

Bezugspreis  
vierteljährlich  
bei Abholung in der Druckerei  
5 *M.*; bei Bezug durch die Post  
und den Buchhandel 6 *M.*;  
unter Streifband für Deutsch-  
land, Österreich-Ungarn und  
Luxemburg 8,50 *M.*,  
unter Streifband im Weltpost-  
verein 10 *M.*

# Glückauf

## Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

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

Nr. 41

11. Oktober 1913

49. Jahrgang

### Inhalt:

	Seite		Seite
Das Metallhüttenwesen im Jahre 1912. Von Professor Dr. B. Neumann, Darmstadt . . . .	1677	Volkswirtschaft und Statistik: Kohlenzufuhr nach Hamburg im September 1913. Ein- und Ausfuhr des Deutschen Zollgebiets an Stein- und Braunkohle, Koks und Briketts im Aug. 1913. Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im 1. Halbjahr 1913. Erzeugung der deutschen und luxemburgischen Hochofenwerke im Sep- tember 1913. Einfuhr englischer Kohle über deutsche Hafenplätze im August 1913 . . . .	1702
Das Abteufen eines Vorratsschachtes für Ver- satzgut nach dem Preßluftverfahren. Von Bergassessor Brewer, Dortmund . . . . .	1688	Verkehrswesen: Amtliche Tarifveränderungen. Wagengestellung zu den Zechen, Kokereien und Brikettwerken des Ruhrkohlenbezirks . . . .	1704
Gemeinschaftlicher Abbau nahe beiein- ander liegender Flöze durch streichenden Strebbau. Von Dipl.-Bergingenieur Kneuse, Altenbochum . . . . .	1692	Marktberichte: Essener Börse. Düsseldorfer Börse. Vom englischen Kohlenmarkt. Notic- rungen auf dem englischen Kohlen- und Frachten- markt. Marktnotizen über Nebenprodukte. Metallmarkt (London) . . . . .	1705
Bericht des Vereins für die Interessen der Rheinischen Braunkohlen-Industrie über das Jahr 1912. (Im Auszuge.) . . . . .	1694	Patentbericht . . . . .	1707
Technik. Neues direktes Ammoniak-Gewinnungs- verfahren ohne Destillation. . . . .	1698	Bücherschau . . . . .	1712
Markscheidewesen: Beobachtungen der Erd- bebenstation der Westfälischen Berggewerk- schaftskasse in der Zeit vom 29. Sept. bis 6. Okt. 1913. Beobachtungen der Wetterwarte der Westfälischen Berggewerkchaftskasse im September 1913. Magnetische Beobachtungen zu Bochum . . . . .	1701	Zeitschriftenschau . . . . .	1714
		Personalien . . . . .	1716

### Das Metallhüttenwesen im Jahre 1912.

Von Professor Dr. B. Neumann, Darmstadt.

Die Metallmärkte standen im Jahre 1912 ebenso wie alle andern Zweige des Wirtschaftslebens unter außerordentlich günstigen Verhältnissen. Das ganze Jahr war eine Zeit der Hochkonjunktur. Die Industriezweige, die Metalle weiterverarbeiten, waren während des ganzen Jahres gut beschäftigt; der Verbrauch einzelner Metalle hat deshalb erheblich zugenommen, so daß teilweise die Erzeugung mit dem Verbrauch nicht immer gleichen Schritt halten konnte. Infolgedessen waren die Bewegungen der Preissätze durchweg nach aufwärts gerichtet; die Durchschnittspreise lagen im allgemeinen noch höher als im vorhergehenden Jahre. Zwar drückte vom Oktober ab der beginnende Balkankrieg mit seinen Folgeerscheinungen auf die wirtschaftlichen Verhältnisse der europäischen Länder, eine nennenswerte Beeinträchtigung hat aber der Weltmarkt hierdurch nicht erfahren. Deutschland hat die günstigen Verhältnisse der Weltkonjunktur in besonderer

land, wo große Streikbewegungen diese Möglichkeit beeinträchtigten. Die deutsche Einfuhr an Waren (Januar bis November) stieg von 8773 Mill. *M.* (1911) auf 9407 Mill. *M.*, die Ausfuhr von 7334 auf 8022 Mill. *M.*

Eine treffliche Beleuchtung finden die besprochenen Verhältnisse, wenn man die Welterzeugung, den Verbrauch und die Preise die Haupt-Handelsmetalle in den letzten drei Jahren vergleicht. Die einzelnen Zahlen sind den bekannten wertvollen statistischen Zusammenstellungen der Frankfurter Metallgesellschaft entnommen:

	Welterzeugung		
	1910	1911	1912
	t	t	t
Blei . . . . .	1 128 500	1 132 900	1 189 100
Kupfer . . . . .	887 900	893 400	1 019 800
Zink . . . . .	816 600	902 100	977 900
Zinn . . . . .	115 700	118 700	123 100

	Weltverbrauch		
	1910 t	1911 t	1912 t
Blei .....	1 116 400	1 157 700	1 198 900
Kupfer .....	913 700	953 700	1 040 200
Zink .....	827 000	903 200	987 500
Zinn .....	119 600	120 600	128 400
	Durchschnittspreis		
	1910 £	1911 £	1912 £
Blei .....	12.19.—	13.19.2	17.15.10
Kupfer .....	57.3.2	56.1.9	73.1.2
Zink .....	23.—.—	25.3.2	26.3.4
Zinn .....	155.6.2	192.7.¾	209.8.5

Ausführliche Berichte über die Marktverhältnisse der Metalle, Aus- und Einfuhr, Erzeugung und Verbrauch bringen der Marktbericht der Firma Aron Hirsch & Sohn, Halberstadt<sup>1</sup>, und in noch umfassenderer Weise die schon genannten statistischen Zusammenstellungen der Frankfurter Metallgesellschaft. Schau bildliche Darstellungen über die Preisschwankungen der verschiedenen Handelsmetalle finden sich als Anhang in der Zeitschrift »Metall und Erz«<sup>2</sup>. Ähnliche Tafeln über die Jahre 1911 und 1912 und über die Jahre 1879–1912 bringt das »Engineering and Mining Journal«<sup>3</sup>, eine solche über die letzten 15 Jahre die Zeitschrift »Iron Age«<sup>4</sup>. Im »Echo des Mines«<sup>5</sup> ist die Welterzeugung an Metallen für 1901 und 1911 zusammengestellt; sie betrug für 1911:

#### Welterzeugung 1911

	Mill. t	t
Eisen . . . . .	65,00	Nickel . . . . . 25 000
Kupfer . . . . .	0,90	Aluminium . . . . . 45 000
Zink . . . . .	0,90	Quecksilber . . . . . 4 000
Blei . . . . .	1,12	Silber . . . . . 7 500
Zinn . . . . .	0,12	Gold . . . . . 680
		Antimon . . . . . 23 000

Gegen 1901 beträgt die Steigerung der Erzeugung an Gold, Silber, Quecksilber, Blei, Zinn 30–35%, an Kupfer und Zink 80%, an Nickel 180%, an Antimon 130% und an Aluminium 500%.

Über die Aus- und Einfuhr von Erzen, Schlacken und Aschen im Jahre 1912 geben die Berichte des Kaiserlichen Statistischen Amtes Auskunft.

#### Kupfer.

Im Gegensatz zum vorhergehenden Jahre war der Kupfermarkt 1912 in recht günstiger Lage. Die Welterzeugung, die 1911 fast gar nicht (um 0,6%) gestiegen war, hat 1912 von 893 400 t auf 1 019 800 t, also um 14,1% zugenommen. Zu dieser Zunahme von 126 400 t steuerten die Vereinigten Staaten allein 72 200 t (14,7% mehr als im Vorjahr) bei, während die Erzeugungen der Jahre 1910 und 1911 hinter der des Jahres 1909 zurückgeblieben waren. Auch die europäische Produktion an Kupfer hat sich von 181 500 auf 197 000 t (um 8,5%) gehoben. Die deutsche

Hüttenerzeugung an Kupfer stieg von 37 500 t auf 39 800 t (nach Angaben der Metallgesellschaft) bzw. auf 43 500 t (nach Angaben von A. Hirsch & Sohn). Das Ausbringen der Mansfelder Gewerkschaft hat leider nicht weiter zugenommen (1911: 20 850 t, 1912: 20 503 t). Die andern deutschen Hütten erzeugten, teilweise aus fremden Erzen, Abbränden usw., 21 801 t, weitere 1 196 t beruhen auf Schätzung.

Die Firma A. Hirsch & Sohn<sup>1</sup> gibt folgende Zahlen über die deutsche Kupferindustrie an:

Jahr	Rohkupfer		Kupfer- gewinnung	Kupfer- verbrauch	Kupfer- fabrikate Ausfuhr
	Einfuhr	Ausfuhr			
	t	t	t	t	t
1912	200 608	7673	43 500	257 484	103 130
1911	191 590	7106	37 500	237 977	102 034

Die Schätzungen derselben Firma über die Art des Inlandverbrauchs ergeben folgendes Bild:

	1911 t	1912 t
Elektrizitätswerke . . . . .	110 000	119 000
Kupferwerke . . . . .	42 000	46 000
Messingwerke . . . . .	57 000	62 000
Chemische Fabriken . . . . .	3 000	3 000
Werften, Bahnen, Gießereien, Armaturen usw. . . . .	25 000	27 000
	237 000	257 000

Die Welterzeugung an Kupfer und der Verbrauch in den einzelnen Ländern gestaltete sich nach Angabe der Metallgesellschaft in den beiden letzten Jahren in folgender Weise:

	Erzeugung		Verbrauch	
	1911 t	1912 t	1911 t	1912 t
<b>Europa:</b>				
Deutschland....	37 500	39 800	222 100	232 700
England .....	67 700	63 200	159 100	144 700
Frankreich ....	13 200	13 200	95 700	99 800
Italien .....	1 700	1 700	29 400	33 600
Österreich-Ungarn	2 600	4 000	38 500	48 200
Rußland .....	25 600	33 500	32 800	40 000
Spanien .....	18 300	23 300		
Serbien .....	7 000	7 400	24 500	26 000
andere Länder .	7 900	10 900		
	181 500	197 000	602 100	625 000
<b>Amerika:</b>				
Ver. Staaten ..	518 700	592 400	321 900	371 800
Britisch-Nord- amerika .....	9 700	15 500	3 000	3 000
Übriges Amerika	86 500	100 000		
	614 900	707 900	324 900	374 800
<b>Asien:</b>				
Japan .....	55 000	67 000		
Afrika .....	2 000	3 000	26 700	40 400
Australien.....	40 000	44 900		
<b>Welt .</b>	<b>893 400</b>	<b>1 019 800</b>	<b>953 700</b>	<b>1 040 200</b>

Mit Ausnahme von England zeigen alle Länder eine Steigerung der Erzeugung. Die Kupferproduktion hat im abgelaufenen Jahre zum ersten Male die Grenze

<sup>1</sup> Auszug in Metall u. Erz 1913, S. 247.

<sup>2</sup> Metall u. Erz 1913, H. 7 und 9.

<sup>3</sup> Eng. a. Min. Journ. 1913, Bd. 95, S. 53/4.

<sup>4</sup> Iron Age 1913, S. 48.

<sup>5</sup> Echo des Mines 1913, S. 66.

<sup>1</sup> Stahl u. Eisen 1913, S. 757.

von 1 Mill. t überschritten; der Verbrauch hat ebenfalls, mit Ausnahme von England, überall zugenommen. Ganz gewaltig ist der deutsche Kupferverbrauch; unsere Erzeugung macht nur 4% der Welterzeugung aus, unser Verbrauch verschlingt aber fast  $\frac{1}{4}$  der gesamten Kupfererzeugung der Welt. 1909 übertraf die Erzeugung noch den Verbrauch, in allen folgenden Jahren war aber der Verbrauch größer. Die Vorräte müssen also stark abgenommen haben.

Nachstehende Aufstellung zeigt die monatliche Preisbewegung in den einzelnen Handelssorten, u. zw. Elektrolytkupfer, Lakekupfer in New York und Standardkupfer in London:

	Elektrolyt- kupfer	Lake- kupfer	Standard- kupfer
1912	c/lb.	c/lb.	£/t
Januar . . . . .	14,09	14,34	62.17. 6
Februar . . . . .	14,08	14,33	63.—. 5
März . . . . .	14,70	14,87	66.—. 4
April . . . . .	15,74	15,93	70. 8.—
Mai . . . . .	16,03	16,25	72.10. 4 $\frac{1}{2}$
Juni . . . . .	17,23	17,44	78. 6.10 $\frac{1}{2}$
Juli . . . . .	17,19	17,35	70.13.10
August . . . . .	17,50	17,64	78.17. 1
September . . . . .	17,51	17,70	78.17. 5
Oktober . . . . .	17,31	17,66	76.10. 6 $\frac{1}{2}$
November . . . . .	17,33	17,62	77.—.—
Dezember . . . . .	17,38	17,60	75.12. 2
1912. Durchschnitt .	16,34	16,56	73. 1. 2 $\frac{1}{2}$
1911 „ . . . . .	12,38	12,63	56. 1. 9

Die Preisbewegung war in der ersten Jahreshälfte sehr lebhaft, dann blieben die Preise bis zum Dezember verhältnismäßig fest; die im Dezember beginnende Umkehr hat sich leider in das laufende Jahr fortgesetzt.

Die Preise für Mansfelder Kupfer betragen im Jahresdurchschnitt 1909: 1255,05  $\mathcal{M}$ , 1910: 1227,60  $\mathcal{M}$ , 1911: 1193,66  $\mathcal{M}$ , 1912: 1409,51  $\mathcal{M}$ .

Auf die Marktverhältnisse braucht hier nicht näher eingegangen zu werden, da sie durch fortlaufende Berichte in dieser Zeitschrift eingehend erläutert werden.

