/0	15,08	127,00	20,89	205,00	23,93	1,78	8,24
März	16,87	13/10¾	13,97	127,00	20,89	205,00	23,93	1,74	8,05
April	16,87	13/1½	13,20	127,00	20,89	205,00	23,93	1,72	7,96
Mai	16,89	12/6	12,57	127,00	20,89	205,00	23,93	1,66	7,68
Juni	16,89	12/6	12,57	127,00	20,89	200,00	23,35	1,67	7,73
Juli	16,89	12/6	12,57	127,00	20,89	200,00	23,35	1,71	7,91

[1] Nach Wirtschaft und Statistik. — [2] Um diesen Richtpreis mit den sonst nachgewiesenen, vom Reichskohlenverband festgesetzten Brennstoffverkaufspreisen vergleichbar zu machen, muß dem erstern ein Betrag für die in den Brennstoffverkaufspreisen enthaltene »Entschädigung für den Handel« zugeschlagen werden. Eine ganz genaue zahlenmäßige Erfassung dieses Zuschlags ist allerdings nicht möglich; im großen und ganzen trifft ein Zuschlag von 4½% das Richtige.

Internationale Preise für Hüttenkoks[1] (ab Werk).

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Deutschland: Rhein.-westf. Hochofenkoks	England: Durhamkoks		Frankreich: Durchschnittspreis		Belgien: Syndikatspreis		Ver. Staaten von Amerika: Connelsville	
	ℳ/t	s/l. t	ℳ/t	Fr./t	ℳ/t	Fr./t	ℳ/t	$/sh.t	ℳ/t
1913/14	18,50[2]	18/3	18,35	.	.	22,00	17,82	2,42	11,20
1924	28,72	26/11¾	24,61	142,35	31,23	170,83	33,14	3,41	15,78
1925	23,64	20/6¼	20,48	142,40	28,50	132,71	26,68	3,77	17,47
1926	21,21	.	.	174,00	23,64	179,17	23,48	3,92	18,14
1927	21,45	21/3⅛	21,37	173,96	28,68	207,08	24,17	3,04	14,07
1928	21,54	17/1¾	17,24	150,00	24,73	185,00	21,60	2,69	12,45
1929	23,50	20/1½	20,23	159,08	26,17	206,25	24,08	2,75	12,73
1930:									
Jan.	23,50	20/8¾	20,84	168,00	27,64	225,00	26,27	2,55	11,80
Febr.	23,50	18/6	18,60	168,00	27,64	225,00	26,27	2,60	12,03
März	23,50	17/8¾	17,82	168,00	27,64	225,00	26,27	2,60	12,03
April	23,50	17/6	17,59	168,00	27,64	215,00	25,10	2,60	12,03
Mai	23,52	18/2½	18,31	168,00	27,64	215,00	25,10	2,52	11,66
Juni	23,52	16/6	16,59	168,00	27,64	215,00	25,10	2,50	11,57
Juli	23,52	16/6	16,59	168,00	27,64	.	.	.	.

[1] Nach Wirtschaft und Statistik. — [2] Um diesen Richtpreis mit den sonst nachgewiesenen, vom Reichskohlenverband festgesetzten Brennstoffverkaufspreisen vergleichbar zu machen, muß dem erstern ein Betrag für die in den Brennstoffverkaufspreisen enthaltene »Entschädigung für den Handel« zugeschlagen werden. Eine ganz genaue zahlenmäßige Erfassung dieses Zuschlags ist allerdings nicht möglich; im großen und ganzen trifft ein Zuschlag von 4½% das Richtige.

Die Goldbestände der Welt im 1. Halbjahr 1930.

Nach »Wirtschaft und Statistik« haben die Weltvorräte an gemünztem und Barren-Gold im 1. Halbjahr 1930 wieder beträchtlich zugenommen; den bisherigen Feststellungen zufolge beliefen sie sich Ende Juni 1930 auf rd. 49251 Mill. ℳ gegen rd. 48352 Mill. ℳ am 31. Dezember 1929. Die Zunahme von annähernd 900 Mill. ℳ übertraf die des voraufgegangenen Halbjahrs um rd. 220 Mill. ℳ und ging über den Ertrag, den die Goldgewinnung der Welt im gleichen Zeitraum erzielt haben dürfte, um schätzungsweise 30—40 Mill. ℳ hinaus. Ferner bleibt jedoch der Zuwachs der sonstigen erfaßbaren Goldbestände zu

berücksichtigen; die indische Goldhortung, die der Jahreszeit entsprechend zunahm, stellte sich im 1. Halbjahr 1930 auf rd. 7218 Mill. ℳ gegen rd. 7075 Mill. ℳ Ende Dezember 1929 und läßt somit ein Mehr von rd. 143 Mill. ℳ oder 2,02% erkennen. Weiterhin ist der gewerbliche Bedarf der übrigen Welt zu beachten. Die neuerlich verbleibende Spanne zwischen berechenbarem Zuwachs und tatsächlicher Neugewinnung von Gold läßt sich nur durch eine weitere Einbeziehung bisher unsichtbarer Goldbestände in den Goldvorrat erklären. Auffällig ist die Erhöhung des Goldbestandes der russischen Staatsbank um rd. 171 Mill. ℳ seit Ende 1929. Diese Beträge sind nicht über die großen Goldmärkte gegangen, dürften daher, abgesehen von der eigenen Goldgewinnung, überwiegend verarbeitetes Gold darstellen.

In der Verteilung der Goldbestände haben sich im Laufe des vergangenen Halbjahrs wieder erhebliche Wandlungen vollzogen. Dem Goldzustrom nach Europa steht, abweichend von den bisher beobachteten Vorgängen, keine Gegenbewegung bei den Ver. Staaten gegenüber. Die Zentralstellen der Ver. Staaten haben im 1. Halbjahr 1930 annähernd die gleichen Goldbeträge (19029,5 Mill. ℳ) an sich gezogen wie die europäischen Notenbanken (21390,6 Mill. ℳ).

Die Goldvorräte Europas haben sich gegenüber Ende 1929 insgesamt um rd. 1057 Mill. ℳ oder 5,20% erhöht. Damit ist der Anteil Europas an den Goldbeständen der Welt von 42,1 auf 43,4% gestiegen. Zum größern Teil entstammten die Goldbezüge Europas den Beständen überseeischer Zentralstellen, und zwar zu etwa 40% den südafrikanischen Goldgewinnungsgebieten.

Der Goldzuwachs der Ver. Staaten ist im vergangenen Halbjahr um rd. 1046 Mill. ℳ oder 5,81% gestiegen; der Höchststand von April 1927 (19,35 Milliarden ℳ) wurde indes noch nicht erreicht. Der Anteil an den gesamten Weltvorräten erhöhte sich von 37,2% Ende 1929 auf 38,6% in der Berichtszeit. Die Goldbezüge der amerikanischen Zentralstellen stammten vorwiegend aus Ländern Ostasiens und Südamerikas.

Die Goldbestände der übrigen überseeischen Länder sind erheblich zurückgegangen, und zwar um rd. 1,2 Milliarden ℳ auf 8831 Mill. ℳ. Damit senkte sich der Anteil dieser Länder von 20,8% Ende 1929 auf 18,0% am 30. Juni 1930. Die bedeutendsten Goldverluste (473 Mill. ℳ) hatten die japanischen Zentralstellen zu verzeichnen. Die am 11. Januar 1930 erfolgte Aufhebung des Goldausfuhrverbots führte infolge der ungünstigen Zahlungsbilanz des Landes zu beträchtlichen Goldabflüssen. Der Goldbestand der japanischen Regierung wurde nahezu vollständig aufgezehrt, auch die Goldreserven der Bank von Japan gingen erheblich zurück.

Über weitere Einzelheiten bietet folgende Zusammenstellung Aufschluß.

Goldbestände der Welt am Jahresende bzw. am 30. Juni 1930 (in Mill. ℳ).

	1913	%	1926	%	1927	%	1928	%	1929	%	1. Halbjahr 1930[3]	%
Ver. Staaten von Amerika	7 937,2	19,23	18 857,8	42,76	18 384,3	40,14	17 385,6	36,68	17 983,8	37,19	19 029,5	38,64
Frankreich	5 886,6	14,26	2 984,4	6,77	4 128,0[2]	9,01	5 260,2	11,10	6 854,5	14,18	7 245,3	14,71
Großbritannien[1]	4 880,5	11,83	3 086,8	7,00	3 113,4	6,80	3 148,1	6,64	2 982,6	6,17	3 223,7	6,55
Rußland	4 713,7	11,42	355,1	0,80	407,4	0,89	385,6	0,81	617,1	1,28	787,6	1,60
Deutschland	4 180,0	10,13	1 897,2	4,30	1 930,5	4,22	2 795,2	5,90	2 349,0	4,86	2 684,8	5,45
Türkei	2 353,7	5,70	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.
Britisch-Indien	1 569,8	3,80	456,0	1,03	506,5	1,11	527,1	1,11	544,2	1,13	545,1	1,11
Italien	1 401,9	3,40	926,4	2,10	951,3	2,08	1 116,2	2,35	1 146,7	2,37	1 150,7	2,34
Österreich	1 243,1	3,01	31,0	0,07	49,9	0,11	99,7	0,21	99,6	0,21	99,5	0,20
Argentinien	1 185,0	2,87	1 927,8	4,37	2 389,5	5,22	2 596,9	5,48	1 866,6	3,86	1 893,9	3,85
Japan			2 678,7	6,07	2 536,3	5,54	2 381,5	5,02	2 323,0	4,80	1 850,2	3,76
Spanien			2 071,1	4,70	2 108,8	4,60	2 072,9	4,37	2 078,4	4,30	2 001,7	4,06
Australien	5 915,6	14,33	1 027,6	2,33	990,8	2,16	1 015,3	2,14	832,2	1,72	458,1	0,93
Kanada			968,1	2,20	993,2	2,17	733,4	1,55	633,5	1,31	627,2	1,27
Übrige Länder			6 834,2	15,50	7 306,3	15,95	7 883,7	16,63	8 040,6	16,63	7 653,3	15,54
Weltvorräte an gemünztem und Barren-Gold	41 267,1	100,00	44 102,2	100,00	45 796,2[2]	100,00	47 401,4	100,00	48 351,8	100,00	49 250,6	100,00
Indische Goldhorte	.	.	6 265,9	.	6 518,0	.	6 820,5	.	7 074,6	.	7 217,5	.
Gesamte erfaßbare Goldbestände der Welt	.	.	50 368,1	.	52 314,2	.	54 221,9	.	55 426,4	.	56 468,1	.