Zu der gewaltigen Kupferproduktion der Vereinigten Staaten trägt den Hauptanteil Arizona mit mehr als  $\frac{1}{4}$  (etwa 170 000 t) und Montana mit  $\frac{1}{4}$  (150 000 t) bei; an dritter Stelle folgt Michigan mit  $\frac{1}{5}$  (rd. 110 000 t). Das zuletzt genannte Gebiet erstreckt sich über die Halbinsel Keweenaw, wo die leistungsfähigsten Kupfergruben der Welt liegen, an ihrer Spitze die Calumet und Hecla-Grube mit einer Leistung von rd. 36 000 t. Die Verhältnisse liegen hier besonders eigenartig, weil das Kupfer in der Hauptsache gediegen vorkommt. Die Erze sind arm und enthalten nur etwa 1% Kupfer; infolgedessen hat sich ein den Erzen besonders angepaßtes Aufbereitungsverfahren entwickelt. Die neuern Arten der Aufbereitung haben im abgelaufenen Jahre mehrfach Beschreibung gefunden<sup>1</sup>. Eingehende Studien über die Bergbauverhältnisse in diesem Kupfergebiet am Lake Superior veröffentlichte Rice<sup>2</sup> und in ähnlicher Weise

R. Hore<sup>1</sup>. Ingalls<sup>2</sup> beschäftigte sich mit dem Miami-Bezirk in Arizona, wo jetzt 4 Gruben auf die bekannten Porphyrerze eröffnet worden sind, in denen 66 Mill. t Erz (mit 2–2,5% Kupfer) aufgeschlossen wurden.

Auch über den japanischen Kupferbergbau und seine Art der Kupfergewinnung sind einige Veröffentlichungen erschienen. Read<sup>3</sup> bespricht die Ashio-Kupfergrube, die bedeutendste Kupferproduzentin Japans. Einige japanische Kupferhütten, die übrigens ganz neuzeitlich (Röstkonverter, Trommelkonverter, Elektrolyse) ausgerüstet sind, wurden bei Gelegenheit des Besuchs des American Institute of Mining Engineers besichtigt und von Richards beschrieben<sup>4</sup>. Zwei Stammbäume der auf den Ashio- und Nagamatsu-Werken üblichen Arbeitsweise sind dabei bekanntgegeben worden.

Ebenso sind im Ural durch eine englische Gesellschaft bei Kyshtim große neuzeitliche Schmelzwerke für Kupfer angelegt worden, wie sie Rußland bisher nicht besaß. Dort sind bedeutende Gruben vorhanden, deren Erze 3–4% Kupfer enthalten. Eine große Rohhütte am Karabash-See ist 1911 fertiggestellt worden; sie enthält zwei Wassermantelöfen, die täglich je 500–600 t Erz auf Stein mit 30–40% Kupfer verschmelzen. Das Schmelzverfahren ist eine Art Pyritprozeß; der Koksuzusatz beträgt nur 1,23%. Die entstehenden Mengen Flugstaub werden in einem Flammofen auf armen Stein verschmolzen, und dieser wird im Schachtofen wieder mitaufgegeben. Zum Verblasen des Kupfersteins sind zwei neue basisch gefütterte Peirce-Smith-Konverter in Betrieb. Eine erwähnenswerte Neuerung ist die Verwendung von Turbogebläsen. In Neu-Kyshtim wird dann das Kupfer in einer riesigen elektrolytischen Raffinerie von 396 Bädern, die täglich 16,5 t Elektrolytkupfer ausbringt, raffiniert. Hier ist auch ein gewaltiger Flammofen von 44 m Länge zum Verschmelzen von Erzklein und Flugstaub in Betrieb. Beschreibungen dieser neuen Anlage lieferten Carlyle<sup>5</sup> und Asejew<sup>6</sup>.

Weitere Beschreibungen neuerer Kupferhütten brachten Tupper<sup>7</sup> über die Anlage der Mammoth Copper Mining Co. in Kennett (Kalifornien), Lee<sup>8</sup> über die Granby-Hütte und Browne<sup>9</sup> über die neuen Anlagen der Canadian Copper Co. Den Hauptgegenstand der Betrachtung bildet in der letztgenannten Veröffentlichung die Einführung und Leistung des neuen basischen Konverters; hierauf wird später noch bei Besprechung der Fortschritte beim Verblasen des Kupfersteins zurückzukommen sein. Erwähnt sei hier aber, daß man nach einem Versuchsbetrieb mit kleinen Öfen jetzt zwei große Flammöfen von 34,72 m Länge gebaut und für Kohlenstaubfeuerung eingerichtet hat. Die Konverterschlacke wird flüssig eingegossen und die Beschickung durch zwei Fülltrichter in der Nähe der Kohlenstaubfeuerung aufgegeben. Die Schlacke wird nicht am Kopfende, sondern 3 $\frac{1}{2}$  m davon entfernt, seitlich abgezogen.

<sup>1</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 36, S. 601, 656, 707 und 763.

<sup>2</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 119.

<sup>3</sup> Min. a. Scient. Press 1912, Bd. 103, S. 485.

<sup>4</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 15.

<sup>5</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 1231.

<sup>6</sup> Metall u. Erz 1912, S. 108.

<sup>7</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 36, S. 337.

<sup>8</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 147.

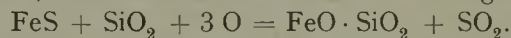
<sup>9</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 36, S. 597; Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 1286.

<sup>1</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 795; Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 749.

<sup>2</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 119, 171, 217, 267, 307, 365 und 405.

Im Jahre 1912 kam eine Neuanlage der amerikanischen Smelting and Refining Co. in Hayden (Arizona) in Betrieb. Sie zeichnet sich dadurch aus, daß gar keine Schachtöfen vorhanden sind; die ganze Erzmenge wird in 2 Flammöfen von 34,7 m Länge verschmolzen, u. zw. setzt jeder Ofen täglich 300 t einer aus 80% Konzentrat und 20% Roherz bestehenden Beschickung durch. Der Stein mit 40–42% Kupfer wird in 2 Peirce-Smith-Konvertern von 3,1 m Durchmesser und 7,7 m Länge verblasen, von denen jeder täglich 40 t leistet<sup>1</sup>. Umgekehrt ist die neue im Frühjahr in Betrieb gesetzte Kupferhütte in Mason-Valley (Nevada) nur mit 2 Schachtöfen ausgerüstet, die in der Formebene 1,05 × 7,75 m messen und täglich je 750–800 t Beschickung durchsetzen; auf den Quadratfuß Querschnitt kommt ein Durchsatz von mehr als 9 t, was eine außerordentliche Leistung darstellt.

H. A. Guess<sup>2</sup> hat einige Beiträge zum Pyritschmelzverfahren geliefert. Zunächst wendet er sich gegen die übliche Einteilung dieses Verfahrens in sog. pyritisches und halbpysitisches Schmelzen, die sich nur durch die Menge des Kokszusatzes einigermaßen unterscheiden. Als Pyritschmelzen bezeichnet Guess die Schmelzweise, bei der in der Beschickung alles Eisen an Schwefel gebunden ist, und die darauf hinausläuft, eine Ferrosilikatschlacke zu erzeugen:



Vor allen Dingen muß in der Beschickung genügend Kieselsäure sein, die man gegebenenfalls zuschlägt; sonst geht der Prozeß nicht ordnungsmäßig vor sich. Man hat es ganz in der Hand, eine Konzentration von 4:1 bis 15:1 zu erreichen. Es ist vorteilhafter, erst armen Stein herzustellen, bei dem die Schlacke kupferärmer ist, und diesen nochmals beim nächsten Erzschmelzen mit aufzugeben, als unmittelbar einen kupferreichen Stein herzustellen. Beim Pyritschmelzverfahren läßt sich der arme Stein ausgezeichnet mitverarbeiten. Außer der Kieselsäure hat noch der Wind den größten Einfluß auf den Ofengang; die Kieselsäure beeinflusst die Steinkonzentration, der Wind die Durchsatzmenge. Es wird auch erörtert, wie sich ein zu großer oder zu kleiner Winddruck äußert. Die Gichtgase bestehen aus 6% SO<sub>2</sub>, 7,2% CO<sub>2</sub>, 6,2% O und 80,6% N. Guess<sup>3</sup> behauptet im Gegensatz zu Richards, daß in den Abgasen der Pyritschmelzöfen immer freier Sauerstoff vorhanden ist. Auch Walter<sup>4</sup> beschäftigt sich mit den Sauerstoff- bzw. den Windverhältnissen beim Pyritschmelzen. Nach Herbert Lang sind die 3 Haupterfordernisse für die Durchführung des Pyritschmelzprozesses: große Luftmenge zur Oxydation des Pyrits und zur Entwicklung der nötigen Wärme, Anwesenheit genügender Mengen von Kieselsäure zur Verschlackung des entstandenen Eisenoxyduls und schließlich mögliche Einschränkung des Kokssatzes, um die Oxydation nicht zu vermindern. Von der anfangs herrschenden Ansicht, daß eine große Windmenge und schwache Pressung richtig sei, ist man in der Praxis abgekommen; nur eine reichliche Windmenge unter hoher

Pressung gibt die nötige Oxydation und führt das Eisen in Oxydul über, das mit Quarz verschlackt. Die Bildung des schwammähnlichen Kieselskeletts in der Formebene ist für die gute Durchführung des Prozesses nicht wesentlich, sondern eine zufällige, beim Betrieb durch die kühlende Wirkung der großen Windmenge entstandene Erscheinung. Walter hatte Gelegenheit, das Pyritschmelzen unter denselben Bedingungen mit kaltem und warmem Wind zu betreiben. Der Ofen mit kaltem Wind setzte in 24 st 107 t Erz mit 16 t Koks durch, der mit Wind von 200° betriebene Ofen aber 154 t mit einem Koksverbrauch von nur 10,8 t (ohne den Koks für die Winderhitzung). Die Konzentration des Kupfersteins wurde durch Warmwind nicht verändert. Dieser muß aus reiner Luft bestehen, denn durch Beimengung von verbrauchten Gasen treten sofort Störungen im Betrieb ein.

Eine außerordentlich eingehende und bemerkenswerte Arbeit über die Berechnung der Beschickung für das Kupfersteinschmelzen im Schachtöfen veröffentlichte Mostowitsch<sup>1</sup>. Zunächst werden die Eigenschaften, Zusammensetzungen, spezifischen Gewichte, die Silizierungsstufe und die Lösungsfähigkeit der Kupferschlacken für Edelmetalle und Sulfide untersucht; dann folgen Betrachtungen über den Kupferstein, seine Zusammensetzung, Desulfurierung, über den Brennstoff, die Bewertung von Flußmitteln usw. Für verschiedene Erze sind Berechnungen der Beschickung durchgeführt. Wanjukoff<sup>2</sup> lieferte eine Untersuchung über die beim Steinschmelzen den Eintritt des Kupfers in die Schlacken beeinflussenden Umstände, über die Verbindungsform des Kupfers innerhalb der Schlacken und über die Verminderung der Kupferverluste durch Verschlackung. Der Kupfergehalt der Schlacke fällt mit steigendem Kieselsäuregehalt; er ist aber auch stark abhängig von der Art der Basen; je mehr FeO durch CaO ersetzt wird, desto mehr sinkt der Kupfergehalt in der Schlacke. Reine FeO-Schlacken lassen sich nur sehr schwer vom Stein trennen; mit steigendem CaO-Gehalt wird die Trennung vollständiger; am günstigsten wirkt ein Ersatz des FeO durch Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; die Temperatur hat nur wenig Einfluß. Das Kupfer ist in den Schlacken vom Steinschmelzen als Cu<sub>2</sub>S und nicht als CuO vorhanden. Kupfer löst sich in den Schlacken mechanisch (Mansfelder Schlacken) und chemisch. Da der Auflösungsvorgang des Kupfers eine Verteilung des Cu<sub>2</sub>S zwischen den beiden flüssigen Phasen Stein und Schlacke ist, so hängt diese mit der Verwandtschaft des Schwefels zu den vorherrschenden Basenbestandteilen der Schlacke zusammen. Der Kupfergehalt der Schlacke nimmt also ab, je mehr Kalk, Magnesia oder Tonerde in der Schlacke vorhanden ist. Über die Rolle, die Tonerde in den Kupferschlacken spielt, haben sich auch Bellinger<sup>3</sup>, Buchanan und Lee<sup>4</sup> ausgesprochen. Es handelt sich dabei um die Frage, ob man Tonerde in der üblichen Silizierungsformel als Base oder Säure auffassen soll. Die letztgenannten

<sup>1</sup> Eng. a. Min. Journ. 1913, Bd. 95, S. 403.

<sup>2</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 113.

<sup>3</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 925.

<sup>4</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 797.

<sup>1</sup> Metallurgie 1912, S. 559 und 569.

<sup>2</sup> Metallurgie 1912, S. 1 und 48.

<sup>3</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 693.

<sup>4</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 795.

Forscher sind der Ansicht, daß sich erst je nach dem Kalkgehalt ein Silikat  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3 \text{CaO} \cdot 6 \text{SiO}_2$  bildet; der hierzu nötige Teil der Tonerde wirkt als Base, und nur der Überschuß tritt dann als Säure auf. Nach Ansicht des Verfassers zeigt dieses Beispiel nur wieder die Unvollkommenheit, die sich aus der Benutzung der Silizierungsformeln ergibt. Eine ausführliche Studie hat auch Fulton<sup>1</sup> der Konstitution und den Schmelzpunkten der Kupferschlacken gewidmet. Die Schmelzpunkte der Kupferschlacken liegen zwischen 970 und 1220°. Die Schlacken höhern Silizierungsgrades haben verhältnismäßig niedrige Schmelzpunkte. Vergleicht man aber die Schmelzpunkturven mit den Kurven des Flüssigkeitsgrades, so zeigen sich ziemlich große Unterschiede, die mit der Silizierungsstufe zunehmen. Um eine gute Flüssigkeit der Schlacke zu erzielen, muß man Schlacken von der annähernden Zusammensetzung des Orthosilikates um 25–40° überhitzen, solche vom Silizierungsgrad 1,5 aber um 150–175°. Besonders Tonerde steigert die Viskosität der Schlacken auffällig; auch sehr hoch kieselige Schlacken sind sehr viskos. Weiter zeigt der Verfasser, wie bei demselben Silizierungsgrade der Ersatz der einen Base durch eine andere die physikalischen Eigenschaften verändert.

Seit einiger Zeit werden an mehreren Orten Versuche vorgenommen, das Verschmelzen von Kupfererzen im Schachtofen mit Ölfeuerung zu erreichen. In Britisch-Kolumbien hat ein derartiger, von Anderson<sup>2</sup> angegebener Ofen die Form eines gemauerten Ofenschachtes mit vorgelagertem Flammofen erhalten; der Schacht dient hier sozusagen nur als Vorwärmer für den mit Öl geheizten Flammofen. Das Schmelzen ging flott vonstatten; die Schmelzleistung betrug 100 t in 24 st, der Ölverbrauch 50 l für 1 t Erz.