[1] Einschl. der Bestände der Privatnotenbanken. — [2] Einschl. der Goldbestände, die von der Bank von Frankreich nicht als solche ausgewiesen, sondern in den Bilanzposten »Sonstige Aktiva« sowie »Ankauf von Gold, Silber und Devisen« verbucht waren. — [3] Zum Teil vorläufige Zahlen.

Bergarbeiterlöhne in den wichtigsten deutschen Steinkohlenbezirken im Juli 1930.

Wegen der Erklärung der einzelnen Begriffe siehe die ausführlichen Erläuterungen in Nr. 5/1930, S. 172 ff.

Kohlen- und Gesteinshauer.

Monat	Ruhrbezirk ℳ	Aachen ℳ	Oberschlesien ℳ	Niederschlesien ℳ	Sachsen ℳ
1928: Januar	9,16	8,30	8,00	6,62	7,58
April	9,16	8,39	8,09	6,72	7,74
Juli	9,65	8,60	8,53	6,78	8,15
Oktober	9,73	8,58	8,62	6,79	8,18
1929: Januar	9,73	8,60	8,64	6,97	8,18
April	9,75	8,61	8,81	7,05	8,22
Juli	9,87	8,79	9,04	7,09	8,30
Oktober	9,95	8,87	9,08	7,16	8,26
1930: Januar	9,97	8,78	9,03	7,14	8,30
Februar	9,98	8,77	8,98	7,16	8,35
März	9,97	8,82	8,85	7,16	8,32
April	9,96	8,69	8,82	7,13	8,22
Mai	9,96	8,78	8,87	7,11	8,22
Juni	9,91	8,72	8,83	7,09	8,08
Juli	9,93	8,70	8,85	7,14	8,06

Gesamtbelegschaft[2].

Monat	Ruhrbezirk ℳ	Aachen ℳ	Oberschlesien ℳ	Niederschlesien ℳ	Sachsen ℳ
A. Leistungslohn[1].					
1928: Januar	7,89	7,19	5,81	5,81	6,90
April	7,87	7,26	5,86	5,93	6,98
Juli	8,38	7,52	6,20	5,99	7,46
Oktober	8,44	7,55	6,25	6,07	7,50
1929: Januar	8,45	7,58	6,27	6,20	7,51
April	8,44	7,58	6,33	6,25	7,50
Juli	8,56	7,75	6,56	6,26	7,59
Oktober	8,61	7,78	6,56	6,35	7,60
1930: Januar	8,64	7,77	6,57	6,32	7,60
Februar	8,65	7,77	6,58	6,34	7,64
März	8,65	7,78	6,60	6,33	7,61
April	8,63	7,69	6,61	6,33	7,53
Mai	8,63	7,73	6,62	6,33	7,52
Juni	8,61	7,73	6,64	6,32	7,45
Juli	8,63	7,71	6,64	6,34	7,45

Monat	Kohlen- und Gesteinshauer. Ruhrbezirk ℳ	Aachen ℳ	Oberschlesien ℳ	Niederschlesien ℳ	Sachsen ℳ	Gesamtbelegschaft[2]. Monat	Ruhrbezirk ℳ	Aachen ℳ	Oberschlesien ℳ	Niederschlesien ℳ	Sachsen ℳ
						B. Barverdienst[1].					
1928: Januar . . .	9,51	8,52	8,34	6,81	7,85	1928: Januar . . .	8,23	7,43	6,06	6,04	7,15
April	9,52	8,61	8,42	6,90	8,04	April	8,25	7,52	6,13	6,20	7,29
Juli	10,02	8,79	8,89	6,98	8,44	Juli	8,74	7,76	6,47	6,22	7,73
Oktober . .	10,09	8,78	8,98	6,99	8,50	Oktober . .	8,77	7,76	6,52	6,30	7,80
1929: Januar . . .	10,08	8,79	8,98	7,15	8,46	1929: Januar . . .	8,80	7,80	6,53	6,43	7,78
April	10,11	8,81	9,19	7,26	8,50	April	8,80	7,81	6,62	6,51	7,77
Juli	10,24	8,99	9,40	7,28	8,56	Juli	8,91	7,97	6,83	6,48	7,82
Oktober . .	10,31	9,08	9,45	7,35	8,50	Oktober . .	8,95	8,00	6,84	6,57	7,84
1930: Januar . . .	10,32	8,90	9,38	7,34	8,51	1930: Januar . . .	8,98	7,93	6,83	6,55	7,82
Februar . .	10,33	8,98	9,33	7,35	8,53	Februar . .	8,99	7,99	6,82	6,55	7,82
März	10,32	9,03	9,20	7,35	8,50	März	9,00	8,00	6,86	6,54	7,79
April	10,32	8,91	9,17	7,32	8,42	April	9,01	7,92	6,88	6,57	7,75
Mai	10,33	9,00	9,22	7,29	8,40	Mai	8,99	7,97	6,88	6,55	7,72
Juni	10,28	8,93	9,19	7,27	8,28	Juni	9,00	7,97	6,93	6,56	7,67
Juli	10,29	8,91	9,20	7,32	8,23	Juli	8,98	7,93	6,90	6,54	7,62
						C. Wert des Gesamteinkommens[1].					
1928: Januar . . .	9,67	8,66	8,57	7,04	8,13	1928: Januar . . .	8,36	7,56	6,21	6,22	7,39
April	9,65	8,78	8,64	7,16	8,26	April	8,37	7,67	6,28	6,40	7,49
Juli	10,12	8,92	9,10	7,20	8,62	Juli	8,83	7,87	6,62	6,42	7,90
Oktober . .	10,21	8,92	9,25	7,30	8,76	Oktober . .	8,88	7,91	6,71	6,57	8,04
1929: Januar . . .	10,29	8,95	9,25	7,41	8,72	1929: Januar . . .	8,97	7,95	6,71	6,64	8,01
April	10,26	8,98	9,37	7,50	8,72	April	8,93	7,96	6,78	6,71	7,97
Juli	10,33	9,11	9,59	7,51	8,73	Juli	9,01	8,10	6,97	6,67	7,98
Oktober . .	10,43	9,24	9,68	7,58	8,73	Oktober . .	9,06	8,15	7,03	6,76	8,05
1930: Januar . . .	10,51	9,14	9,68	7,58	8,73	1930: Januar . . .	9,14	8,14	7,02	6,75	8,01
Februar . .	10,55	9,16	9,65	7,61	8,82	Februar . .	9,17	8,16	7,06	6,76	8,07
März	10,52	9,19	9,52	7,61	8,75	März	9,16	8,16	7,09	6,76	8,01
April	10,46	9,08	9,44	7,58	8,63	April	9,15	8,09	7,09	6,79	7,93
Mai	10,47	9,13	9,52	7,55	8,68	Mai	9,13	8,10	7,09	6,76	7,95
Juni	10,40	9,07	9,44	7,56	8,51	Juni	9,12	8,10	7,13	6,79	7,87
Juli	10,44	9,02	9,52	7,57	8,44	Juli	9,11	8,05	7,11	6,76	7,80

[1] Seit Frühjahr 1927 einschl. der Zuschläge für die 9. und 10. Arbeitsstunde (Mehrarbeitsabkommen). Leistungslohn und Barverdienst sind auf 1 verfahrene Schicht bezogen, das Gesamteinkommen jedoch auf 1 vergütete Schicht. — [2] Einschl. der Arbeiter in Nebenbetrieben.

PATENTBERICHT.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 25. September 1930.

1a. 1135835. Carlshütte A.G. für Eisengießerei und Maschinenbau, Waldenburg-Altwasser. Schwingungseinrichtung mit Sieben o. dgl. zum Klassieren von feinem und stückigem Material. 13. 8. 30.

1a. 1136649. Gustav Wippermann, Maschinenfabrik, Stahlwerk und Eisengießerei G. m. b. H., Köln-Kalk. Klopfvorrichtung zum Schüttelsieb. 12. 8. 30.

5b. 1135919. Deutsche Bergbaumaschinen-Gesellschaft, Wagner & Co., Beuthen (O.-S.). Zweiflüglige Bohrerschneide für drehend wirkende Bohrmaschinen. 4. 8. 30.

5b. 1136027. Josef Dudek, Wuppertal-Barmen. Spülkopf zur Einschaltung zwischen Bohrhammer und Bohrer. 21. 8. 30.

5c. 1136214. Firma Heinr. Korfmann jr., Witten (Ruhr). Gelenkverbindung für eiserne Türstöcke. 25. 8. 30.

5d. 1136731. Johann Wilhelm Stecker, Kettwig. Rohrleitungsanordnung in Bergwerken behufs Entgasung. 22. 7. 30.

5d. 1136787. Frölich & Klüpfel, Maschinenfabrik, Wuppertal-Barmen. Verlagerung für Schüttelrutschenmotoren. 21. 8. 30.

35a. 1136775. Hermann Hemscheidt, Wuppertal-Elberfeld. Zwillingsförderwagenaufziehvorrichtung. 13. 8. 30.

Patent-Anmeldungen,

die vom 25. September 1930 an zwei Monate lang in der Auslegehalle des Reichspatentamtes ausliegen.

1a, 5. F. 62495. Antoine France, Lüttich. Austragkammer für Stromrinnenwäschen. 20. 11. 26.

1a, 35. A. 58609. Dr. Karl Lehmann, Essen. Verfahren zur Zerlegung von Kohle durch Zerkleinerung. 31. 7. 29.

5b, 23. S. 65114. Sullivan Machinery Company, Chikago, Illinois (V. St. A.). Schräm- und Schlitzmaschine. 18. 2. 24. V. St. Amerika 19. 2. 23.

5b, 41. L. 76631. Lübecker Maschinenbau-Gesellschaft, Lübeck. Anlage zur Ausführung des Verfahrens nach Patent . . . (Anm. L. 74401). 4. 11. 29.

5c, 1. T. 35939. Tiefbau- und Kälteindustrie-A.G. vorm. Gebhardt & Koenig und Dr.-Ing. Hugo Joosten, Nordhausen (Harz). Verfahren zum Verfestigen von wasserdurchlässigem Gebirge. 14. 11. 28.

5c, 9. T. 36880 und 37705. Alfred Thiemann, Dortmund. Kappschuh. 10. 5. und 17. 10. 29.

5c, 10. G. 75416. Walter Gliemann und Walter Wendt, Essen. Eiserner Spleißschuh für hölzerne Grubenstempel. 22. 1. 29.

5d, 3. S. 85925. Siemens-Schuckertwerke A.G., Berlin-Siemensstadt. Schachtdeckelabhebevorrichtung für Wetterschächte. 2. 6. 28.

5d, 16. F. 69892. Alfred Fränzner, Castrop-Rauxel. Signalhammer mit doppelarmigem Klöppel. 18. 12. 29.

10a, 12. St. 45306. Stettiner Chamotte-Fabrik A.G. vorm. Didier, Berlin-Wilmersdorf. Einrichtung zum Entriegeln und Öffnen bzw. Schließen und Verriegeln einer Tür, besonders für Gas- und Kokserzeugungsöfen. 16. 1. 29.

10a, 17. K. 99799. Dipl.-Ing. Josef Koy, Hindenburg. Verfahren zur Gewinnung von Wassergas und Dampf beim Kokslöschen. 8. 7. 26.

10a, 28. N. 27940. Naamlooze Vennootschap Machinerieen- en Apparaten Fabrieken, Utrecht. Schwelwagen zur Verschwelung bituminöser Brennstoffe. 17. 10. 27.

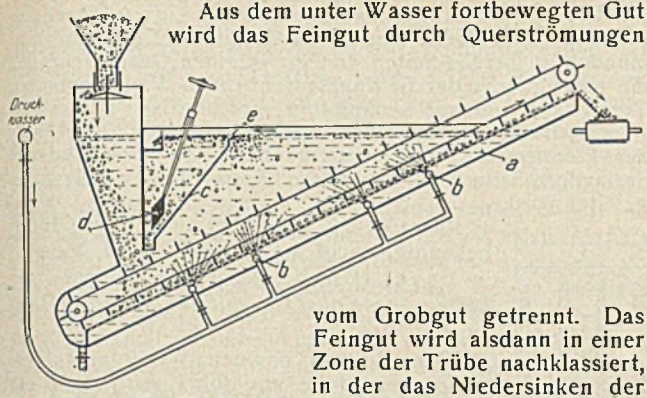
81e, 57. M. 106406. Maschinenfabrik Halbach, Braun & Co. G. m. b. H., Blombacherbach bei Barmen. Rutschenverbindung. 25. 1. 28.

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 (13). *507507*, vom 23. 3. 27. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Dr.-Ing. Rudolf Wunsch und Erz-

und Kohle-Flotation G. m. b. H. in Bochum. *Verfahren und Vorrichtung zum Klassieren von Stoffgemischen.*

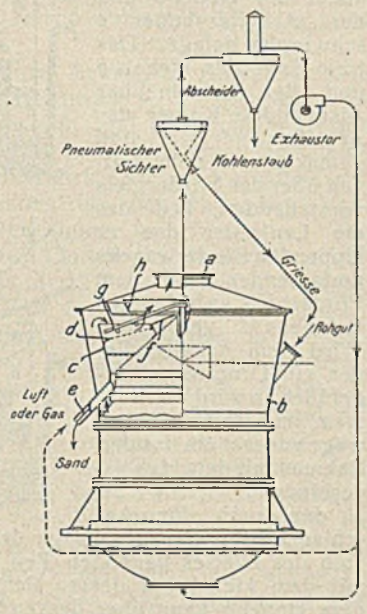


Aus dem unter Wasser fortbewegten Gut wird das Feingut durch Querströmungen vom Grobgut getrennt. Das Feingut wird alsdann in einer Zone der Trübe nachklassiert, in der das Niedersinken der Gutteile in der Trübe regelbar behindert wird. Das bei der Nachklassierung entfallende Grobgut wird mit dem bei der Hauptklassierung anfallenden vereinigt. Die Zone des behinderten Niedersinkens wird durch den in die Klassiervorrichtung *a* mit den die Querströmungen erzeugenden Düsen *b* eingesetzten Spitzkasten *c* gebildet, in dessen Austrittsöffnung das einstellbare Drosselmittel *d* angeordnet ist und in dem das Feingut mit dem etwa mitgeführten Grobgut über die Querwand *e* tritt.

1a (18). *507892*, vom 6. 9. 29. Erteilung bekanntgemacht am 11. 9. 30. Heinrich Koppers A.G. in Essen. *Entwässerungsschleuder für Kohle o. dgl. mit sich konisch erweiternder Siebtrommel.*

Die Durchtrittsöffnungen der sich nach unten hin konisch erweiternden Siebtrommel sind durch Leisten so überdeckt, daß das zu entwässernde Gut auf glatten Flächen zu dem an der Grundfläche der Trommel liegenden Austrag strömt.

1a (28). *507771*, vom 5. 7. 28. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Zeitzer Eisengießerei und Maschinenbau-A.G. in Zeitz. *Sandabscheider für Staubkohle.*



In das auf eine Mahlvorrichtung für die Rohbraunkohle aufgesetzte kegelförmige, oben mit dem Ableitungsstutzen *a* versehene Gehäuse *b* ist achsgleich das kegelförmige Gefäß *c* mit dem nach außen geneigten Ringsieb *d* und dem unten aus dem Gehäuse hinausgeführten Abführungsrohr *e* eingesetzt. Die mittlere Öffnung des Siebes ist durch den Kegel *f* verschlossen. Oberhalb des Siebes ist das Rührwerk *g* angeordnet, das in Drehung gesetzt wird. Durch einen von unten in die Mahlvorrichtung eingeführten Luft- oder Gasstrom wird die Staubkohle aus der Mahlvorrichtung durch den Ringraum zwischen dem Gehäuse *b* und dem Gefäß *c* über dessen Rand auf das Ringsieb befördert. Durch dieses Sieb wird der in der Kohle enthaltene Sand abgeschieden, während die Staubkohle durch den obern Ableitungsstutzen *a* des Gehäuses abgesaugt und in einen Sichter befördert wird. Die in diesem anfallenden Grieße werden durch den seitlichen Stutzen des Gehäuses *b* in die Mahlvorrichtung zurückgeführt, durch den auch die Rohbraunkohle in die Mahlvorrichtung eingeführt wird. Damit die Staubkohle sicher auf das Sieb trifft, sind in dem Gehäuse oberhalb des Siebes die in der Höhenlage verstellbaren Umlenkplatten *h* angeordnet. Durch das Sandabführungsrohr *e*, in das sich ein Drosselmittel einschalten läßt, kann Luft oder ein Schutzgas in das Gefäß *c* eingeführt werden.

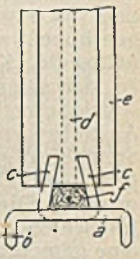
5c (1). *507772*, vom 8. 3. 27. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. George William Christians in Chattanooga, Tennessee (V. St. A.). *Vorrichtung zum Verschließen von Spalten in Gestein.* Priorität vom 7. 8. 26 ist in Anspruch genommen.

Die Vorrichtung hat ein gelochtes, mit einem für die geschmolzene, zum Füllen der Spalten dienende Masse durchlässigen Stoff umgebenes Rohr, das in ein bis zu den Spalten reichendes Bohrloch eingeführt wird. Der durchlässige Stoff kann schraubenförmig um das Rohr gewickelt sein.

5c (8). *507773*, vom 22. 5. 27. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. F. W. Moll Söhne in Witten (Ruhr). *Vorrichtung für die Untersuchung von Schächten.*

In den Schächten sind in Abständen am Schachtausbau waagrechte Bühnen angeordnet, die aus dem Schachtprofil geklappt werden können. Die Bühnen können aus zweiteiligen, gegeneinander umlegbaren oder ineinander schiebbaren Streben bestehen, die aufklappbar an der Schachtzimmerung befestigt sind und in hochgeklappter Lage an der Zimmerung festgelegt werden. Das die beiden Teile der Streben verbindende Gelenk kann diese bei gestreckter Lage versteifen.

5c (9). *507885*, vom 2. 3. 29. Erteilung bekanntgemacht am 11. 9. 30. Alfred Thiemann in Dortmund. *Aus einer schmiedeeisernen Platte bestehende Fußstütze für eiserne Grubenstempel.*



Der den Stempel stützende Teil der die Stütze bildenden Platte *a* ist an den Seiten nach unten gebogen. Die Umbiegungen sind so ausgeschnitten, daß sie die Spitzen oder Zacken *b* bilden. Ferner sind aus der Platte von den Seitenkanten her die Lappen *c* ausgeschnitten, die so nach oben gebogen sind, daß sie den Steg *d* des Stempels *e* umfassen. Zwischen die hochgebogenen Lappen kann das Quetschholz *f* eingelegt werden, auf das sich der Stempel aufsetzt.