Über die Entwicklung der Flammöfen zur Verhüttung von Kupfererzen in Anaconda hat Matthewson<sup>3</sup> wieder einige Mitteilungen gemacht. Das Wachsen der Öfen, die Zunahme der Durchsatzleistung, die Verringerung des Kohlenverbrauches im Verhältnis zum kupferhaltigen Einsatz und die Verminderung des Kupferverlustes in den Schlacken mit zunehmender Ofengröße sind aus folgender Zusammenstellung ersichtlich:

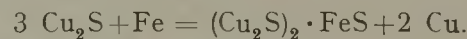
Herdfläche m	Durchsatz in 24 st t	Verhältnis der Beschickung zu Kohle	Kupfergehalt in den Schlacken %
5,7 × 15,0	121,74	2,75 : 1	0,50
5,7 × 18,0	190,70	3,94 : 1	0,40
5,7 × 24,5	234,10	4,13 : 1	0,42
5,7 × 30,6	264,90	4,31 : 1	0,39
5,7 × 33,6	267,10	4,30 : 1	0,38
5,7 × 34,8	270,10	4,39 : 1	0,36

Herd und Gewölbe bestehen aus Quarz; der Schmelzprozeß geht ununterbrochen vor sich; der Stein bleibt lange im Ofen, hat also Zeit, sich sauber von der Schlacke zu trennen; ein Durchrühren der Charge findet nicht mehr statt. Wie schon oben bei der Aufzählung der

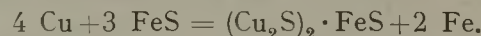
Neuanlagen angegeben wurde, sind jetzt auch an andern Stellen derartige 34,8 m lange Flammöfen in Betrieb gekommen, die nicht überall mit Kohle, sondern teilweise auch mit Holzgas (Kyshtim) oder mit Öl (Cananea, Humboldt, McGill) betrieben werden.

Zu den beiden bisher bekannten Verfahren der Verschmelzung von Kupfererzen im Schachtofen tritt jetzt noch ein drittes, das in besondern Fällen sehr nutzbringend sein kann; es ist das Verschmelzen im elektrischen Ofen. Durch Vattier u. a. war schon die Möglichkeit des Verschmelzens von (chilenischen) Kupfererzen im elektrischen Ofen bewiesen worden; die in Uguine ausgeführten Versuche, über die jetzt Stephan<sup>1</sup> berichtet, betreffen jedoch Erze, deren Verhüttung im Wassermantelofen Schwierigkeiten macht. Katanga-Erze wurden mit Kalkzuschlag und Kohle, mit Holzkohle oder Anthrazit, unter Verwendung von Kohlen- oder gekühlten Stahlelektroden verschmolzen. Das Verschmelzen gelang bei der höhern Temperatur des elektrischen Ofens sehr gut; die Schlacke wurde erst bei 1440° flüssig, bei 1550° dünnflüssig; das stark saure Erz schmolz sogar erst bei 1920°. Die Reinheit des Erzeugnisses hängt von der Schmelztemperatur ab; bei höherer Temperatur ist das Produkt unreiner, aber die Kupferverluste in den Schlacken sind geringer als bei niedriger Temperatur. Der Stromverbrauch betrug 1000–1200 KWst für 1 t Erz (bei leicht schmelzbaren Erzen etwa 500 KWst), der Elektrodenverbrauch 8 kg für 1 t und der Verbrauch an Reduktionskohle 25%. Die Ausfütterung des Ofens bestand aus ziemlich saurer Stampfmasse (80%  $\text{SiO}_2$  und 15%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

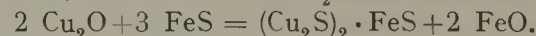
Auch die theoretische Seite der Vorgänge beim Kupfersteinschmelzen ist von verschiedenen Seiten erörtert worden. Juschkewitsch<sup>2</sup> hat die gegenseitige Beeinflussung der Metalle und Sulfide von Eisen und Kupfer untersucht.  $\text{Cu}_2\text{S}$  und  $\text{FeS}$  bilden schon bei 200° eine Verbindung  $(\text{Cu}_2\text{S})_2 \cdot \text{FeS}$ . Eisen und Halbschwefelkupfer setzen sich, bei 400–450° beginnend, in folgender Weise um:



Auch umgekehrt entzieht das Kupfer dem Schwefel-eisen über 400° einen Teil des Schwefels:



In beiden Fällen bildet sich also die Verbindung  $(\text{Cu}_2\text{S})_2 \cdot \text{FeS}$ . Erhitzt man  $\text{FeS}$  mit  $\text{CuO}$ , so tritt schon oberhalb von 270–280° Schwefel vom Eisen zum Kupfer über, ohne daß sich  $\text{SO}_2$ -Gas ausscheidet:



Beim Erhitzen von  $\text{CuO}$  mit  $\text{FeS}$  tritt aber schweflige Säure auf. In zwei verschieden zusammengesetzten Kupfersteinen wurde die Verbindung  $(\text{Cu}_2\text{S})_2 \cdot \text{FeS}$  nachgewiesen.

Otin<sup>3</sup> hat eine Reihe Schmelzen von Kupferoxydul mit Kieselsäure hergestellt und untersucht; besondere Ergebnisse, die für die Aufklärung dieses Systems ausreichend gewesen wären, wurden dabei aber nicht erhalten.

<sup>1</sup> Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1912, S. 1457.

<sup>2</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 543.

<sup>3</sup> Metall u. Erz 1912, S. 186.

<sup>1</sup> Metall u. Erz 1912, S. 11.

<sup>2</sup> Metallurgie 1912, S. 543.

<sup>3</sup> Metallurgie 1912, S. 92.

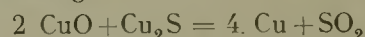
Die auffälligsten Fortschritte im Kupferhüttenbetriebe in den letzten Jahren betreffen, abgesehen von der verbesserten Aufbereitung der Erze und der Aufarbeitung der Abgänge, das Konvertieren des Kupfers im basischen Konverter. Eine umfassende Zusammenstellung über die einschlägigen Verhältnisse bietet Redepennig deutschen Lesern in seiner Abhandlung über das Konvertieren im basischen Konverter<sup>1</sup>. Die Vorzüge des basischen Konverters lassen sich aus einem Bericht Brownes<sup>2</sup> über die neuen Anlagen der Canadian Copper Co. entnehmen. 1910 waren 10 Stände mit sauren Konvertern (210 × 315 cm) in Betrieb. Jeder Konverter brauchte 3000 cbm Luft von 9–11 Pfd. Druck in 1 min. Beim Verblasen eines Steins von 36% hielt das Futter nur 8 st und lieferte 70 t Kupfernickelstein von 80%. 1911 wurden basische Konverter mit Magnesitfutter eingeführt, sie messen 10,3 m in der Länge und 3,1 m im Durchmesser; in der Rückwand münden 44 Winddüsen ein. Die Kieselsäure muß natürlich hier von außen zugeführt werden. Der Konverter nimmt anfangs eine Charge von 60 t Kupferstein auf, dem man 10% Quarzmasse zusetzt; dann bläst man 40–45 min, schäumt ab, setzt 5–6 t Stein und 3 t Quarz zu, bläst usf., bis 70–80 t fertiger Stein im Konverter sind. Für 300 bis 400 t Stein braucht man 30–50 st Blasezeit. Die Arbeitsweise ist wesentlich einfacher, es wird kein Stein herausgeschleudert, der Konverter faßt größere Chargen; man kann, da das Futter nicht unmittelbar verbraucht wird, 3000–4000 t Stein auf demselben Futter verblasen, ehe es erneuerungsbedürftig wird. An andern Stellen hat man sogar eine Haltbarkeit des Futters von 20 000 t erreicht. Ferner ist jetzt ein ganz großer Konverter von 6,2 m Durchmesser gebaut worden, der 300 t Stein faßt. In Amerika betreiben nur noch 2 Anlagen Konverter mit saurem Futter.

Sozusagen eine Verbindung von Pyritschmelzofen und Konverter stellt der Knudsen-Konverter dar. Knudsen<sup>3</sup> selbst macht einige Mitteilungen über die technischen Verbesserungen und die ökonomischen Ergebnisse beim Kupfererzschmelzen in seinem Konverter. Es ist jetzt möglich, sulfidische Kupfererze ohne Brennstoff, einfach durch Ausnutzung der Verbrennungswärme des Schwefels und Eisens, bis auf reichen Rohstein, ja selbst bis auf Rohkupfer von 98–99% zu verblasen. Der Knudsen-Konverter ist ein großer, aufrecht stehender Konverter, dessen unterer Teil etwas zusammengezogen ist, mit einem Fassungsraum von 10, 20 bis zu 35 t. Die Düsen sind in einem gewissen Abstand über dem Boden angebracht. Man bringt in den glühenden Konverter eine geeignet gattierte Beschickung und bläst Luft ein, wodurch die Abrüstung beginnt und sich Schwefeleisen abscheidet. Steigt dieses bis zu den Düsen, so legt man den Konverter um und bläst durch das Schwefeleisen. Dabei schmelzen zuerst Schwefelkies, Magnetkies und Kupferkies, erst später schmilzt die Gangart; es tritt eine Steinanreicherung ein, die man bei armen Erzen nur bis auf 40%,

bei reichen Erzen bis auf Rohkupfer treibt. In den neuern Konvertern setzt man ununterbrochen Erz nach und kann dann auch armes Erz auf Rohkupfer verblasen. Schwefel und Eisen im Erz sollen nicht weniger als 20% betragen. Die Kosten der Herstellung eines Kupfersteins von 43–45% im Knudsen-Konverter betragen 3 *M* für 1 t Erz, das übliche Abrösten und Schmelzen im Schachtofen hingegen kostet 9 *M*.

Ein ähnlicher Ofen ist der Fink-Schmelzofen. Fink<sup>1</sup> betrieb in Garfield früher eine Anlage, bei der zwei zylinderförmige, liegende Öfen aneinandergelagert waren. Die heißen Abgase der Röstabteilung sollten im zweiten Ofen das Verschmelzen auf Kupferstein besorgen. Der neuere Ofen in Milwaukee besteht nur aus einem liegenden, drehbaren Zylinder, der wie ein Konverter gefüttert ist. Er hat an der Kopfseite eine Ölfeuerung und über der einen Längsseite Winddüsen. Man bläst den Ofen heiß und gibt Erz und Konzentrate hinein, die sofort abrösten; es bildet sich Stein, der bis auf Blasenkupfer angereichert werden kann. Die Schlacke ist sehr kupferarm (0,3–0,4%), sie wird von Zeit zu Zeit abgegossen.

Über das basische Verschmelzen von Kupferstein hat Styri<sup>2</sup> einige Versuche angestellt, um zu erproben, ob aus Kupferstein und geröstetem Stein nach der Gleichung



Kupfer zu erhalten sei. Es gelang auch bei wechselnder Silizierungsstufe (1,16–0,21), Garkupfer mit 98,1 bis 99,6% zu erzielen; das Ausbringen betrug aber nur 74–92%.

Nicht nur Erz, sondern auch Abfall, Gekrätz, Schrot, usw. aus Metallgießereien wird heute in mehreren Werken hüttenmännisch aufgearbeitet. Siepke<sup>3</sup> gibt eine nähere Beschreibung der Verhüttung kupferhaltiger Industrieabfälle. Diese Aschen, Schlacken, Oxyde, Krätzen usw. werden vermahlen, und die Metallteilchen in Spitzlutton ausgeschieden, das Eisen wird mit Magneten ausgezogen und der metallische Anteil in Tiegeln oder Flammöfen auf Kupfer, Bronze, Messing verschmolzen. Die nicht metallischen Krätzen werden mit 6% Kalk gebunden, in Pressen geziegelt, in Trockenöfen getrocknet und in Wassermantel-Schachtofen wie Erze verschmolzen. Auf 66% Formlinge kommen 12% Kalkstein, 22% Schlacken (basische Eisenschlacken) und 10–12% Schmelzkoks; es entstehen Krätzmetall, Schlacken und ein wenig Kupferstein. Das Raffinieren des Krätzmetalls erfolgt im Flammofen.

Stahl<sup>4</sup> verfolgte die Entfernung der Verunreinigungen bzw. die Verschlackung der Beimengungen des Kupfers beim Raffinierbetrieb. Zink, Eisen, Kobalt und Zinn sind schon bei Beginn des Bratabschnitts, Schwefel nach dem Dichtpolen bis auf Spuren entfernt; die Entfernung von Nickel, Blei und Antimon zieht sich durch den ganzen Raffinierbetrieb hin, von Silber und Wismut geht nur sehr wenig fort.

<sup>1</sup> Ztschr. f. Berg-, Hütten- u. Salinenw. 1912, Bd. 60, S. 275.

<sup>2</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 36, S. 597; Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 1286.

<sup>3</sup> Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 1912, S. 568.

<sup>1</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 37, S. 797.

<sup>2</sup> Metallurgie 1912, S. 426 und 449.

<sup>3</sup> Metallurgie 1912, S. 121.

<sup>4</sup> Metallurgie 1912, S. 362 und 377.

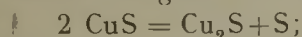
In ähnlicher Weise stellte Emrich<sup>1</sup> fest, welche Verunreinigungen aus dem Blasenkupfer beim Durchgang durch den Ofen bis zum Anodenkupfer verloren gehen.

Die Erzeugung an Elektrolytkupfer nimmt weiter zu. Die Vereinigten Staaten erzeugten 1911 569 000 t, 1912 633 000 t Elektrolytkupfer. In Australien stellten 2 Anlagen 21 500 t her; in Deutschland lieferten im Jahre 1911 die Norddeutsche Affinerie 2 545 t, die Okerhütte 2 029 t, W. Kayser & Co. 1 685 t (aus Abfällen); Rußland stellte in 2 Anlagen etwa 12 000 t Elektrolytkupfer her.

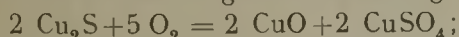
Emrich<sup>1</sup> hat auch den Einfluß der löslichen und unlöslichen Verunreinigungen im Elektrolyten auf die Reinheit des Elektrolytkupfers untersucht. Er fand, daß die Verunreinigungen im Elektrolytkupfer in demselben Verhältnis zueinander stehen wie in dem umherschwimmenden Schlamm; sie rühren also von mechanisch eingeschlossenen Schlamnteilchen her.