5c (10). *507310*, vom 28. 1. 26. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Gutehoffnungshütte Oberhausen A.G. in Oberhausen (Rhld.). *Nachgiebiger eiserner Grubenstempel.*

In dem untern Teil des U-förmigen Stempels sind vorstehende Gleitflächen für den Steg des in dem Teil verschiebbaren keilförmigen obern Teils angebracht. Oberhalb und unterhalb der Gleitflächen sind an dem untern Stempelteil Gleitbolzen für die Stirnflächen der Schenkel des untern Stempelteils vorgesehen. Diese Bolzen sind so angeordnet, daß sie in Verbindung mit den Gleitflächen des untern Stempelteils den unterhalb der untern Gleitfläche liegenden Teil des Steges des obern Stempelteils in einer parallelen Lage zu dem Steg des untern Stempelteils halten. Mitten zwischen die Gleitflächen ist um die Stempel ein mit Hilfe eines Keiles anziehbares Klemmband gelegt, das den obern Stempelteil zwischen den Gleitflächen des untern Stempelteils gegen diesen durchbiegt.

5d (10). *507902*, vom 30. 11. 28. Erteilung bekanntgemacht am 11. 9. 30. Dr.-Ing. eh. Heinrich Aumund in Berlin-Zehlendorf. *Vorrichtung zur Ausscheidung schlecht laufender Fahrzeuge.*

An das untere Ende einer Versuchsstrecke von bestimmter Neigung ist mit Hilfe einer Weiche ein Kontrollgleis angeschlossen. Die Weiche wird von den Förderwagen, welche die Versuchsstrecke mit einer unter einer bestimmten Grenze liegenden Geschwindigkeit durchlaufen, selbsttätig so umgestellt, daß die Wagen auf das Kontrollgleis rollen. Die Durchlaufzeit wird durch Selbstschreiber aufgezeichnet.

5d (11). *507903*, vom 18. 8. 27. Erteilung bekanntgemacht am 11. 9. 30. Demag A.G. in Duisburg. *Förderband für den Untertagebetrieb in Bergwerken mit zwischen den Endumkehrrollen gelegener Anordnung des Antriebs im untern Bandtrumm.*

Unterhalb des untern Bandtrumms ist zwischen zwei Antriebsrollen der Antriebsmotor für das Förderband angeordnet. Außerhalb der beiden Antriebsrollen sind Umkehrrollen für das Band gelagert. Es läuft von der einen Antriebsrolle um die dieser Rolle benachbarte Umkehrrolle zu der andern Umkehrrolle und von dieser um die zweite

Antriebsrolle. Die Lager der beiden Umkehrrollen können zwecks Spannung des Förderbandes mit Hilfe eines Zahnstangengetriebes gegenüber dem Antriebsmotor in der Längsrichtung des Förderbandes verschoben werden. Die Rollenlager werden durch in die Zahnstange eingreifende Sperrklinken in der jeweiligen Lage festgehalten.

5d (11). *507904*, vom 17. 10. 28. Erteilung bekanntgemacht am 11. 9. 30. Albert Ilberg in Mörs-Hochstraß. *In horizontalen Kurven verlegbares Förderband für den Untertagebetrieb.*

Das Förderband besteht aus Platten, die in der Mitte an einer Antriebskette befestigt sind. Das Band ist durch Rollen geführt, deren Drehwellen auf waagrecht liegenden Seitenteilen befestigt sind. Diese sind so gelenkig mit den Grubenausbau bildenden Rahmen verbunden, daß die zwischen benachbarten Rahmen liegenden Bandteile sich in der waagrechten Ebene in einen Winkel zueinander einstellen können. Die Rahmen sind an unter der Firste verlegten Schienen verschieb- und feststellbar befestigt und tragen Querstücke, auf denen Führungsrollen für die Antriebskette des Förderbandes gelagert sind.

10a (1). *507788*, vom 2. 7. 26. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Johann Lütz in Essen. *Stetig arbeitender stehender Koksofen.*

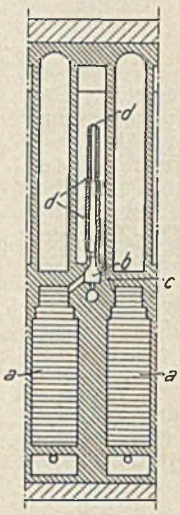
Der Ofen hat einen die Beschickung tragenden heb- und senkbaren Boden, der mit der Beschickung durch auf diese wirkende Preßstempel entgegen einem auf ihn wirkenden, nach oben gerichteten Druck absatzweise abwärts geschoben wird. Oberhalb des Bodens sind zum Festhalten des Kokses dienende Stempel angeordnet, die quer zu der Ofenkammer hin- und herbewegt werden. Die Antriebsvorrichtung für diese Stempel wird dabei von der Antriebsvorrichtung für die auf die Füllung drückenden Stempel so gesteuert, daß die Haltestempel beim Aufwärtsgang der Druckstempel aus der Ofenkammer gezogen werden. Die die Haltestempel, den Boden sowie die Austragschieber bewegenden Vorrichtungen können ferner an eine gemeinsame Steuervorrichtung angeschlossen sein, die so ausgebildet ist, daß nacheinander der Boden gedreht und gehoben, die Haltestempel aus der Ofenkammer gezogen, die Druckstempel gesenkt und die Austragschieber geöffnet werden.

10a (4). *507515*, vom 21. 7. 27. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Dr. C. Otto & Comp. G. m. b. H. in Bochum. *Regenerativkoksofen.* Zus. z. Pat. 503895. Das Hauptpatent hat angefangen am 18. 12. 26.

Die hinsichtlich der Zugrichtung miteinander abwechselnden Regeneratorhälften sind durch eine Trennwand in einen Gas- und Luftregeneratorraum unterteilt. Falls das Gas vorgewärmt wird, werden die innern Teilräume der Regeneratorhälfte nur von Luft oder Abhitze und die äußern nur von Heizgas oder Abhitze durchflossen. Die Regeneratoren für die aufsteigenden Medien liegen im wesentlichen unter der einen Hälfte der geradzahligen Ofenkammern, während unter der andern Hälfte der geradzahligen Ofenkammern eine feste Trennmauer angeordnet ist, in der die zu den Regeneratoren gehörigen Verteilkanäle verlaufen. Die Regeneratoren für die absteigenden Medien liegen hingegen unter der den Regeneratoren der geradzahligen Ofenkammern entgegengesetzten Hälfte der ungeradzahligen, während unter der den Regeneratoren der geradzahligen Ofenkammern benachbarten Hälfte der ungeradzahligen eine feste Trennmauer angeordnet ist, in der die zu den Regeneratoren gehörigen Verteilkanäle verlaufen.

10a (5). *507414*, vom 21. 7. 29. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Dr. C. Otto & Comp. G.m.b.H. in Bochum. *Vorrichtung zur Herbeiführung einer intensiven Mischung von Gas und Luft, besonders für Heizzüge von Öfen zur Erzeugung von Gas und Koks.*

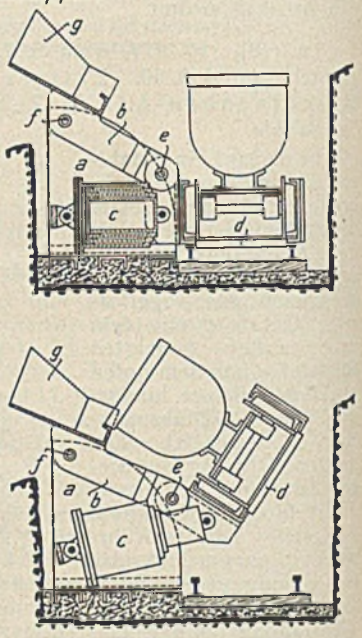
Die den Heizzügen das Gas und die Luft zuführenden Heizzüge sind durch eine Wand voneinander getrennt und münden zu beiden Seiten von ihr in einen Düsenstein, der mit einer quer zu der die Kanäle trennenden Wand liegenden Trennwand und mit Lenkplatten versehen ist. Diese sind so gerichtet, daß das Gasluftgemisch auf der einen Seite der Trennwand des Düsensteins nach der einen und auf der andern Seite nach der andern Längsseite des Heizzuges geleitet wird.



10a (5). *507295*, vom 1. 2. 27. Erteilung bekanntgemacht am 4. 9. 30. Carl Wessel in Essen-Borbeck. *Verfahren zum Beheizen von Koksöfen mit senkrechten Heizzügen.*

Dem Heizgas, das den Heizzügen in verschiedener Höhe zugeführt wird, soll ein Teil der Verbrennungsluft in vorgewärmtem Zustand zugemischt werden, bevor das Gas in die Heizzüge gelangt. Dadurch soll die pyrogene Zersetzung des Gases in den Heizzügen verhindert werden. Das Mischen des Gases mit der vorgewärmten Teilluftmenge kann in den mit den Wärmespeichern *a* in Verbindung stehenden Mischkammern *b* vorgenommen werden, die unterhalb von den in den einzelnen Heizzügen vorgesehenen Gasrohren *c* mit den auf deren Höhe verteilten Öffnungen *d* angeordnet sind. Der übrige Teil der Verbrennungsluft wird durch die an der Sohle der Heizzüge mündenden Öffnungen *e* in die Heizzüge eingeführt.

81e (103). *507198*, vom 16. 7. 29. Erteilung bekanntgemacht am 28. 8. 30. Hermann Schwarz in Wattenscheid. *Förderwagenhochkipper.*



An dem neben dem Fördergleis im Liegenden verankerten Bock *a* sind senkrecht übereinander der Hebel *b* und der Arbeitszylinder *c* schwingbar gelagert. Das freie Ende des Hebels *b* und der ausschiebbar ausgebildete Kolben des Arbeitszylinders *c* sind gelenkig mit dem seitlich über das Fördergleis vorstehenden Teil des die Laufräder des zu kippenden Förderwagens umfassenden, auf dem Fördergleis aufruhenden Rahmens *d* verbunden. Wird dem Arbeitszylinder ein Druckmittel zugeführt, so wird der Rahmen mit dem Förderwagen zuerst um das den Rahmen mit dem Hebel *b* verbindende Gelenk *e* bis zu der durch einen Anschlag bestimmten Strecklage des Hebels mit dem außerhalb des Gleises liegenden Teil des Rahmens *d* und dann mit dem Hebel um dessen Schwingwelle *f* gekippt. An dem Hebel *b* kann über dessen Schwingachse der Schüttrichter *g* angeordnet sein, der beim Kippen des Förderwagens das Gut aufnimmt und weiterleitet.

BÜCHERSCHAU.

Kohlenwassergas. Entwicklung, Durchführung und Ziele der restlosen Vergasung unserer Brennstoffe auf der Grundlage des Wassergasprozesses. Von Regierungsrat Dipl.-Ing. Dr.-Ing. J. Gwosdz. (Kohle, Koks, Teer, Bd. 19.) 203 S. mit 59 Abb. Halle (Saale) 1930, Wilhelm Knapp. Preis geh. 18 ℳ, geb. 19,50 ℳ.

Das vorliegende Buch handelt von der Vergasung bituminöser Brennstoffe, die nur in Einzelfällen in den praktischen Betrieb eingeführt worden ist. Das Gebiet erweitert sich etwas, wenn man, wie es der Verfasser getan hat, die in einzelnen Gaswerksbetrieben angewandte restlose Vergasung einbezieht, bei welcher der Koksrückstand

unter Wassergasbildung vergast wird. Die Mehrzahl der angeführten Einrichtungen dient mithin der Herstellung eines Mischgases mit möglichst hohem Heizwert, und bei fast allen Verfahren geht die Wassergasbildung neben der Erzeugung anderer Gasarten einher. Die Entwicklung dieser Verfahren läßt sich so umreißen, daß man bei der Verwendung bituminöser Kohle die Herstellung eines Reichgases bezweckt und zur Vergasung des Rückstandes Wassergas erzeugt, um dadurch den Heizwert des Mischgases möglichst hoch zu halten. Reine Wassergaserzeuger, die an Stelle von Koks mit Steinkohle betrieben werden, dürften in Deutschland zu den seltenen Ausnahmen gehören.

Nach einem geschichtlichen Rückblick auf die Anfangsentwicklung geht der Verfasser auf die Wassergaserzeugung aus Kohle und Holz ein und behandelt dann die verschiedenen Doppelgaserzeuger, mit deren ursprünglicher Einführung der Name Strache eng verknüpft ist. Es folgen Gaserzeuger mit Spülgasheizstrom sowie eine Reihe wenig bekannter Sonderbauarten und schließlich Verfahren zur Starkgasgewinnung, wie beispielsweise mit Schwelzone. Die eingehend berücksichtigte Kohlenwassergaserzeugung im stetigen Betriebe ist eine im allgemeinen noch nicht vollständig gelöste Aufgabe, während die Wassergaserzeuger zur Verarbeitung feinkörniger oder staubförmiger Kohle erst als Versuchsbetriebe bestehen und ein endgültiges Urteil über ihren voraussichtlichen Entwicklungsweg noch nicht möglich ist. Vermißt wird die stark im Vordergrunde stehende Selbstkostenberechnung für die verschiedenen Gasarten. Im übrigen kann das Buch als geschickte Zusammenstellung der Entwicklung und Beschreibung dieser Verfahren dem Fachmann empfohlen werden. A. Thau.

Der Kohlenschwefel. Sein Vorkommen und seine Bestimmung in Kohle, Koks, Teer, Öl und Gas, sein Schaden und seine Bekämpfung in der Feuerungs-, keramischen und Eisenindustrie, seine Entfernung und Verwertung in Kokerei- und Gasindustrie. Von Franz Muhlert. (Koks, Kohle, Teer, Bd. 21.) 139 S. mit 28 Abb. Halle (Saale) 1930, Wilhelm Knapp. Preis geh. 13,80 ℳ, geb. 15,50 ℳ.

Das vorliegende Heft der bekannten Sammlung will die für den Praktiker in der Industrie so wichtige Kenntnis des Schwefels in der Steinkohle und der Braunkohle im Zusammenhange vermitteln. In knapper, klarer Darstellung gibt der Verfasser einen Überblick über das Verhalten und den Verbleib des Schwefels bei der Lagerung, Verbrennung, Schwelung, Verkokung und Vergasung der Kohlen, wobei er auch den Einfluß des Kohlenschwefels in der Industrie des Glases, der Tonwaren und des Eisens erläutert. Ein besonderer Teil des Werkes ist dem Nachweis und der Bestimmung des Schwefels in festen, flüssigen und gasförmigen Brennstoffen unter Berücksichtigung des neusten Standes der Analytik gewidmet. In einem weitern wichtigen Teile werden die Abscheidung und Unschädlichmachung des Schwefels bei Kohle und Koks, die verschiedenen Verfahren seiner Abscheidung und Verwertung aus Kohlengasen, ferner die Entschwefelung von Gaswasser, Teerölen und Benzol besprochen. Die im letzten Teile gebrachten Ausführungen über den Kohlenschwefel in der Kohlenwirtschaft und die Schwefelwirtschaft in der Welt dienen zur Abrundung des empfehlenswerten Buches. Winter.

Die physikalische Chemie der Kesselsteinbildung und ihrer Verhütung. Von Dipl.-Ing. R. Stumper, Vorsteher der chemisch-metallographischen Versuchsanstalt der Hütte Rothe Erde, Belval, Esch (Luxemburg). (Sammlung chemischer und chemisch-technischer Vorträge, neue Folge, H. 3.) 51 S. mit 11 Abb. Stuttgart 1930, Ferdinand Enke. Preis geh. 4,80 ℳ.

Dem Satz »Die gute Theorie ist die beste Praxis« folgend, will der Verfasser in der vorliegenden Schrift die Kenntnis von den neusten Anschauungen über die physikalisch-chemischen Vorgänge bei der Kesselsteinbildung vermitteln. In dem ersten Kapitel, das eine Schilderung der bisher erforschten Gleichgewichtsverhältnisse der Kesselsteinbildung enthält, werden zunächst mit Hilfe von Kurven die Löslichkeit des Gipses und die Umwandlungen, die er bei steigender Temperatur erfährt, eingehend beschrieben. Dann erörtert der Verfasser die Gleichgewichtsbedingungen des Systems Kalziumsulfat – Kalziumkarbonat – Wasser und wendet hierauf die Phasenregel an. Weiterhin wird die Bedeutung der theoretisch errechneten und praktisch erprobten Gleichgewichtsbeziehungen hinsichtlich der Verhütung der Gipsausscheidung durch Karbonat- und Phosphationen besprochen. Den Abschluß dieses Kapitels bildet die Behandlung einiger Gleichgewichtsbeziehungen des Systems Kalziumsulfat – Kalziumkarbonat – Bariumsulfat – Wasser, die bei der Enthärtung des Speisewassers mit Bariumsalzen eine bedeutsame Rolle spielen, sowie die thermische Ausscheidung der Karbonate des Kalziums und des Magnesiums.

In einem weitern Abschnitt geht der Verfasser auf den zeitlichen Verlauf der Kesselsteinbildung, die durch das Massenwirkungsgesetz bestimmt wird, ein. Ferner schildert er, in welcher Weise man sich den Stein aus dem Kesselwasser entstanden denken kann und welchen Einfluß die Dampfentwicklung auf die Entstehung der festen Phase ausübt. Schließlich werden noch Wege gezeigt, die zur Verhütung der Kesselsteinbildung beschritten werden können.

Wenn schon — ganz allgemein gesprochen — phasentheoretische Arbeiten nicht zu den einfachen Aufgaben auf dem Gebiete der physikalischen Chemie gehören, so ist eine Feststellung der Lage des heterogenen Gleichgewichts, z. B. in einem System, wie es das Kesselwasser darstellt, besonders schwierig, weil sich die Verhältnisse infolge der großen Zahl der Komponenten und Phasen sehr verwickelt gestalten. Man ist daher noch weit davon entfernt, die Bildung und Verhütung des Kesselsteins auf phasentheoretischer Grundlage restlos aufklären zu können, wenn man auch in neuerer Zeit durch die wertvollen Untersuchungen von in- und ausländischen Forschern auf diesem Gebiet bereits verhältnismäßig weit vorgedrungen ist.

Dem Verfasser gebührt das Verdienst, diese Arbeiten, wozu die Beschreibung eigner Untersuchungen hinzugetreten ist, kurz zusammengefaßt und in klarer Form dargelegt zu haben. Dr.-Ing. Ammer, Essen.

Berl-Lunge. Taschenbuch für die anorganisch-chemische Großindustrie. Hrsg. von Ing. Chem. Dr. phil. E. Berl, ord. Professor der Technischen Chemie und Elektrochemie an der Technischen Hochschule zu Darmstadt. 7., umgearb. Aufl. 1. T.: Text. 402 S. mit 19 Abb. 2. T.: Nomogramme in Mappe. 31 Taf. mit 1 Lineal. Berlin 1930, Julius Springer. Preis geb. 37,50 ℳ.