Christensen<sup>2</sup> macht Angaben zur Berechnung einer kleinen Kupferraffinationsanlage. Die Gewinnung des Kupfers aus Grubenwassern<sup>3</sup> ist teilweise noch sehr lohnend. Im Butte-Bezirk haben die großen Gesellschaften die Wiedergewinnung jetzt selbst in die Hand genommen. Die aus der Grube kommenden Wasser enthalten 0,04–0,06% Kupfer; sie werden in 6 m hohe und 9 m weite Fälltürme geleitet und durch Eisenabfälle (alte Konservenbüchsen) entkupfert, wobei 90% des Kupfers ausgefällt werden. Monatlich gewinnt man in Butte 700–800 t Zementkupfer mit 60% Kupfer in dieser Weise. Die Gewinnungskosten für 1 lb. Kupfer betragen 28–32 Pf., während der Verkaufspreis 58 Pf. beträgt. Bushnell<sup>4</sup> beschreibt diese Anlagen näher. Auch auf der Ashio-Grube in Japan werden Grubenwasser in dieser Weise aufgearbeitet; das abgehende Wasser hat dann noch 0,00025% Kupfer, wovon es vollständig befreit werden muß, weil das in den Wataresefluß fließende Wasser später zur Bewässerung von Reiskulturen dient. Richards<sup>5</sup> beschreibt diese Reinigung, die mit Kalk vorgenommen wird, wobei man einen schmelzwürdigen Niederschlag mit 5–6,5% Kupfer erzielt.

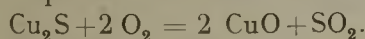
Zur Kupferlaugerei will Wedge<sup>6</sup> in seinem Röstofen eine sehr wirksame sulfatisierende Röstung durchführen, wofür er folgende Formeln aufstellt:



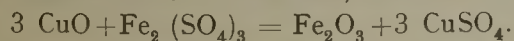
CuS zerfällt und der Schwefel verbrennt bei 350° zu SO<sub>2</sub>. Unter 500° findet weiter folgende Umsetzung statt:



bei höherer Temperatur tritt keine Sulfatation mehr ein:



Eisensulfid unterstützt die sulfatisierende Wirkung, ebenso entstehendes Eisensulfat, das bei 530° zerfällt:



Laugeversuche mit Erzen zeigen einen Teil des Kupfers wasserlöslich, den andern in verdünnter Säure löslich.

Handy<sup>1</sup> will ebenso zwischen 500 und 550° sulfatisierend rösten, auslaugen und die Sulfatlösung elektrolysieren. Nach Holder<sup>2</sup> soll in Norwegen nach einem Verfahren von Hybinethe in Aamdal Erz mit Natriumsulfat geröstet und mit Schwefelsäure gelaugt und die Lauge durch Elektrolyse entkupfert werden.

In Amerika, wo der Feldzug der Farmer gegen den Hüttenrauch zu sehr scharfen Maßregeln gegen die Hütten geführt hat, ist die Hüttenrauchfrage noch von großem praktischem Interesse. Es hat sich herausgestellt, daß das elektrostatische System von Cottrell bei der Behandlung der Gase den größten Teil der festen Bestandteile, aber nicht die schweflige Säure, beseitigen kann. Verschiedene Hütten sind mit dem Cottrell-System ausgerüstet, andere machen Versuche. Auch die schweflige Säure sucht man unschädlich zu machen. Dieses Ziel will ein Verfahren von Young, der sog. Thiogenprozeß, durch Verbrennen von Rohöl erreichen; die gasförmigen Kohlenwasserstoffe setzen sich bei Gegenwart einer Kontaksubstanz aus Schwefelkalzium mit der schwefligen Säure zu Schwefel, Kohlensäure und Wasser um, man gewinnt dabei also auch noch den Schwefel wieder; eine Versuchsanlage befindet sich in Campo Seco (Kalifornien).

### Zink.

Schon das Jahr 1911 war für die Zinkindustrie sehr günstig, es wurde aber noch vom Jahre 1912 übertroffen; die Preise hielten sich auf einer außerordentlichen Höhe. Die Welterzeugung hat wieder eine starke Steigerung sowohl in Europa als auch in Amerika erfahren; trotzdem war Zink in Amerika zeitweilig so knapp, daß Amerika in Europa als Käufer auftrat.

Nachstehende Übersicht zeigt die Preisbewegung in den einzelnen Monaten für deutsches (Syndikatspreis für 100 kg), amerikanisches (c/lb. in New York) und englisches Zink (£/t in London).

	Syndikatspreis M	New York c	London £
Januar . . . . .	.54,30	6,44	26. 9.11
Februar . . . . .	.54,40	6,50	26. 6. 5
März . . . . .	.52,90	6,63	25.19.11
April . . . . .	.52,30	6,63	25. 8.10
Mai . . . . .	.52,50	6,68	25.11. 2
Juni . . . . .	.52,75	6,88	25.11.11
Juli . . . . .	.53,00	7,12	25.13.1½
August . . . . .	.53,00	7,03	26. 1. 2
September . . . . .	.53,90	7,45	26.17.—
Oktober . . . . .	.55,25	7,43	27. 5.10
November . . . . .	.54,40	7,37	26.14. 3
Dezember . . . . .	.53,40	7,16	26.—. 4
1912 Durchschnitt	.63,69	6,94	26. 3. 4
1911 „	.51,29	5,76	25. 3. 2
1910 „	.47,27	5,52	23.—.—

Der höchste Preisstand wurde im November erreicht; der Syndikatspreis für unraffinierte Marken stieg bis auf 55,75 M für 100 kg.

<sup>1</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 487.

<sup>2</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 37, S. 1088.

<sup>1</sup> Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1912, S. 611.

<sup>2</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 37, S. 532.

<sup>3</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 36, S. 720.

<sup>4</sup> Min. a. Scient. Press 1912, Bd. 103, S. 649.

<sup>5</sup> Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 37, S. 196.

<sup>6</sup> Metall u. Erz 1912, S. 215; Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 942; Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1912, S. 1523.

Nähere Angaben über die Lage des Zinkmarktes bringen fortlaufend die Berichte der Firma Speier in dieser Zeitschrift<sup>1</sup>.

Auch die Preise für Zinkstaub haben sich wesentlich gehoben. Sie standen anfangs auf 53  $\mathcal{M}$ , erreichten Oktober-November 55,50–56,00  $\mathcal{M}$  und gingen dann wieder auf 54,75  $\mathcal{M}$  für 100 kg herunter.

Dagegen war die Lage der Zinksulfidweiß-(Lithopone-) Fabriken sehr ungünstig; zwei Werke gingen wieder ein, nachdem schon vorher einige ihren Betrieb hatten einstellen müssen. Auch die Ausfuhr von Zinkblech ist zurückgegangen; sie betrug 1912 26 369 t gegen 36 832 t in 1911.

Im Jahre 1912 hat die Einfuhr fremder Zinkerze wieder zugenommen; sie betrug 293 089 t gegen 262 398 t im Jahre 1911. Von diesen Mengen verblieben unter Berücksichtigung der Wiederausfuhr 1912 in Deutschland 242 989 t (1911 213 389 t), während vor 10 Jahren (1902) nur 14 441 t Fremderz bei uns zur Verarbeitung kamen. Die Haupterzlieferer für uns sind der Australbund (159 173 t), Spanien (21 482 t), Mexiko (14 317 t), Italien (17 577 t) und Frankreich (11 946 t).

Die Welterzeugung an Zinkmetall hat um 75 800 t = 8,4% zugenommen. Nach den Aufstellungen von Henry R. Merton & Co. in London lieferten die einzelnen Länder in den beiden letzten Jahren zur Gesamterzeugung:

	1911	1912
	t	t
Deutschland . . . . .	250 393	271 064
Belgien . . . . .	195 092	200 198
Holland . . . . .	22 733	23 932
England . . . . .	66 956	57 231
Frankreich und Spanien . .	64 221	72 161
Österreich und Italien . .	16 876	19 604
Rußland . . . . .	9 936	8 763
Norwegen . . . . .	6 680	8 128
Ver. Staaten . . . . .	267 472	314 512
Australien . . . . .	1 727	2 296
	902 100	977 900

Wie aus dieser Übersicht hervorgeht, haben alle Länder, mit einziger Ausnahme von England, ihre Erzeugung erhöhen können. Europa lieferte im Jahre 1912 661 100 t gegen 632 900 t im Vorjahre. Die größte Steigerung der Zinkerzeugung in Europa, nämlich um 20 671 t, wies Deutschland auf. Sein Anteil an der Weltproduktion betrug 27,7%. Zur deutschen Erzeugung trugen Rheinland-Westfalen 86 619 t und Schlesien 169 088 t Zinkmetall bei. Außerdem wurden in Deutschland nach Angaben der Metallgesellschaft 12 500 t Zinkstaub gewonnen; davon entfielen etwa 7500 t auf Oberschlesien. Die Gesamtausfuhr an Zinkstaub betrug 4314 t. Belgien erzeugte etwa 1600 t Zinkstaub, in den Ver. Staaten wurden nur 533 t gewonnen.

Ganz außergewöhnlich groß ist die Produktionssteigerung an Zink in Nordamerika; sie nahm um 47 000 t zu. Gleichzeitig stieg auch von 1911 bis 1912 die Anzahl der Zinkretorten von 87 800 auf

103 304. Die gewaltige Zunahme der Erzeugung ist größtenteils der Mehrerzeugung in Oklahoma zuzuschreiben (27 800 t), während Illinois nur etwa 6000 t, der Osten 9000 t gewann. Die Erze stammten in der Hauptsache aus dem Joplin-Bezirk (Missouri), Wisconsin, Kolorado und aus Butte (Montana); aber auch die Vereinigten Staaten führten fremde Erze aus Mexiko und Kanada ein (13 500 t).

Den Verbrauch an Zink schätzt die Metallgesellschaft für 1911 auf 903 200 t, 1912 auf 987 500 t. Die größten Verbraucher sind Amerika mit 312 400 t, Deutschland mit 225 800 t und England mit 185 200 t.

Nach einer Aufstellung des Reichsamts des Innern waren in Deutschland 1910 29 Zinkhüttenbetriebe in Tätigkeit; diese beschäftigten 11 919 Personen und verarbeiteten 714 407 t Rohstoffe (Erze und Schlacken). Von dem verhütteten Galmei stammten 68%, von der Blende 78,1% aus dem Inlande; an Rohzink wurden 164 740 t im Werte von 75,3 Mill.  $\mathcal{M}$ , an raffiniertem Zink 61 030 t im Werte von 27,4 Mill.  $\mathcal{M}$  und an Zinkstaub und Zinkoxyd 19 642 t im Werte von 5,9 Mill.  $\mathcal{M}$  hergestellt.

In Japan scheint sich die Zinkindustrie gut zu entwickeln; die Ayan Kogvo Kaisha-Hütte soll beabsichtigen, ihre Erzeugung zu verdoppeln.

Einen sehr bemerkenswerten Beitrag zur Geschichte der Zinkgewinnung hat W. Hommel<sup>1</sup> geliefert. In Europa ist die technische Zinkgewinnung nur reichlich 100 Jahre alt, dagegen sind Nachrichten vorhanden, daß von Holländern und Portugiesen ein weißes Metall aus Ostindien nach Europa gebracht wurde, das angeblich Zink war. 1745 ging bei Gothenburg ein Schiff unter, das aus Kanton kam und u. a. auch von jenem Zinkmetall mitbrachte. Vor 40 Jahren sind u. a. einige Blöcke des Metalles geborgen worden. Hommel konnte ein Stück davon untersuchen und fand 98,99% Zink, 0,765% Eisen, 0,245% Antimon; Blei und Arsen waren nicht vorhanden. Das im 17. und 18. Jahrhundert aus Indien unter dem Namen Calaem, Spiauter, Tuttanago nach Europa gebrachte weiße Metall war also wirklich Zink, u. zw. ein sehr reines Metall. Hommel beweist, daß Zinkmetall zu jener Zeit in China bereits technisch hergestellt wurde, diese Kenntnisse gehen aber nicht über das 16. Jahrhundert zurück, während sich in Indien schon im 13. und 14. Jahrhundert Angaben über die Zinkdestillation finden. Die Erfindung der Zinkdestillation stammt also zweifellos aus Indien.

Die Arten der Erzaufbereitung gehören, streng genommen, zwar nicht zur Metallurgie, sie werden aber andererseits für die Verhüttung immer wichtiger, so daß hier ganz kurz auch Neuerungen auf diesem Gebiet berücksichtigt werden sollen, zumal diese Scheidungs- und Anreicherungsverfahren bei Zink eine größere Rolle spielen als bei andern Metallen.

Jaffé<sup>2</sup> hat auf eine neue Aufbereitungsart hingewiesen, die auf dem Verhalten verschiedener Mineralien beim Durchdringen von Schäumen beruht. Die Ober-

<sup>1</sup> Glückauf 1912, S. 369, 531, 730, 887, 1096, 1269, 1477, 1653, 1817, 2012.

<sup>1</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 1185; Z. f. angew. Chem. 1912, S. 97.

<sup>2</sup> Metall u. Erz 1912, S. 76.

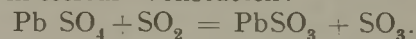


flächenbeschaffenheit und Benetzbarkeit der Mineralien gegenüber der Schaumschicht spielt hier eine Rolle. Es soll auf diese Weise gelingen, Spateisenstein und Zinkblende zu trennen, die sich sonst nur auf magnetischem Wege scheiden lassen. Die Aufbereitungsarten von Galmei in Sardinien und Tunis beschrieb Bordeaux<sup>1</sup>, die Aufbereitung von Zink- und Bleierzen in Oberschlesien Pütz<sup>2</sup>, die neue Blende- und Bleierzaufbereitung auf der Bleischarleygrube bei Beuthen Franke<sup>3</sup>. Parmelee<sup>4</sup> gibt Einzelheiten über die magnetische Zinkerzaufbereitung in Kolorado und James Bruce<sup>5</sup> erläutert in mehreren Aufsätzen die Aufbereitungsverfahren in dem berühmten Joplin-Zinkerzbezirk. Ruhoff<sup>6</sup> behandelt die magnetische Scheidung der Zinkerze in Wisconsin; Wentworth<sup>7</sup> beschreibt ein Verfahren zur elektrostatischen Trennung von Erzen, das auch für die Scheidung der Blende von Pyrit, Markasit und Chalkopyrit gut verwendbar sein soll. Auf die Schwimmverfahren (Schwebeverfahren) im allgemeinen braucht hier nicht eingegangen zu werden, sie sind von Herwegen<sup>8</sup> in dieser Zeitschrift und ebenso von Moldenhauer<sup>9</sup> bereits behandelt worden. Diese Verfahren kommen aber auch mit einigen Abänderungen für die Scheidung von Blende zur Anwendung. Hoowood<sup>10</sup> empfiehlt, gemischte Bleizinksulfide zuerst sulfatisierend zu rösten, Blei geht dabei in Sulfat über, dadurch wird es unfähig für den Schwebeprozess, und die Blende kann so vom Blei getrennt werden. K. Mickle<sup>11</sup> hat gefunden, daß ein Zusatz von Eisenchlorid beim gewöhnlichen Schwimmverfahren die Trennung von Zink- und Bleisulfiden sehr begünstigt. Auch Leuschner<sup>12</sup> hat ein einfacheres Verfahren als das von Elmore ausgearbeitet, das auch für Zinkblende gute Ergebnisse gezeigt haben soll. Wood<sup>13</sup> hat ebenfalls eine Vorrichtung erfunden, die ohne Verwendung von Öl, Fett oder Seife den Schwimmprozess, auch für Blende, durchzuführen gestattet. Bryant<sup>14</sup> beschreibt ein auf der Tahoma-Grube in Benton County (Missouri) in Anwendung stehendes Verfahren zur Scheidung von Blende und Schwespat.