Die vorangegangene Auflage des allgemein bekannten und beliebten Taschenbuches für die anorganisch-chemische Großindustrie ist hier ausführlich besprochen worden[1]. In der neuen Auflage haben der allgemeine und der spezielle Teil eine bedeutende Erweiterung und Ausgestaltung erfahren; so sind die Zahlentafeln von 63 auf 76 vermehrt und dabei außer den Arbeiten deutscher Forscher auch die »International Critical Tables« berücksichtigt worden. Daß jetzt den Indikatoren und den Messungen der Wasserstoffionenkonzentration ein besonderes Kapitel gewidmet ist, kann durchaus gebilligt werden. Ferner sei als grundsätzliche Neuerung auf die nomographischen Tafeln hingewiesen, die in einer Sammelmappe dem Werke beigegeben sind. Winter.

Hilfsbuch für Maschinisten und Heizer. Ein Lehr- und Nachschlagewerk für jeden Berufsgenossen. Aus der Praxis für die Praxis. Begründet von E. Wurr. Hrsg. von Direktor Dipl.-Ing. Karl Vigener, unter Mitarbeit berufener Fachgenossen. 12., verb. Aufl. 656 S. mit

[1] Glückauf 1921, S. 1054.

258 Abb. Leipzig 1930, Hachmeister & Thal. Preis geb. 6,80 ℳ.

Einem langgehegten Wunsche folgend, ist nun endlich die neue Auflage des Wurr-Vigener herausgekommen. Zur Erzielung der notwendigen Gründlichkeit bei der Neugestaltung des Werkes hat der Verfasser eine Arbeitsteilung vorgenommen. So sind die einzelnen Abschnitte durch bekannte Fachleute auf das beste überarbeitet und dem heutigen Stande der Technik entsprechend ergänzt worden.

Nach einer kurzen Einführung in die Grundzüge der Wärmelehre, soweit sie zum Verständnis der thermischen Vorgänge im Dampfkraftbetrieb herangezogen werden muß, wird in einem weitern Teil eingehend das Arbeitsfeld des Heizers behandelt, während sich der folgende Abschnitt mit dem Tätigkeitsgebiet des Maschinisten befaßt. In dem Abschnitte »Untersuchung der Dampfkraftanlagen« sind die Fragen der Betriebsüberwachung und des Meßwesens zusammengetragen und beantwortet. Über das Gebiet der Elektrotechnik wird das Notwendigste für den Dampfkraftbetrieb in Betracht kommende gebracht. Eine Zusammenfassung der gebräuchlichsten und wichtigsten Zahlentafeln sowie der Gesetze und Vorschriften zur Überwachung der Kraftanlagen beschließt die reichhaltige Arbeit.

Mit gutem Rechte kann behauptet werden, daß das vorliegende Buch aus der Praxis für die Praxis geschrieben ist. Viele Erfahrungen sind in jedem der mit großer Sorgfalt behandelten Gebiete niedergelegt. So dürfte das Buch nicht nur dem verantwortlichen Maschinisten oder Heizer, für die es in erster Linie geschrieben worden ist und denen es im eigensten Belange des Betriebes in die Hand gedrückt werden müßte, manche Frage beantworten und manchen Zusammenhang betrieblicher Dinge klarmachen, sondern es wird auch dem Betriebsleiter ein recht willkommenes Hilfsbuch sein.

Da die behandelten Gebiete gegenseitig sehr nahe liegen, war es natürlich schwierig, immer einen einheitlichen Rahmen zu wahren. Es ist weniger eine Ungleichheit des sprachlichen Ausdrucks und der technischen Bezeichnungen — die überaus klare Darstellung des Stoffes läßt kein Mißverständnis aufkommen — als vielleicht ein Übergreifen der behandelten Gebiete verschiedener Mitarbeiter, das bei der Zusammenstellung mehr Beachtung hätte finden können. So wäre es wünschenswert gewesen, daß bei der Behandlung der Pumpen im Abschnitt »Dampfkesselanlagen« sich ein Hinweis auf den besondern Teil »Wasserförderung« fände, in dem die verschiedenen Pumpenarten nochmals und teilweise ausführlicher gebracht sind.

Dieser Einwand bleibt jedoch ohne Einfluß auf den sehr günstigen Gesamteindruck des Buches, das nur auf das beste empfohlen werden kann.

Zur Besprechung eingegangene Bücher.

(Die Schriftleitung behält sich eine Besprechung geeigneter Werke vor.)

von Bülow, Kurd: Alluvium. Grundsätzliches und Programmatisches zur Geologie der jüngsten erdgeschichtlichen Epoche. 178 S. mit 2 Abb. und 1 Taf. Berlin, Gebrüder Borntraeger. Preis geh. 13,50 ℳ, geb. 15,50 ℳ.

Cotel, Ernst: Die Grundlagen des Walzens. 99 S. mit 64 Abb. Halle (Saale), Wilhelm Knapp. Preis geh. 6,60 ℳ, geb. 7,90 ℳ.

Fries, Franz: Zweistufige Tauchkörper für phenolhaltiges städtisches Abwasser in Hattingen. Moderne Kläranlage mit Grobrechen, Sandfang, Regenwasserklärbecken, Ölfänger, Emscherbrunnen, zweistufigen Tauchkörpern und Gaskraftanlage. (Sonderabdruck aus dem Technischen Gemeindeblatt, 33. Jg., Nr. 16 und 17 vom 29. August und 5. September 1930.) 30 S. mit 26 Abb. Berlin, Carl Heymanns Verlag.

Hermanns, Hubert: Techno-Diktionär. Deutsch, Englisch, Italienisch. Eine Sammlung technischer Fachausdrücke aus Hütte, Gießerei, Fabrik und Werkstatt. 2. Aufl. 411 S. Berlin-Lichterfelde, Selbstverlag Hubert Hermanns. Preis geb. 11 ℳ.

Imhoff: Beobachtungen über Schwimmschlamm in den Emscherbrunnen des Ruhrverbandes. (Sonderabdruck aus dem Technischen Gemeindeblatt, 33. Jg., Nr. 16 vom 29. August 1930.) 8 S.

Statistisches Jahrbuch für die Eisen- und Stahlindustrie 1930. Statistische Gemeinschaftsarbeit der Nordwestlichen Gruppe des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller und des Stahlwerksverbandes Aktiengesellschaft, Düsseldorf. 235 S. mit 4 Abb. Düsseldorf, Verlag Stahleisen m. b. H. Preis geh. 5 ℳ.

Kausch, Oscar: Der Graphit. (Kohle, Koks, Teer, Bd. 24.) 247 S. mit 28 Abb. Halle (Saale), Wilhelm Knapp. Preis geh. 25 ℳ, geb. 26,70 ℳ.

Kohl, E.: Über die magnetische Störwirkung von Eisenmassen (Schachtanlagen, Bohr- und sonstigen Einrichtungen). (Sonderabdruck aus den Sitzungsberichten der Preußischen Geologischen Landesanstalt, H. 5.) 5 S. Berlin, Im Vertrieb bei der Preußischen Geologischen Landesanstalt.

Krämer, Wolfgang: Geschichte des Steinkohlen-Bergbaues zu St. Ingbert mit besonderer Berücksichtigung der Frühzeit, nach archivalischen Quellen. (Veröffentlichungen der Pfälzischen Gesellschaft zur Förderung der Wissenschaften, Bd. 9.) 282 S. mit 2 Abb. und 2 Taf. Speyer (Rhein), Pfälzische Gesellschaft zur Förderung der Wissenschaften. Auslieferung für den Buchhandel: Dr. E. Jaegersche Buchhandlung. Preis geh. 6,50 ℳ.

Kuczynski, Jürgen und Marguerite: Der Fabrikarbeiter in der amerikanischen Wirtschaft. 269 S. Leipzig, C. L. Hirschfeld. Preis geb. 9 ℳ.

Mahr: Die zulässige Belastung eines Gewässers durch Abwasser. (Ergänzung.) (Sonderabdruck aus dem Technischen Gemeindeblatt, 33. Jg., Nr. 15 vom 5. August 1930.) 15 S. mit 3 Abb.

Programm der Sächsischen Bergakademie Freiberg für das 165. Studienjahr 1930/31. 52 S.

Sierp, F.: Das Schlammbelebungsverfahren. Vortrag auf der Tagung der technischen Oberbeamten Deutscher Städte in Leipzig am 3. September 1930. 15 S. mit 25 Abb.

Trümpener, Egon: Sand und Kies. 126 S. mit 33 Abb. Berlin, Kalkverlag G. m. b. H. Preis in Pappbd. 4,20 ℳ.

Weiß, Max: Das Trocknen der Kohle. (Kohle, Koks, Teer, Bd. 25.) 196 S. mit 118 Abb. Halle (Saale), Wilhelm Knapp. Preis geh. 15 ℳ, geb. 16,60 ℳ.

Dissertationen.

Kronacher, Hermann: Beiträge zur Brennstoffanalyse. (Technische Hochschule Braunschweig.) 19 S. mit 2 Abb.

Steck, Wilhelm: Untersuchungen über die Entstehung von Kohle und Öl. (Technische Hochschule Braunschweig.) 28 S.

Völker, Otto: Über eine Laboratoriumsmethode zur Hochtemperaturverkokung von Steinkohlen. (Technische Hochschule Braunschweig.) 31 S. mit Abb.

Voituret, Karl: Über die Verkokungswärmen und Zersetzungswärmen von Steinkohlen. (Technische Hochschule Braunschweig.) 25 S. mit 31 Abb.

ZEITSCHRIFTENSCHAU[1].

*(Eine Erklärung der Abkürzungen ist in Nr. 1 auf den Seiten 34–38 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)*

Mineralogie und Geologie.