Juretzka behandelt in einer Reihe von Veröffentlichungen verschiedene Fragen aus der Zinkhüttenpraxis, die bei der gründlichen Erfahrung des Verfassers mancherlei wertvolle Winke und wissenswerte zahlenmäßige Angaben enthalten. Ein Aufsatz befaßt sich mit der Anlage von Zinkhütten<sup>15</sup> (Wahl des Ortes, Bau von Silos, Misch- und Muffelherstellungsanlage, Öfen, Generatoren, Rösthütte), ein anderer mit der Verhüttung von Zinkerzen unter Angabe zahlreicher Analysen von Rohblenden, Röstblenden, Galmei,

mit Berechnungen von Beschickung und Metallverlusten in den Rückständen. Weiter behandelt er die Rohmaterialbeschaffung, die Selbstkosten und die Rentabilität von Zinkhüttenanlagen<sup>1</sup>, wobei Analysen, Kaufformeln und Kaufbedingungen für Zinkerz mitgeteilt und Muffelrückstände, Ton und Kohle betrachtet werden. Die sehr lehrreiche Selbstkostenberechnung verdient besondere Beachtung. Schließlich hat derselbe Verfasser<sup>2</sup> auch noch verschiedene Neuerungen und Versuche im Zinkhüttenwesen der letzten Jahre zusammengestellt, wobei besonders auf Silos, Zerkleinerungsvorrichtungen, Muffelherstellung, Röst- und Zinköfen, Ladevorrichtungen, Muffelrückstände usw. hingewiesen wird. Die Herstellung der Zinkmuffeln in Rheinland und Belgien hat Juretzka noch besonders behandelt<sup>3</sup>. Die gepreßten Muffeln haben eine Länge von 1803 mm; sie schwinden bei der 3–4 Wochen dauernden Trocknung auf 1730 mm, wonach sie noch 0,5–1% Feuchtigkeit enthalten; sie werden mit Glasurmasse überzogen, bei 900° getempert und heiß in den Ofen eingesetzt, wo sie schnell auf 1200° gebracht werden. In der Muffel treten auch bei der Destillation höchstens Temperaturen von 1400° auf. Auf die Tonsorten, ihre Mischung für die Muffelherstellung usw. ist noch besonders hingewiesen.

Röstung der Zinkblende. Bei uns stehen in der Hauptsache zwei Bauarten von Röstöfen in Anwendung, der dreigeschossige Rhenania-Handröstofen und (namentlich in belgischen Betrieben) der sechsstöckige Delplace-Ofen. Nach Juretzka braucht der zuletzt genannte Ofen weniger Kohle (9–15%, auf geröstetes Erz berechnet) als der Rhenania-Ofen (22–25%), die Röstergebnisse sind aber bei dem Rhenania-Ofen besser. Prost<sup>4</sup> hat nun angegeben, daß zur Zersetzung der beim Rösten gebildeten Sulfate eine höhere Rösttemperatur als 900° erforderlich sei, weil sich die Sulfate von Barium und Kalk viel schwerer (1200°) zersetzen. Nemes<sup>5</sup> hat in Liebig-Eichhorn-Öfen Temperaturen von 720–940°, in Delplace-Öfen solche von 740–920° festgestellt. Da nun die Zersetzung von FeSO<sub>4</sub> 700°, von ZnSO<sub>4</sub> 810°, von CaSO<sub>4</sub> mindestens 1200° verlangt, so muß neben der Temperatur noch die Zusammensetzung der Blenden von großer Wichtigkeit sein. Namentlich eisenreiche Blenden sind gut abzurösten. Nemes verfolgte im Ofen die Abröstung und gleichzeitige Sulfatbildung. Bleisulfat würde im Röstofen nicht zersetzt werden können; die Zersetzung geht aber mittelbar vonstatten:



Weiter bespricht Nemes noch einige neuere Röstofenarten. Hommel<sup>6</sup> beschäftigt sich ebenfalls mit den Prinzipien der Blenderöstung in Muffelöfen. Zunächst bespricht er die Begriffe und die Bestimmung der Röstfaktoren. Nicht die Herdfläche ist das Wesentliche eines Röstofens, sondern einmal die Art und Häufigkeit der Durchrührung, dann die Luftzufuhr und die

<sup>1</sup> Rev. univ. des Mines 1912, Juli; Metall u. Erz 1912, S. 261.

<sup>2</sup> Metall u. Erz 1912, S. 41.

<sup>3</sup> Glückauf 1912, S. 1865, 1905 und 1945.

<sup>4</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 527.

<sup>5</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 405, 459, 501 und 553.

<sup>6</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 278.

<sup>7</sup> Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1912, S. 633.

<sup>8</sup> Glückauf 1912, S. 1185 und 1231.

<sup>9</sup> Metallurgie 1912, S. 72.

<sup>10</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 314.

<sup>11</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 71.

<sup>12</sup> Glückauf 1912, S. 388; Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 581.

<sup>13</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 133; Bull. Amer. Inst. Min. Eng.

1912, S. 1227.

<sup>14</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 929.

<sup>15</sup> Zentralbl. d. Hütten- und Walzwerke 1912, S. 502, 522 und 602; Metall u. Erz 1912, S. 123 und 125.

<sup>1</sup> Metall u. Erz 1912, S. 129 und 161.

<sup>2</sup> Zentralbl. d. Hütten- und Walzwerke 1913, S. 47; Metall u. Erz 1912, S. 183.

<sup>3</sup> Metall u. Erz 1912, S. 78.

<sup>4</sup> vgl. Glückauf 1912, S. 1572.

<sup>5</sup> Metallurgie 1912, S. 516.

<sup>6</sup> Metallurgie 1912, S. 281.

Feuerung. Der Verfasser belegt seine Ansicht durch Versuche. Dann wendet sich Hommel dem »Gespenst« der Sulfatbildung ( $Zn SO_4$ ) im Röstofen zu, die in einem richtig geführten Röstbetrieb nicht oder nur in ganz geringen Mengen auftritt, weil das möglicherweise (unter  $600^\circ$ ) gebildete Sulfat schon zersetzt ist, bevor es auf die unterste Muffel gelangt. Ein starker, erhitzter Luftstrom wirkt hier sehr günstig. Große Überhitzung und ungenügende Luftzufuhr verursachen Stein- und Zinkferritbildung. Sehr wichtig in dieser Beziehung ist die richtige Höhe der Muffel. An der Hand der einzelnen Forderungen betrachtet der Verfasser die verschiedenen Zinkröstöfen (Handöfen und mechanische Öfen mit umlaufenden Trommeln, sich drehenden Herden, Krählern und umlaufenden Krählarmen) und vergleicht den Hasenclever-Ofen, den Maletra-Delplace-Ofen, den Hegeler-Ofen und den Merton-Ofen, außerdem Teller- und McDougall-Ofen als Vorröstöfen, hinsichtlich Durchsatz, Anlagekosten, Kohlenverbrauch und Betriebskosten. Danach erzielt der Hegeler-Ofen kaum eine Ersparnis, der Merton-Ofen aber eine solche von 50%, außerdem arbeitet der Tellerofen so billig, daß man ihn mit einem Totröstofen vereinigen kann.

Schmieder<sup>1</sup> hat wieder einen als Trommel ausgebildeten, ununterbrochen arbeitenden Muffelröstofen angegeben. Vor 10 Jahren wurde auf der Silesia-Hütte schon einmal ein Trommelofen erprobt.

Zinkdestillation. In der Bauart der Muffelöfen sind auch einige Fortschritte, welche die Wärmeregeneration betreffen, zu verzeichnen. Folliet<sup>2</sup> hat in Corphalie drei Folliet-Öfen gebaut, die in 24 st 11–12 t Erz destillieren mit einem Anthrazitverbrauch von 0,85–0,9 t für 1 t Erz und einem Zinkausbringen von 91–92%. Dieser Kohlenverbrauch ist äußerst niedrig. Der Ofen ist ein Regenerativofen mit unabhängigen Gaserzeugern; die Luftregeneratoren sind im untern Teil des Massivs, die Gasgeneratoren an dem einen Ende angeordnet. Gas- und Luftbewegung sind unabhängig voneinander regelbar. Auf der neuen amerikanischen Hütte in Hillsboro wird den Muffelöfen (von belgischer Bauart, rheinische Muffeln hat in Amerika nur die Pueblo-Hütte) Luft durch Ventilatoren zugeführt; die Wärmeregeneration erfolgt durch Dampfkessel.

Die Aufstellung einer Wärmebilanz des Zinkofens ist von Chabanier<sup>3</sup> und in eingehender und übersichtlicher Weise von Eulenstein<sup>4</sup> in Angriff genommen worden. Das Ergebnis der Untersuchung Eulensteins läßt sich durch folgende Gegenüberstellung von Wärmeeinnahme und Wärmeausgabe für eine Erzeugung von 100 kg Zink zur Darstellung bringen:

	Wärmeeinnahme	WE	%
Generatorgas . . . . .	1 594 970		90,94
Beschickung . . . . .	3 230		0,18
Kohlenstoffverbrennung . . . . .	153 230		8,74
Eingesetzte Muffel . . . . .	2 410		0,14
	1 753 840		100,00

<sup>1</sup> Metallurgie 1912, S. 327.

<sup>2</sup> Eng. a. Min. Journ. 1913, Bd. 95, S. 105.

<sup>3</sup> Min. Science 1912, Bd. 76, S. 230. Chem.-Ztg. Rep. 1912, S. 363.

<sup>4</sup> Metallurgie 1912, S. 328, 353 und 396.

## Wärmeausgabe

	WE	%
Abgas . . . . .	891 900	50,85
Räummasche . . . . .	46 790	2,67
Rohzink . . . . .	7 960	0,45
Endothermische Vorgänge in der Muffel . . . . .	192 150	10,96
Ausgesetzte Muffeln . . . . .	3 350	0,19
Vorlagengas . . . . .	48 390	2,76
Leitung und Strahlung . . . . .	563 300	32,12
	1 753 840	100,00

Auffallend groß ist der Wärmeabgang in den Abgasen, der, wie der Verfasser erläutert, bei richtiger Einstellung der Verbrennungsluft noch um rd. 7% hätte heruntergedrückt werden können. In dem Aufsatz werden noch einige Folgerungen für eine bessere Wärmeausnutzung besprochen.

Von der thermochemischen Seite betrachtet auch Clerc<sup>1</sup> die Reaktionen in der Muffel; er nimmt an, daß eine Reduktion des Zinkoxyds durch Kohlenoxyd stattfindet; in einer zweiten Reaktion wird dann das gebildete Kohlendioxyd durch Kohle wieder zu Monoxyd reduziert. Derselbe Verfasser<sup>2</sup> hat auch den Vorschlag gemacht, eine Retorte mit kupfernem Boden zu verwenden.

Prost und Ubaghs<sup>3</sup> untersuchten die Rolle des Kalziumsulfats und des Bariumsulfats bei der Reduktion der Zinkerze in der Muffel. Beide wirken sehr nachteilig, einerseits erfordern sie zur Zersetzung sehr beträchtliche Wärmemengen, andererseits sind sie die Ursache für die Rückbildung von Zinksulfid, das dann nicht mehr durch den Kohlenstoff reduziert werden kann, unzersetzt in der Muffel bleibt und die Zinkverluste vergrößert. Soll das Zinksulfid durch andere Reaktionen zersetzt werden, so ist auch hierzu wieder ein unnötig hoher Brennstoffaufwand erforderlich. Mostowitsch<sup>4</sup> hat denselben Gegenstand schon behandelt, er erklärt aber die Nachteile in anderer Weise. Danach wirken Kalk, Gips und Kalziumsulfid nicht unmittelbar auf Zinkoxyd ein; Kalziumoxyd wirkt sogar entschwefelnd auf Schwefelzink und Zinksulfat; der Schaden wird nur mittelbar dadurch angerichtet, daß CaS Eisen, Blei, Mangan und Kupfer schwefelt und Steinbildung veranlaßt, und daß die entstehenden Kalkeisenoxyd-Verbindungen Zinkoxyd auflösen und dieses der Reduktion entziehen.

Zur Einschränkung der Zinkstaubbildung<sup>5</sup> macht das französische Patent 423 912 den Vorschlag, ein wenig Kochsalz in den Hals der Retorte oder in das hintere Ende der Vorlage, durch eine Schicht Koks von der Charge getrennt, zu bringen. Diese Anregung ist inzwischen in Seaton-Carew (England) und in Cockle Creek (Neusüdwaales) geprüft worden, u. zw. mit Erfolg. Es bildet sich weniger Zinkstaub und mehr Zinkmetall, die Kochsalzdämpfe scheinen die dünnen Oxydhäutchen

<sup>1</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 399.

<sup>2</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 403.

<sup>3</sup> Rev. univ. des Mines 1912, Bd. 49, S. 158; Bull. Soc. Chim. Belgique 1912, S. 532.

<sup>4</sup> vgl. Glückauf 1912, S. 1573.

<sup>5</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 93, S. 320.

auf den Zinkstaubteilchen abzulösen. Um überflüssigen Zinkstaub, den man nicht absetzen kann, auf Zink zu verarbeiten, schlägt Bleeker<sup>1</sup> vor, in einem als Kathode dienenden Eisenkessel Chlorzink einzuschmelzen, eine Graphitelektrode als Anode zu benutzen und den Zinkstaub nach und nach einzutragen. Man braucht für 1 Pfd. Zink  $\frac{1}{10}$  KW st. Unreiner Zinkstaub liefert natürlich auch unreines eisen- und bleihaltiges Zink.

Über die Zinkhütten im Gasgebiet von Kansas und Oklahoma finden sich noch einige Angaben<sup>2</sup>, ebenso über die neue Zinkhütte in Hillsboro (Illinois)<sup>3</sup>.

Elektrisches Verschmelzen von Zinkerzen. Die bis jetzt zur Anwendung kommenden Verfahren benutzen entweder die Reduktion von Zinkoxyd mit Kohle oder die Umsetzung von Schwefelzink mit metallischem Eisen. Auf die letztgenannte Reaktion stützen sich die Verfahren von Coté und Pierron, Imbert, Thomson und Fitzgerald. Zur Aufklärung dieser Umsetzung hat Eulenstein<sup>4</sup> einige Versuche ausgeführt, wobei anstatt metallischen Eisens Lösungen von Eisen in Schwefeleisen auf Blende zur Einwirkung kamen. Die Umsetzung  $Fe + Zn S = Fe S + Zn$  geht auch in dieser Lösung vor sich; die untere Grenze der Einwirkung liegt bei 5% Fe in Fe S; die Wirkung steigt mit zunehmendem Fe-Gehalt und erreicht bei 45% ihre obere Grenze. Die Einwirkung des Eisens auf Zinkblende findet von 1300° an aufwärts statt.

Auch über die Reduktion von Zinkoxyd mit Kohle im elektrischen Ofen liegen einige Mitteilungen vor. Ingalls<sup>5</sup> teilt Ergebnisse seiner Versuche in einem kleinen elektrischen Ofen mit. Der chemische Vorgang ist im elektrischen Ofen derselbe wie in der Muffel, nur bildet sich im Ofen eine größere Menge von Kohlensäure, deren schädliche Einwirkung auf Zink (Wiederoxydation) man dadurch zu vermeiden sucht, daß man die Gase durch eine glühende Kokssäule schickt. Stückige Widerstände geben Anlaß zu Lichtbogenbildung und Störungen, während reine Widerstandserhitzung eine vollständige Reduktion ermöglicht. Mit unschmelzbarer Beschickung geht die Reduktion sehr langsam vonstatten; arbeitet man aber mit einem Schlackenbade und füllt beständig nach, so geht die Reduktion sehr flott vor sich. Der

Zinkgehalt in den Rückständen läßt sich bis auf 1% herunterbringen, die Vollständigkeit der Entzinkung hängt aber wesentlich von der Temperatur ab; günstig wirkt eine stark kalkhaltige Schlacke. Man erhält mit steigender Temperatur immer bleihaltigeres Zink. Blei sammelt sich auch am Boden; die Kondensation macht noch Schwierigkeiten. 1000 kg Zinkerz von 20–25% Gehalt erfordern theoretisch 1050–1150 KWst; bei dem Versuch wurden 1770 KWst gebraucht. Wo die elektrische Kraft für den Betrieb aus Kohle gewonnen werden muß, kann der elektrische Ofen mit der Muffel nicht in Wettbewerb treten. Ingalls<sup>1</sup> bespricht an anderer Stelle in einem Vortrage die ganzen Verhältnisse des Verschmelzens von Zinkerzen im elektrischen Ofen und erörtert noch besonders die Kondensationsfrage<sup>2</sup>.

Über die Betriebsergebnisse der am Trollhättan (Schweden) und am Sarpsfoss (Norwegen) betriebenen elektrischen Zinkwerke, Bauart de Laval, waren im letzten Bericht schon nähere Angaben enthalten<sup>3</sup>.

Über den Johnson-Ofen, der in Hartford betrieben wird, machen Charles F. Johnson<sup>4</sup> und Woolsey McA. Johnson<sup>5</sup> Mitteilungen. Der zuletzt Genannte ist schon seit 1903 mit Versuchen zum elektrischen Verschmelzen von Zink beschäftigt. Das Erz wird auf 900° vorgewärmt und im Ofen bei 1300° ausdestilliert. Die Gase gehen durch ein Koksfilter zur Reduktion der Kohlensäure. Geröstete Blende mit 70% Zink braucht theoretisch 890 KWst, praktisch 1400 KWst, ein Erz von 30% Gehalt, das 25% Schlacke sowie 16% Blei und Stein liefert, erfordert 436 bzw. 800 KWst. Auch hier entsteht viel Zinkstaub, im günstigsten Falle 11 kg auf 390 kg Zink. Die erzeugte Schlacke steht ihrer Zusammensetzung nach zwischen Eisen- und Bleischlacke; sie enthielt 40% SiO<sub>2</sub>, 22% CaO, 2% MgO, 10% FeO, 10% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 1% MnO, 2% ZnO, 0,05% Pb und 9 g/t Ag. Da man kupfer- und bleihaltige Erze verhütten muß, so röstet man nicht vollständig ab und arbeitet auf die Bildung von Kupferstein hin. Edelmetalle gehen in den Stein oder in das Werkblei. Erz mit 8% Blei liefert ein Zink mit 1,3% Blei; das Zink nimmt auch etwas Eisen aus den Kondensatoren auf. Nachstehend sei ein Schmelzbericht mitgeteilt:

<sup>1</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 7; Min. a. Eng. Wld. 1912, Bd. 37, S. 58.

<sup>2</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 451.

<sup>3</sup> Glückauf 1912, S. 1573.

<sup>4</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 281.

<sup>5</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 537; Iron Age 1912, Bd. 90, S. 450.

Aufgegeben: 2840 Pfd. Erz mit 39% Zink	=	1108 Pfd. Zink
300 Pfd. Flugstaub mit 56,7% Zink	=	170 „ „
		<hr/>
		1278 Pfd. Zink.
Ausgebracht: 691 Pfd. Zink mit 97,1%	=	670,0 Pfd. Zink
32 Pfd. Zinkstaub mit 96,0%	=	30,8 „ „
280 Pfd. Flugstaub mit 68,6%	=	192,0 „ „
1359 Pfd. Schlacke mit 2,49%	=	34,0 „ „
81 Pfd. Ungeschmolzenes mit 50,5%	=	20,7 „ „
		<hr/>
		947,5 Pfd. Zink
Verlust durch Verstaubung . . . . .		330,5 „ „
		<hr/>
		1278,0 Pfd. Zink.

Die Schmelzdauer betrug 48 st, der Stromaufwand 2340 KWst, also für 1 t Beschickung 1490 KWst, für 1 Pfd. Zink 3,39 KWst. Die Spannung war 20–40 V, die Stromstärke 440–1200 Amp. In Deutschland sind auf der Hohenloehütte Versuche nach dem Imbert-Verfahren gemacht worden, sie wurden aber wieder eingestellt.

Louvrier<sup>1</sup> sucht die Ursachen des praktischen Mißerfolges beim elektrischen Zinkschmelzen zu ergründen. Sie liegen in dem verschiedenen Verlauf der beiden Reaktionen:  $ZnO + CO = Zn + CO_2$  und  $CO_2 + C = 2 CO$ , je nachdem die Umsetzung in der Muffel oder im elektrischen Ofen vor sich geht. Die Reduktion der Kohlensäure zu Kohlenoxyd ist in der Muffel ziemlich vollständig, im elektrischen Ofen aber nicht; hier wird die Kohlensäure nur ungenügend reduziert und es entstehen große Mengen von Zinkstaub.

Die Elektrolyse von wässerigen Zinklösungen zur Gewinnung von Zink ist vor einiger Zeit wieder in größerem Maßstabe in Lipine versucht worden. Engelhardt<sup>2</sup> bespricht allgemein die Verhältnisse der Zinkelektrolyse und macht Mitteilungen über die wirtschaftlichen Ergebnisse und Aussichten. Eine Hauptschwierigkeit der Zinkelektrolyse ist die Zinkschwamm- bildung, die beim Einschmelzen des Zinks große Abbrand- verluste verursacht. Für die Zinkelektrolyse kommen Chlorid- und Sulfatlösungen in Frage; Sulfatlösungen kamen in Lipine zur Anwendung, als Elektrodenmaterial verwandte man Bleisuperoxyd und Mangansuperoxyd. Es gelang, zinkschwammfreie Kathodenplatten mit einer Reinheit von 99,96–99,98 % Zink zu erzielen, die nur 3 % Abbrand gaben. Eine beigegebene Kostenberechnung setzt die Kosten ohne Erz zu 100 *M*, den Kraftbedarf für Elektrolyse, Rührwerk, Gebläse zu 3700 KWst für 1 t Zink an. Nimmt man als Erz eine Blende von 43 % und ein Ausbringen von 88 % an, so betragen die Erzkosten (2740 kg) 222 *M*. In diesem Falle dürfte der

<sup>1</sup> Met. a. Chem. Eng. 1912, S. 1747.  
<sup>2</sup> Metall u. Erz 1912, S. 60

Strom nur 2,5 Pf. kosten, wenn das Verfahren wirtschaftlich lohnend sein soll. Nur bei Aufarbeitung billiger Zinkerze oder zinkhaltiger Abfälle und billigen Strompreisen ist Aussicht auf eine wirtschaftliche Durchführung der Elektrolyse vorhanden. Augenblicklich kommt sie höchstens zur Herstellung von Qualitätszink in Frage.

Ingalls<sup>1</sup> setzt in einem Aufsatz die Handelsgebräuche im Handel mit Zink auseinander.

Mit der Zinkindustrie eng verwachsen, d. h. bei der Verhüttung von Blende unumgänglich notwendig, ist die Erzeugung von Schwefelsäure aus den Röstgasen. Friedrich<sup>2</sup> macht einige Angaben über die wirtschaftlichen Verhältnisse der Schwefelsäure- Erzeugung der oberschlesischen Zinkindustrie. Mit der zunehmenden Verhüttung von Blende (vor 30 Jahren 50 000 t, heute 400 000 t) stieg die Schwefelsäure- erzeugung im Jahre 1910 bis auf 192 000 t; diese Menge ist sehr schwierig und nur unter Selbstkostenpreis unterzubringen; keine oberschlesische Hütte würde Schwefelsäure herstellen, wenn sie nicht gesetzlich dazu gezwungen wäre. Die Hauptmenge der Schwefel- säure geht jetzt ins Ausland zur Petroleumraffination.

### Kadmium.

Kadmium hatte das ganze Jahr geregelte Markt- verhältnisse. Der Preis schwankte zwischen 720 und 750 *M* für 100 kg, war also etwas höher als im Vorjahr. Die schlesische Produktion an Kadmium wird auf 43 000 kg geschätzt.

Eine neue Verwendung von Kadmium scheint in der Herstellung von Wolframdrähten gefunden worden zu sein<sup>3</sup>. Man stellt ein Amalgam aus 42 Teilen Kadmium, 53 Teilen Quecksilber und 5 Teilen Wismut her, mischt Wolframpulver darunter, preßt Drähte und treibt die andern Metalle durch Erhitzen im Vakuum ab.

<sup>1</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 94, S. 789.

<sup>2</sup> Techn. Blätter 1912, S. 52.

<sup>3</sup> Eng. a. Min. Journ. 1912, Bd. 92, S. 1282.

(Forts. f.)

## Das Abteufen eines Vorratsschachtes für Versatzgut nach dem Preßluftverfahren.

Von Bergassessor Brewer, Dortmund.

Die Schachtanlage Alma der Gelsenkirchener Berg- werks-A.G. liegt in unmittelbarer Nähe des Schalker Hochofenwerkes. Da beabsichtigt ist, in seinem Bereich unter Anwendung von Spülversatz abzu- bauen, hat man bereits vor einigen Jahren nahe bei den Hochöfen den Spülschacht Alma IV nieder- gebracht. Unmittelbar neben ihm ist neuerdings noch ein Vorratsschacht zur Aufnahme der Versatz- massen abgeteuft worden, der bei einer Teufe von rd. 17 m und einem lichten Durchmesser von 5 m imstande ist, annähernd 300 t Versatzmassen aufzu- nehmen. Der Schacht hatte 3,25 m angefahrenen

Schlackensand, 0,50 m Lehm, 1,50 m tonigen Fließ, 0,50 m gelben Sand, 1,40 m dunkle Letten, 1,75 m hellen Ton, 5,00 m Fließ und 4,10 m festen Mergel zu durchteufen.

Bei der Auswahl des zweckmäßigsten Abteuf- verfahrens war besonders zu berücksichtigen, daß in größter Nähe des Schachtansatzpunktes die Hochöfen und Gasmaschinen mit ihren tiefliegenden Fundamenten stehen, die unbedingt vor jeder Bodensenkung geschützt werden müssen. Man fürchtete, daß bei Anwendung des gewöhnlichen Senkschachtverfahrens die Fließ- schichten einbrechen und die Fundamente der erwähnten

Anlagen in Gefahr bringen würden. Das Gefrierverfahren kam bei der geringen Teufe als zu kostspielig nicht in Betracht, während das Abteufen mit Unterhängetübbings keine ausreichende Sicherheit gegen einbrechende Fließsandschichten zu gewähren schien. Man entschloß sich daher, den Schacht nach dem Senkschachtverfahren unter Anwendung von Preßluft abzuteufen, in der Hoffnung, daß die Standsicherheit der umliegenden Gebäude bei Anwendung dieses Verfahrens gewährleistet sei<sup>1</sup>.

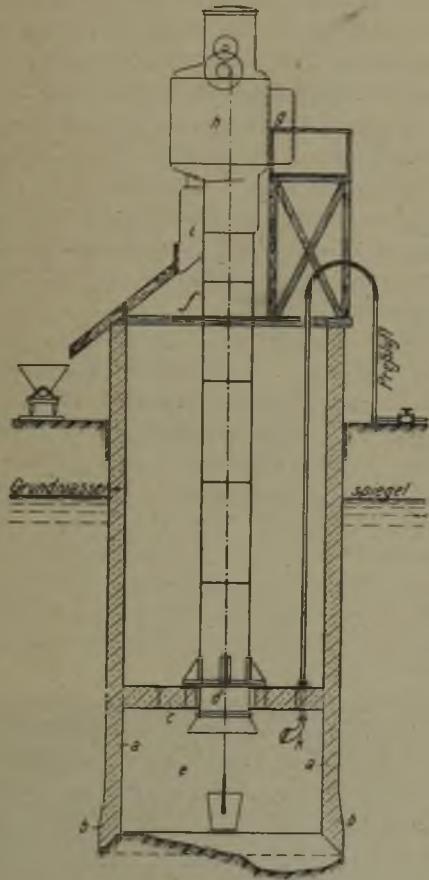


Abb. 1. Senkrechter Schnitt durch den Vorratsschacht und die Abteufeinrichtungen.