Die Kohlen- und die Salzvorkommen Südafrikas. Von Kukuk. (Schluß.) Glückauf. Bd. 66. 27. 9. 30. S. 1292/6*. Das Wankie-Kohlenfeld in Südrhodesien. Die Salzvorkommen.

Note sur les recherches stratigraphiques effectuées dans le bassin houiller de la Sarre de 1921 à 1927 par les Mines Domaniales françaises de la Sarre. Von Siviard. Ann. Fr. Bd. 17. 1930.

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

H. 4. S. 119/59*. Die Ergebnisse neuer Bohrungen im Saarbecken. Neue Grubenaufschlüsse. Der Aufbau des Saarkohlenbeckens. Stratigraphie.

A nickel-copper deposit in New Brunswick, Canada. Von Low. Engg. Min. World. Bd. 1. 1930. H. 9. S. 467/70*. Die Erstreckung des Lagers nach den Ergebnissen der magnetelektrischen Aufnahme und nach Bohr- und Schürfarbeiten. Aufbereitungsversuche.

A gold and diamond field in Brazil. Min. J. Bd. 170. 20. 9. 30. S. 744/5*. Besprechung der Diamant- und Goldvorkommen am Jequitinhonha-Fluß in Brasilien. Wirtschaftliche Bedeutung der Vorkommen.

Mineral associations in Cornish tin lodes. Von Davison. Min. Mag. Bd. 43. 1930. H. 3. S. 143/9*. Die Zinnerzgänge. Gangmineralien und Teufe. Beziehungen zwischen Granitstock und Mineralführung. Granitanalysen.

Världens wolframmalmtillgångar. Von Carlborg. Jernk. Ann. Bd. 114. 1930. H. 9. S. 455/90. Wolframmineralien. Verwendungsgebiete für Wolfram. Erzpreise. Beschreibung der wichtigsten Vorkommen von Wolframerzen in den einzelnen Erdteilen. Gewinnungsstatistik. Schrifttum.

Selenium and tellurium. Von Santmyers. Min. J. Bd. 170. 6. 9. 30. S. 708/9. 13. 9. 30. S. 724/5. Vorkommen von Selen und Tellur. Gewinnung. Verwendungsgebiete. Absatz und Marktlage.

Les bauxites de l'Ariège. Von Charrin. Génie Civil. Bd. 97. 20. 9. 30. S. 281/3*. Geologische Verhältnisse. Die Bauxitlagerstätten. Mineralzusammensetzung. Wirtschaftliche Bedeutung der Vorkommen.

Gisements de mica en Ethiopie en 1929. Von Bordeaux. Mines Carrières. Bd. 9. 1930. H. 95. S. C 97/105*. Allgemeines über Land, Leute und Verkehrswege. Geologisches Gesamtbild. Beschreibung von Glimmervorkommen.

De oorsprong van de Borneodiamanten. Von Hövig. Mijnwezen. Bd. 8. 1930. H. 12. S. 157/8 und 160/1. Beobachtungen über die Herkunft der Diamanten auf Borneo.

The earth resistivity method of geophysical prospecting. Von Tagg. Min. Mag. Bd. 43. 1930. H. 3. S. 150/8*. Theoretische Erörterung des genannten physikalischen Schürfverfahrens.

Bergwesen.

Die Kosten und Unkosten in der bergbaulichen Selbstkostenrechnung. Von Wesemann. Braunkohle. Bd. 29. 20. 9. 30. S. 857/65. Die Zweige des industriellen Rechnungswesens und ihre Besonderheiten im Bergbau. Kosten und Unkosten als Grundlagen der bergbaulichen Selbstkostenrechnung. Die bergkaufmännische Selbstkostenerfassung. (Schluß f.)

La potasse; gisements, exploitation, production, préparations de sels. Von Raymond. (Forts.) Mines Carrières. Bd. 9. 1930. H. 95. S. M 131/6*. Die Kalivorkommen im Elsaß. Abbauverfahren. Vorkommen an den Pyrenäen. (Forts. f.)

Shaft concreting at Zaruma, Ecuador. Von Banghart. Engg. Min. World. Bd. 1. 1930. H. 9. S. 464/6*. Beschreibung des Schachtausbaues eines Goldbergwerkes in Ekuador in gegossenen Betonformstäben.

Wat is roofbouw? Von Holleman. Mijningenieur. Bd. 11. 1930. H. 8. S. 167/71. Erörterung der Frage, was man unter Raubbau zu verstehen hat. Raubbau nach dem deutschen Schrifttum.

Mining methods and costs at the Engels Mine. Von Nelson. Min. Congr. J. Bd. 16. 1930. H. 9. S. 693/706*. Geschichte des Bergbaus des Kupferbergwerks. Abteufen der Schächte und Verfahren beim Streckenvortrieb. Abbauverfahren. Abbauförderung. Abbau der Pfeiler. Streckenförderung. Aufbereitung der Kupfererze.

Fluorspar at Rosiclare, Illinois; methods and cost of mining. Von Reeder. Min. Congr. J. Bd. 16. 1930. H. 9. S. 710/5*. Eingehende Beschreibung der beim Abbau der Flußspatgänge auf der Grube angewandten Abbauverfahren.

Hydraulic mining in Columbia. Von Botsford. Min. Mag. Bd. 43. 1930. H. 3. S. 137/42*. Die neuzeitliche hydraulische Goldgewinnung in Kolumbien in der Umgebung von Medellin.

»Cut and fill« i Animasgruben. Von Böckman. Kjemi Bergvesen. Bd. 10. 1930. H. 8. S. 87/93*. Besprechung der Anwendungsweise des Abbauverfahrens auf einer Zinnerzgrube in Bolivien. Die Erzrollen. (Forts. f.)

Die geschichtliche Entwicklung des Steinkohlenbergbaus in der heutigen Provinz Westfalen bis zum Jahre 1865. Von Meuß. (Forts.) Kohle Erz. Bd. 27. 26. 9. 30. Sp. 629/34*. Einteilung des Feldes zur Vorrichtung. Höhe der Strecken und Pfeiler. Entwicklung der Wetterführung und Förderung. (Forts. f.)

Können Sprengungen im Bergbaubetrieb schädigend auf Bauwerke einwirken? Von Fiegler. Z. Oberschl. V. Bd. 69. 1930. H. 9. S. 474/6*. Mitteilung von Beobachtungen und Untersuchungsergebnissen mit seismographischen Geräten, wonach der Sprengbetrieb untertage auf Bauwerke ohne Einfluß bleibt.

Beitrag zu Untersuchungen über den Besatz. Von Cybulski. Z. Oberschl. V. Bd. 69. 1930. H. 9. S. 466/71. Bestimmung der Zeit, in welcher der Besatz aus der Mörserfüllung hinausgeschleudert wird, sowie der Geschwindigkeit, mit welcher der Besatz durch die Detonationsgase nach Abschuß von Sprengpulver I und von Ammonsalpeter-Wettersprengstoff in Stahlmörsern zusammengedrückt wird. (Schluß f.)

The support of underground workings in the coalfields of the North of England. (Forts.) Coll. Guard. Bd. 141. 19. 9. 30. S. 1035/8*. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 121. 19. 9. 30. S. 416/7. Ausbauverfahren im Abbau. Der Schutz des Hangenden. Abbauverfahren. Holzstempel, Kappen und Spreizen. (Forts. f.)

Mechanische Abbaustreckenförderung. Von Grahn. Bergbau. Bd. 43. 25. 9. 30. S. 575/81*. Förderung mit Abbaulokomotiven. Fahrbare Umgleis-Schiebebühnen. Gruppenbau. Förderung mit Schlepperhaspeln. (Schluß f.)

A new two-volt cap-lamp. Coll. Guard. Bd. 141. 19. 9. 30. S. 1038*. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 121. 19. 9. 30. S. 422*. Beschreibung einer neuen schlagwettersichern Kopflampe der Bauart Wolf.

Probing problems of pneumatic cleaning of bituminous coal. Von Fraser und McLachlan. Coal Age. Bd. 35. 1930. H. 9. S. 527/30*. Besprechung verschiedener Schwierigkeiten bei der Luftaufbereitung von Steinkohle: Stückgröße der Rohkohle, Behandlung feuchter Kohle, Staubabscheidung, gleichmäßiger Gang der Luftaufbereitung.

Concentrating tungsten ore at Nevada-Massachusetts Mill. Von Heizer. Min. Congr. J. Bd. 16. 1930. H. 9. S. 707/9. Besprechung des zur Anreicherung der Erze angewandten Verfahrens. Brechen und Sieben des Roherzes. Aufbereitung auf Herden. Rösten und magnetische Trennung. Probenehmen. Kraft- und Wasserbedarf.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

The design and results of a 600 lb. per sq. in boiler installation. Von Nithsdale. Proc. Inst. Mech. Engs. 1930. H. 2. S. 423/67*. Beschreibung einer in England in Betrieb gestellten neuen Hochdruckkesselanlage. Betriebsergebnisse und -erfahrungen. Aussprache.

Kablitz' luftförvärmare. Von Fahrbach. Tekn. Tidskr. Bd. 60. 20. 9. 30. Mekanik. S. 125/8*. Beschreibung des Luftvorwärmers. Seine Verwendungsweise bei Kesselfeuerungen.

Dampfmessung mit der Ringwaage. Von Möller. Wärme Kälte Techn. Bd. 32. 20. 9. 30. S. 1/3*. Bauart und Wirkungsweise der Meßvorrichtung. Beispiele ausgeführter Messungen und ihrer Auswertung.

Wärmetechnisches Messen und Regeln. Von Kniehahn. Wärme. Bd. 53. 20. 9. 30. S. 697/703*. Anordnung von Meßstelle und -gerät. Die grundsätzlichen Bestandteile aller Meß-, Melde- und Regelgeräte unter besonderer Berücksichtigung der selbsttätigen Regler.