In ihren Grundzügen bietet die gewählte Arbeitsweise nichts Neues. Bei dem schon im Jahre 1865 auf Rheinpreußen I, ferner im Jahre 1897 auf Sterkrade und im Jahre 1902 auf Recklinghausen I/II angewandten Verfahren hatten sich jedoch noch erhebliche Mängel gezeigt, die teils durch die Unvollkommenheit der Preßluft-einrichtungen, teils aber auch dadurch bedingt waren, daß bei ungleichmäßigem Sinken des aus Mauerwerk bestehenden Senkschachtes in der Mauer Undichtigkeiten entstanden, so daß Preßluft entweichen und bei dem dadurch verminderten Druck Wasser oder Fließsand einbrechen konnte.

Diese Gefahr ist bei dem neuen Verfahren dadurch beseitigt worden, daß der ganze Senkschacht aus eisen-  
armiertem Beton besteht und ein festes, zusammenhängendes Gefüge aufweist. Die Vorrichtungen zum Einführen der Preßluft und die Schleusen sind in ihrer

Bauart durch die Erfahrungen, die man in den letzten Jahren beim Tunnelbau in wasserreichem Gebirge, z. B. beim Bau des Elbtunnels, gemacht hat, wesentlich vervollkommenet worden.

In seinen Grundzügen gestaltet sich das Verfahren folgendermaßen: Sobald das Abteufen den Grundwasserspiegel erreicht hat, wird auf den Senkschuh *b* (s. Abb. 1) der Schachtringkörper *a* aufgebaut, auf dem in einer Höhe von 3 m der Deckel *c* mit der kreisrunden

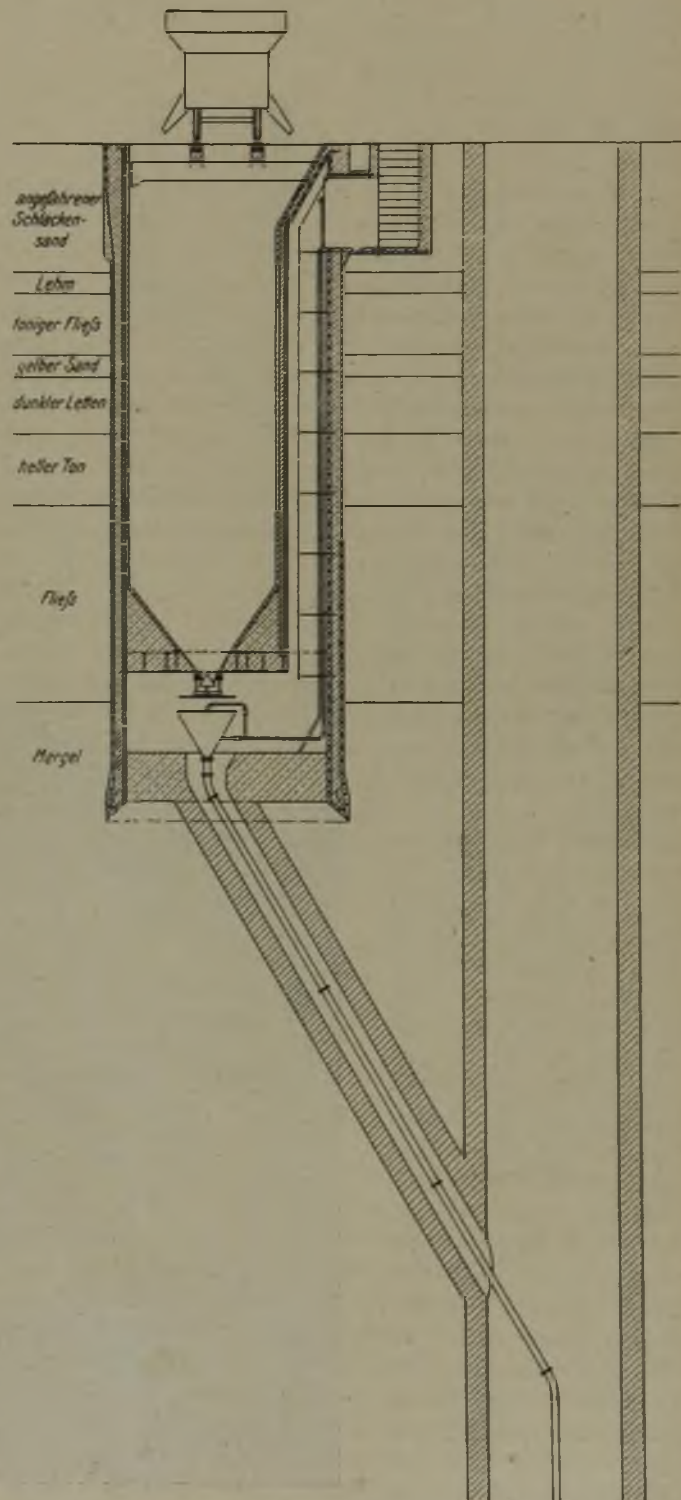


Abb. 2. Senkrechter Schnitt durch die Spülschachtanlage.

<sup>1</sup> Die Arbeiten wurden von der Firma Heinrich Butzer in Dortmund ausgeführt.

Öffnung  $d$  angebracht wird. Der durch den eingebauten Deckel entstandene, nach unten offene Raum  $e$  bildet dann die Taucherglocke (Caisson). In die Glocke  $e$ , die vollständig luftdicht abschließt, wird Preßluft ein-geblasen, die das Wasser oder den Schwimmsand zurück-drängt. Um den Verkehr zwischen der Glocke, dem Arbeitsraum, und der äußern atmosphärischen Luft herzustellen, ist eine auf schmiedeeiserne Rohre  $f$  aufgesetzte Preßluftschleuse über Tage vorgesehen. Sie ist in zwei Kammern  $g$  und  $h$  geteilt, die durch eine Tür miteinander verbunden sind. Aus der Kammer  $g$  führt wieder eine luftdicht schließende Tür nach außen in die freie Luft.

Um auf die Sohle des Schachtes zu gelangen, tritt man in die Kammer  $g$ , schließt hinter sich die Tür und öffnet einen Lufthahn, der die beiden Kammern  $g$  und  $h$  verbindet. Sobald sich hierdurch der Luftdruck in dem Preßluft-raum  $h$  und dem Vorraum  $g$  ausgeglichen hat, kann die Zwischentür zwischen den Kammern  $g$  und  $h$  geöffnet werden, und man gelangt auf eisernen Fahrten, die innerhalb der Rohre  $f$  eingebaut sind, auf die Sohle des Schachtes.

Die beim Abteufen gewonnenen Gebirgsmassen werden in Förderkübeln hochgezogen und durch die Materialschleuse  $i$ , die ebenfalls in 2 Kammern geteilt ist, zutage ge-fördert.

Beim Abteufen des Vor-ratsschachtes Alma IV ging man in folgender Weise zu Werke: Wie oben bereits erwähnt wurde, bestand die oberste durchteufende Schicht (s. Abb. 2) aus angeschüttetem Schlackensand mit einer Mächtigkeit von 3,25 m. Nachdem dieser Schlackensand mit einer geringen Böschung ausgehoben worden und der da-runter lagernde Lehm erreicht war, wurde der aus 4 Segmenten bestehende gußeiserne Senkschuh zusammengesetzt (s. Abb. 3). Auf dem Senkschuh wurde der aus eisenarmiertem

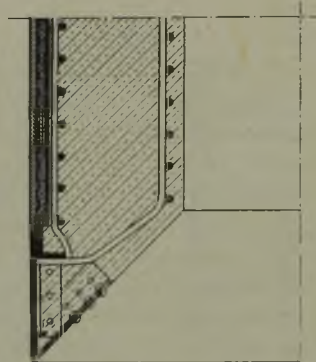


Abb. 3. Senkrechter Schnitt durch den Senkschuh.

Beton von 35 cm Wandstärke bestehende Schachtringkörper zunächst bis zu einer Höhe von 8 m (3,5 m unter und 4,5 m über der Rasenhängebank) aufgebaut (s. Abb. 4). In einer Höhe von 3 m über der Schachtsohle brachte man den aus Stampfbeton zwischen I-Trägern hergestellten Deckel mit dem Schachtringkörper in Verbindung, so daß dieser mit dem Deckel ein aus eisenbewehrtem Beton bestehendes festes Gefüge bildete. Das Mischungsverhältnis des Betons war 1 Teil Zement auf 4 Teile Rheinkies.

Bei der Herstellung des Schachtringkörpers wurde in der Weise verfahren, daß man zuerst eine innere kreisrunde Verschalung herrichtete und sodann die aus waagrechten und senkrechten Rundenisen von 20 mm Dicke bestehende Eisenbewehrung an den Innen- und Außenflächen anbrachte (s. Abb. 3). Hierauf wurde eine äußere Verschalung hergestellt und der gebildete Hohlkörper mit ziemlich flüssigem Beton ausgegossen. Nach 8 Tagen wurde die Schalung entfernt, und nach 14 Tagen war der Beton erhärtet, so daß man mit dem Senken beginnen konnte.

Von größter Bedeutung war es, den Betonzylinder nach dem Abbinden vollständig wasserundurchlässig zu machen. Die äußere Schachtmantelfläche wurde daher vor dem Senken über Tage geglättet und mit 2 Lagen Asphaltfilzplatten mit Bitumen beklebt. Die Isolierschicht erhielt dann zum Schutz gegen Beschädigungen während des Senkens eine 3,5 cm starke Zementschicht mit Streckmetalleinlage. Diese äußere wasserdichte Ummantelung des Schachtkörpers ist dem sonst gebräuchlichen wasserdichten Zementverputz an der Innenseite vorzuziehen, weil der innere



Abb. 4. Ansicht des Schachtes während der Herstellung des Schachtringkörpers.

Verputz beim Einspitzen der Löcher für die Schachthölzer regelmäßig beschädigt wird und leicht durch den von außen wirkenden Wasserdruck abgelöst werden kann.

Wie bereits erwähnt wurde, soll der Schacht als Vorratstrichter zur Aufnahme von gemahlener Hochofenschlacke dienen. Daher bestand die Gefahr, daß die kieselsäurereiche Hochofenschlacke bei längerem Stehen in dem Vorratsschacht mit dem kalkreichen Beton abbinden oder ihn zerstören würde. Zum Schutz des Betons hat man daher die Innenflächen des Schachtmantels mit säurebeständigen Eisenklinkern ausgekleidet (s. Abb. 2), deren glatte Oberfläche ein Festsetzen der Spülmassen an den Wänden ausschließt.

Nachdem so der Schachtzylinder in einer Höhe von 8 m hergestellt war, wurden die schmiedeeisernen Rohre / (s. Abb. 1) auf die Öffnung *d* des Glockendeckels *c* aufgesetzt und die Luftschleusen mit den verschiedenen Kammern eingebaut. Dann begann man mit der Arbeit auf der Schachtsohle, dem eigentlichen Abteufen, und dem Senken des Schachtes. Durch die Luftklappe *k* wurde allmählich Druckluft unter die Glocke gelassen. Das Gewicht des 8 m hohen Schachtzylinders genügte zunächst, den zum Zurückhalten des zusitzenden Wassers und Fließsandess notwendigen Luftdruck in der Glocke und die Reibung an den Schachtwänden beim Senken zu überwinden. Bei größerer Teufe mußte die Belastung durch schwere Eisenteile vergrößert werden.

Für den Fall, daß sich der Luftdruck in der Glocke und das Gewicht des Schachtzylinders mit der hinzukommenden Reibung an den Wänden das Gleichgewicht hielten und sich der Schacht infolgedessen nicht tiefer senkte, konnte man durch Öffnen eines im Glockendeckel angebrachten Ventils den Luftdruck vermindern und das Übergewicht des Schachtzylinders vergrößern. Dabei war es belanglos, wenn sich für kurze Zeit auf der Schachtsohle etwas Wasser ansammelte. Sobald das Ventil im Deckel wieder geschlossen war, wurde das Wasser durch den höhern Luftdruck wieder in die Schachtstöße zurückgedrängt, so daß die Kübelförderung nicht zu Hilfe genommen zu werden brauchte.

Auf der Sohle waren je 6 Mann in zwölfstündigen Schichten mit dem Ausschachten beschäftigt. Es wurde so gearbeitet, daß die Mitte der Schachtsohle dem äußern Rand, auf dem der Senkschuh ruhte, immer etwas voraus war. Dadurch erreichte man, daß der Schuh stets die am Rande stehengebliebene Bergfeste nach der Mitte zu drängte und sich infolgedessen allmählich senkte. Mit Hilfe eines in der Mitte des Schachtes angebrachten Lotes konnte das senkrechte Senken beobachtet werden. Eine Entfernung der Arbeiter von der Schachtsohle während des Senkens war nicht erforderlich.

Die auf der Schachtsohle gewonnenen Massen von Sand und Kies wurden im Förderkübel von einer elektrischen Winde durch die Förderrohre hochgezogen und in der Schleuse abwechselnd in eine der beiden Förderhosen gestürzt. Durch Schließen des obern und Öffnen des untern Deckels wurden die Förderhosen wieder

entleert. In der Preßluftschleuse waren zur Bedienung der Winde und zur Materialförderung 3 Mann tätig.

Nachdem so 8 m abgeteuft waren, wurde der Betonzylinder über Tage um 8 m erhöht und weiter in der beschriebenen Weise verfahren, bis die geplante Teufe von 16,75 m erreicht war und der Schacht etwa 3 m in festem Mergel stand.

Sämtliche Arbeiten konnten ohne Betriebsstörung ausgeführt werden. Beim Abteufen wurde eine Arbeitsleistung von 1 m in 24 st erzielt. Der höchste Luftdruck betrug 1,3 at = 13 m Wassersäule. Er wurde beim Senken dem Steigen der Wassersäule entsprechend erhöht, d. h. stets dem Wasserdruck gleich gehalten.

Nach dem Abteufen wurden die schmiedeeisernen Rohre und die Schleuseneinrichtung ausgebaut. Der Vorratsschacht erhielt Trichterform (s. Abb. 2), der Glockendeckel konnte als Trichterboden benutzt werden. Der kreisrunde Schacht ist durch eine senkrechte Eisenbetonwand in zwei Trumme geteilt. In dem kleinern Trumm sind eiserne Fahrten angebracht, auf denen man unter den Vorratsschacht zum Mischer gelangen kann. Die Abb. 2 zeigt die fertige Spülversatzanlage. Die Verbindung zwischen dem Vorratsschacht und dem eigentlichen Spülschacht ist im festen Mergel ohne Anwendung von Preßluft hergestellt und mit Stampfbeton mit Eiseneinlagen ausgebaut worden. An dem obern Ende des Verbindungsstückes unter dem Vorratsbehälter befindet sich der Mischtrichter, von dem aus die Versatzmassen, mit Wasser vermischt, durch die Rohre in den Spülschacht und in die Grubenbaue gelangen.