The strength and design of fusion welds for unfired pressure vessels. Von Schuster. Proc. Inst. Mech. Engs. 1930. H. 2. S. 319/417*. Eingehende Mitteilung über die neuzeitlichen Verfahren der Herstellung von Schweißverbindungen bei nicht dem Feuer ausgesetzten Druckgefäßen. Die Prüfung von Schweißverbindungen. Untersuchungsergebnisse. Aussprache.

Elektrotechnik.

The standardisation of frequency. Coll. Guard. Bd. 141. 19. 9. 30. S. 1030/2*. Übersicht über das bisherige Ergebnis der Bestrebungen in Großbritannien zur Normung der Frequenz elektrischer Motoren.

Hüttenwesen.

Reasons compelling the Prague Ironworks to introduce thin-walled blast furnaces. Von Šárek. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 121. 19. 9. 30. S. 396/9*. Der Einfluß von Windmenge und Windtemperatur auf den Gang eines Hochofens. Gründe für den Bau dünnwandiger Hochöfen. Vorteile und Schwierigkeiten.

Open-hearth furnace steelworks: British and continental installations and practice. Von Wood. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 121. 19. 9. 30. S. 401/7*. Engg. Bd. 130. 19. 9. 30. S. 373/7*. Der gegenwärtige Stand der Stahlerzeugung in Siemens-Martinöfen in den wichtigsten europäischen Ländern. Neuzeitliche Anlagen. Besprechung der kennzeichnenden Merkmale neuzeitlicher Betriebe und Betriebseinrichtungen.

Alloy steels. Von Smith. Proc. West. Pennsylv. Bd. 46. 1930. H. 7. S. 205/22. Bedeutung der Stahllegierungen. Die Legierungsmetalle. Die Eigenschaften und das Verhalten der wichtigsten legierten Stahlarten. Aussprache.

Die mechanischen Eigenschaften von Thomas- und Siemens-Martinstählen. Von Daeves. Stahl Eisen. Bd. 50. 25. 9. 30. S. 1353/6*. Normalkurven aus Großzahlwerten für Festigkeit, Dehnung und Einschnürung beider Stahlarten. Unterschiede der technologischen Eigenschaften.

Fourth report of the Wire Ropes Research Committee. Von Scoble. Proc. Inst. Mech. Engs. 1930. H. 2. S. 553/602*. Seilprüfmaschinen. Biegeversuche. Einfluß der Biegegeschwindigkeit. Seildehnung. Ermüdung. Aussprache.

Mining and metallurgical developments in Arizona. Von Young. Engg. Min. World. Bd. 1. 1930. H. 9. S. 471/4. Überblick über die Bedeutung von Bergbau und Hüttenwesen in Arizona. Stand der Technik.

Beiträge zur Chemie der chlorierenden Röstung von Kupfer- und Silbererzen. Von Hiemann. Metall Erz. Bd. 27. 1930. H. 18. S. 474/86*. Umsetzungen der Chloride im Röstgut mit und ohne Beteiligung einer gasförmigen Phase. Zusammenstellung der wichtigsten die chlorierende Röstung beeinflussenden Faktoren. Vorgänge, die zur Bildung von Kupfer- und Silberchlorid führen. Schrifttum.

Gas removal and grain refinement of aluminium alloys. Von Rosenhain, Grogan und Schofield. Engg. Bd. 130. 12. 9. 30. S. 340/1*. Besprechung von Verfahren zur Verfeinerung des Korns von Aluminiumguß und zur Gasentfernung aus ihm.

Chemische Technologie.

Cracking of hydrocarbons at temperatures higher than critical temperatures. Von McKee und Szayna. Ind. Engg. Chem. Bd. 22. 1930. H. 9. S. 953/6*. Besprechung eines neuen Verfahrens zur Untersuchung von Kohlenwasserstoffen auf ihre Krackfähigkeit. Beziehung zwischen kritischer Temperatur und Zeit des Krackens sowie zwischen Krackeigenschaften und Klopfen. Hitzebeständigkeit.

The Debauche process of lignite carbonisation. Von Brownlie. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 121. 19. 9. 30. S. 418/9*. Besprechung der neuen Rolle-Schwelöfen und der Debauche-Retorte zum Verschwelen von Braunkohle.

Carburetted water gas and the influence of temperature on the composition of the tar formed. Von Glover. Gas J. Bd. 191. 24. 9. 30. S. 702/4*. Beschreibung der benutzten Versuchsanlage. Betriebsgang. Zusammensetzung des Gases. Beschaffenheit des verwendeten Gasöles. Durchführung der Versuche. (Forts. f.)

Normalisierung der Micum-Trommel in Oberschlesien. Von Stumpe. Z. Oberschl. V. Bd. 69. 1930. H. 9. S. 471/4*. Bisherige Mängel der Vergleichbarkeit von Trommelergebnissen. Vorschriften für den Aufbau der Micum-Trommelanlagen. Normalisierung der Koksprüfung: Probenahme, Trommelung, Aussiebung und Auswertung.

Die Entzündungsgeschwindigkeit von Gasgemischen. Von Bunte und Litterscheidt. (Schluß.) Gas Wasserfach. Bd. 73. 20. 9. 30. S. 890/6*. Graphisches Verfahren zur Ermittlung der Entzündungsgeschwindigkeit. Abhängigkeit der Entzündungsgeschwindigkeit von den chemischen und physikalischen Eigenschaften der Gase und Gasgemische. Vergleich der nach verschiedenen Verfahren erhaltenen Werte für die Entzündungsgeschwindigkeit.

Extraction of potash from polyhalite. Von Storch. Ind. Engg. Chem. Bd. 22. 1930. H. 9. S. 934/41*. Untersuchungen über die Zersetzung von Polyhalit durch Wasser bei verschiedenen Temperaturen. Die sich daraus ergebenden Möglichkeiten der Kaligewinnung. Zersetzung von Polyhalit durch gesättigte Salzlösungen.

Chemie und Physik.

Umrechnung von Kohlenmengen auf verschiedene Wassergehalte. Von Hoffmann. Glückauf. Bd. 66. 27. 9. 30. S. 1304*. Anleitung zur Herstellung einer Fluchtlinientafel zur Umrechnung von Kohlenmengen auf verschiedene Wassergehalte. Genauigkeit der Tafel.

Untersuchungen über die Zerreiblichkeit von Verkokungsprodukten. Von Heinrich und Speckhardt. Glückauf. Bd. 66. 27. 9. 30. S. 1285/92*. Ältere Verfahren. Entstehung von Koksgrus und Koksklein. Bestimmung des wahren Abriebs in der glasierten Trommel. Betrachtung der Vorgänge bei den ältern Verfahren. Grundsätze und Durchführung des neuen Verfahrens.

Instrument for detecting metallic bodies burid in the earth. Von Theodorsen. J. Frankl. Inst. Bd. 210. 1930. H. 3. S. 311/26*. Besprechung eines neuen Gerätes, das zum Aufsuchen von Metallkörpern in der Erdoberfläche geeignet ist, und das mit Erfolg zur Auffindung von nicht explodierten Fliegerbomben, die in den Boden eingedrungen sind, Verwendung gefunden hat.

Wirtschaft und Statistik.

Strukturwandlungen der wichtigsten amerikanischen Nebenproduktenindustrien der Steinkohle nach dem Weltkriege. Von Koeppel. Z. Oberschl. V. Bd. 69. 1930. H. 9. S. 484/8*. Erörterung der Erzeugung und Verwertung der wichtigsten Nebenprodukte des Kokereibetriebes in den Vereinigten Staaten. Überschußgas. (Schluß f.)

Recent progress in the mineral industry of South America. Von Strauss. Min. Metallurgy. Bd. 11. 1930. H. 285. S. 428/34. Vorkommen, Gewinnung und Ausfuhr von Metallen und Nichtmetallen in den südamerikanischen Staaten. Umfang und Bedeutung von Bergbau und Hüttenwesen in den einzelnen Ländern. Statistische Mitteilungen.

Die Eisenwirtschaft Deutschlands im Jahre 1929. Glückauf. Bd. 66. 27. 9. 30. S. 1297/303*. Roheisen- und Stahlerzeugung der wichtigsten Länder. Roheisengewinnung Deutschlands. Betriebene Hochöfen. Rohstahlherstellung. Walzwerkserzeugung. Beschäftigte Personen. Verbrauch der Hochöfen an Eisenerz und sonstigen Rohstoffen. Gießereien. Schweißeisen- und Puddelwerke. Walzwerke. (Schluß f.)

PERSÖNLICHES.

Beurlaubt worden sind:

der Bergassessor Fabian vom 1. Oktober ab auf ein weiteres Jahr zwecks Beibehaltung seiner Beschäftigung bei der Wintershall-A.G., Zweigniederlassung Glückauf in Sondershausen,

der Bergassessor Lücke vom 1. Oktober ab auf ein weiteres Jahr zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Preußischen Bergwerks- und Hütten-A.G., Zweigniederlassung Salz- und Braunkohlenwerke in Berlin, Abteilung Kaliwerk Staßfurt in Staßfurt,

der Bergassessor Raack vom 1. Oktober ab auf sechs Monate zur Übernahme einer Stellung bei der Mansfeld A.G. für Bergbau- und Hüttenbetrieb, Abteilung Hallesche Pfännerschaft.

Dem Bergrat Schweisfurth ist zwecks Fortsetzung seiner Tätigkeit als stellvertretender Geschäftsführer der Kaliprüfungsstelle und Kalilohnprüfungsstelle I. Instanz die nachgesuchte Entlassung aus dem Staatsdienst erteilt worden.