Über Tage ist der Vorratsschacht durch ein eisernes Gitter abgedeckt und darüber ein Gleis gelegt worden, so daß die gemahlene Hochofenschlacke unmittelbar aus den Talbotwagen in den Schacht entladen werden kann. An dem Trichterboden des Vorratsschachtes ist ein Kegelventil angebracht, mit dem das Entladen der Versatzmassen auf den Mischtrichter geregelt wird.

Der Vorratsschacht faßt, wie schon oben erwähnt wurde, rd. 300 t Versatzmassen. Bei der ziemlich erheblichen Höhe und dem dadurch bedingten Druck besteht die Gefahr, daß sich die Versatzmassen bei längerem ruhigem Lagern in dem gefüllten Behälter festsetzen und zusammenbacken. Man hat daher von dem Fahrtrumm aus in der Betonwand in geringen Abständen Löcher mit verschließbaren Klappen angebracht, durch die man das Versatzgut mit eisernen Stangen auflockern kann.

Das Preßluftverfahren hat sich in der beschriebenen Ausbildung durchaus bewährt; während des Abteufens sind in der Umgebung des Schachtes nicht die geringsten Bodensenkungen eingetreten.

Ein großer Vorzug ist bei dem angewandten Verfahren auch in der Bauart des Schachtzylinders aus Eisenbeton gegenüber den bisher aus Mauerwerk hergestellten Senkschächten zu erblicken.

Die Leistung eines Mannes beim Betonausbau beträgt in der Schicht annähernd 2 cbm, bei Mauerung

dagegen nur 1 cbm. Der Betonausbau bringt daher nicht nur eine wesentliche Zeit-, sondern auch eine ziemlich erhebliche Kostenersparnis mit sich, zumal die Stärke der Eisenbetonwand nur 35 cm beträgt.

Der Luftdruck [in der Glocke, der im vorliegenden Fall 1,3 at nicht überstieg, hat keinerlei schädigenden Einfluß auf die Gesundheit der in zwölfstündiger Schicht beschäftigten Arbeiter ausgeübt. Nach den bisher vorhandenen Erfahrungen bei Arbeiten unter Preßluft ohne gleichzeitige Zufuhr von frischer atmosphärischer Luft liegt die Grenze des Druckes, den der menschliche Körper auf die Dauer von 4 bis 6 Arbeitsstunden auszuhalten imstande ist, bei etwa 3 at = 30 m Wassersäule oder 30 m Teufe.

Neuere Versuche scheinen jedoch zu beweisen, daß man noch tiefer gehen kann.

Eine englische Kommission, besonders Dr. Haldane, Professor an der Universität Oxford, hat durch Versuche festgestellt, daß nicht der hohe Luftdruck, sondern die bei größerer Teufe meist zu geringe Luftzufuhr und der dadurch bedingte verhältnismäßig zu hohe Kohlen säuregehalt Atmungsbeschwerden und damit schlechtes Befinden und Erkrankung des Arbeiters hervorrufen<sup>1</sup>. Bis zu welcher Teufe man beim Schachtabteufen unter Preßluft mit gleichzeitiger Zufuhr von frischer atmosphärischer Luft gehen kann, wäre noch durch praktische Versuche zu erproben.

<sup>1</sup> vgl. Grahn und Müller: Über Taucherei in größerer Tiefe, Glückauf 1910, S. 1 ff.

## Gemeinschaftlicher Abbau nahe beieinander liegender Flöze durch streichenden Strebbau.

Von Dipl.-Bergingenieur K n e u s e, Altenbochum.

Beim Abbau nahe beieinander liegender Flöze pflegen sich insofern Schwierigkeiten einzustellen, als der Abbau des einen Flözes nicht ohne Einwirkung auf den des andern bleibt. Diese Einwirkung besteht darin, daß durch den Verhieb des einen Flözes die dem Gebirge innewohnende Spannung, welche die Gewinnung der Kohle zu erleichtern pflegt, verloren geht und für den spätern Verhieb des andern Flözes nicht mehr nutzbar gemacht werden kann; die Folge davon ist, daß die Kohle des zweiten Flözes beim spätern Verhieb fest wird und wesentlich schwieriger zu gewinnen ist. Neigen die Flöze zur Schlagwetterbildung, so findet beim Verhieb des ersten Flözes meist eine starke Entgasung statt, da das benachbarte Flöz sein Gas gleichzeitig abgibt; dagegen beobachtet man beim spätern Verhieb des zweiten Flözes gar keine oder eine nur geringe Gasentwicklung.

Diese gegenseitige Beeinflussung ist naturgemäß verschieden je nach der Art des Nebengesteins, der Mächtigkeit der Flöze und des Zwischenmittels, dem Neigungswinkel und dem Zeitabstand, in dem der Verhieb der Flöze nacheinander erfolgt. Im allgemeinen macht sich die Einwirkung desto stärker geltend, je flacher die Lagerung und je schwächer das Zwischenmittel ist.

Bei größerem Neigungswinkel (über 30°) tritt dadurch eine weitere Schwierigkeit ein, daß für den Abbau des später zum Verhieb kommenden Flözes die unversetzt gebliebenen und daher meist verbrochenen Strebstrecken des zuerst verhaueenen Flözes ganz oder teilweise wieder aufgewältigt werden müssen und sich infolgedessen schlecht halten. Geht der Abbau von einem Bremsberg aus, so kann man sich dadurch helfen, daß man die Anschläge und Strecken für das später in Angriff zu nehmende Flöz nicht in die Höhe der ersten Anschläge legt. Das ist aber bei der jetzt üblichen Vorrichtung mit Aufbrüchen nicht möglich, weil man hier an die für mehrere Flöze gemeinschaftlichen Ortsquerschläge gebunden ist.

Auf einer Zeche bei Langendreer wurden die der untern Fettkohlengruppe angehörenden Flöze Präsident und Helene, die durch ein Zwischenmittel von 0,6 bis 1,0 m getrennt sind, bei flachem Neigungswinkel in der Weise abgebaut, daß in der einen Abteilung zuerst das hangende Flöz Präsident und dann nach etwa Jahresfrist das liegende Flöz Helene mit streichendem Strebbau verhaue wurde; in der andern Abteilung erfolgte der Verhieb der Flöze in der umgekehrten Reihenfolge. In beiden Fällen zeigte sich, daß das zuerst gebaute Flöz gut zu gewinnen war und dabei eine starke Entgasung aufwies, während das später in Angriff genommene Flöz bei nur sehr geringer Entgasung infolge harter Kohle wesentlich höhere Gewinnungskosten verursachte. Ähnlich verhielten sich auf einer andern Zeche die Flöze Wellington und Karl der mittlern Fettkohlengruppe, die durch ein Zwischenmittel von 4–9 m getrennt sind; auch hier war die Kohle des später zum Verhieb kommenden Flözes wesentlich härter als die des zuerst abgebauten.

Um die geschilderten Schwierigkeiten zu vermeiden, werden auf mehreren Zechen der Gegend von Langendreer seit einigen Jahren die beiden je 1 m mächtigen, durch ein Zwischenmittel von 0,75–1,0 m getrennten und mit 35–40° einfallenden Flöze Ida und Ernestine der mittlern Fettkohlengruppe in folgender Weise abgebaut:

Nachdem in dem liegenden Flöz (Ernestine) ein Durchschlag zwischen den mit 18 m Seigerabstand getriebenen Ortsquerschlägen hergestellt ist, beginnt der Verhieb dieses Flözes derart, daß jedesmal 2 Felder von je 1,25 m Breite schwebend von unten nach oben ausgekohlt werden (s. Abb. 1). Da auf das schnelle Nachführen des Versatzes besonderer Wert gelegt werden muß, so wartet man mit dem Einbringen des Versatzes nicht so lange, bis die beiden Felder in der ganzen Strebbhöhe ausgekohlt sind, sondern kleidet, sobald der Abbaustoß etwa 6 m über der Strecke steht, das eine der beiden Felder mit Drahtgeflecht ab und



bringt den durch Rutschen zugeführten Versatz ein. Man erreicht auf diese Weise, daß stets nur ein Feld vor dem Kohlenstoß offen steht. Der obere Teil dieses offen stehenden Feldes dient zur Bergezufuhr, der untere Teil zur Kohlenabfuhr, ebenfalls mit Hilfe von Rutschen.

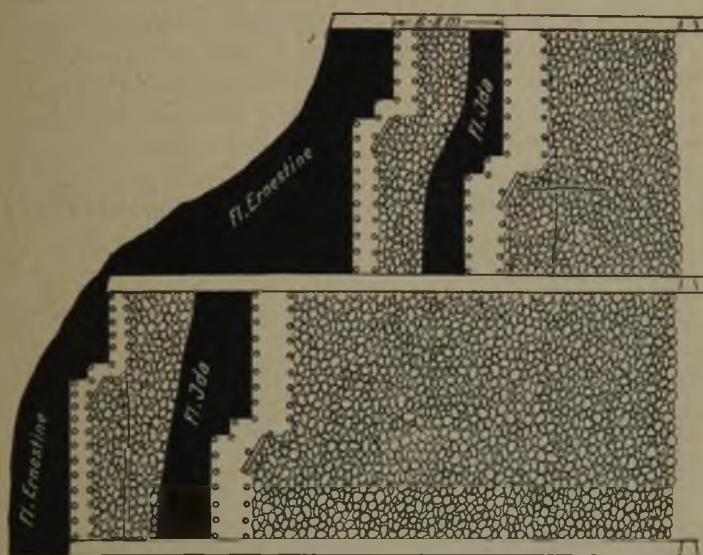


Abb. 1.

Gemeinsamer Abbau der Flöze Ida und Ernestine.

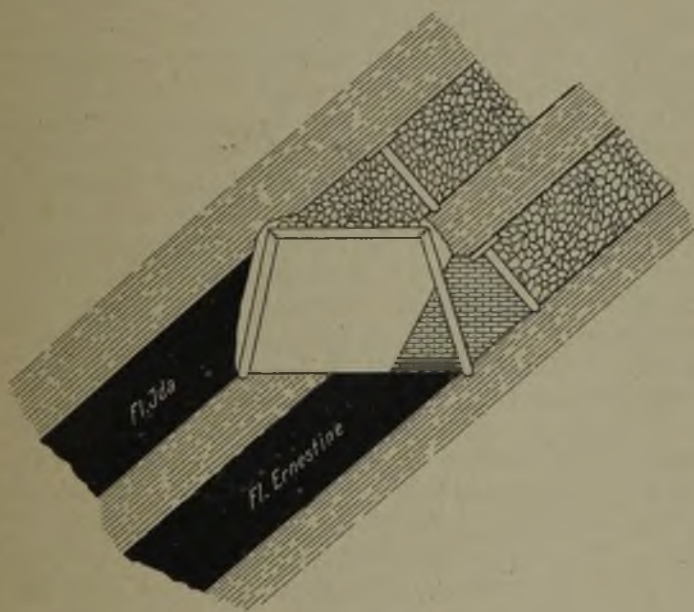


Abb. 2.

Anordnung und Ausbau der gemeinschaftlichen Strebstrecken.

Ist der Verhieb in dem liegenden Flöz 6–8 m in streichender Richtung ins Feld gerückt, so beginnt man mit dem Verhieb des hangenden Flözes in derselben Weise; jedoch kann hier der Abstand des Versatzes vom Kohlenstoß etwas größer gehalten werden als beim Verhieb des liegenden Flözes. Die für beide Flöze gemeinschaftlichen Strebstrecken (s. Abb. 2) werden so aufgeföhrt, daß man die Stempel am Oberstoß im festen Liegenden des untern Flözes,

Zahlentafel 1.

Zusammenstellung der beim getrennten Abbau der Flöze Jda und Ernestine auf der Zeche Heinrich-Gustav erzielten Leistungen.

Jahr	Förderung		Hauerleistung			
	Flöz Ida t	Flöz Ernestine t	Flöz Ida	Flöz Ernestine	Flöz Ida t	Flöz Ernestine t
1902	6 360,75	—	3 601	—	1,77	—
1903	19 560,25	—	10 628	—	1,84	—
1904	24 679,60	—	12 362	—	1,99	—
1905	6 998,20	2 741,75	3 567	1 728	1,96	1,59
1906	9 292,25	20 025,50	4 327	11 820	2,15	1,69
1907	—	15 337,30	—	8 618	—	1,76
1908	—	16 532,45	—	8 292	—	1,99
1911	23 905,15	—	9 702	—	2,46	—
1912	12 588,40	13 933,70	5 697	7 834	2,21	1,77
1913	—	13 281,95	—	8 019	—	1,66
zus.	103 384,60	81 852,65	49 884	46 311	2,072	1,768

Hauerleistung in beiden Flözen: 1,925

die Stempel am Unterstoß auf dem Zwischenmittel, das innerhalb des Streckenquerschnitts fortgenommen wird, einbühnt. Aus dem Hangenden des obren Flözes wird so viel Gestein mitgenommen, daß die Kappe ein Widerlager findet und so der Türstock gegen Verschiebung in der Fallrichtung gesichert ist; außerdem wird, um das sonst leicht eintretende Abrutschen des Zwischenmittels zu verhüten, am Oberstoß eine dem Verhieb der beiden Flöze unmittelbar folgende Trockenmauer nachgeföhrt, die für die Aufrechterhaltung der Strecken wesentliche Dienste leistet. Die flache Strebhöhe beträgt 20 bis 25 m; man nimmt so viele Doppelstrecken übereinander in Angriff, daß die Leistungsfähigkeit des Aufbruchs voll ausgenutzt wird.

Zahlentafel 2.

Zusammenstellung der beim gemeinsamen Abbau der Flöze Ida und Ernestine auf der Zeche Heinrich-Gustav erzielten Leistungen.

Jahr	Förderung t	Hauerleistung	
		schichten	leistung t
1912	4 808,65	2 402	2,002
1913	19 183,45	9 533	2,012

Der Abbau hat sich bewährt; sein Vorzug liegt nicht nur darin, daß die eingangs erwähnten Schwierigkeiten fortfallen, sondern auch in der Konzentration der Gewinnung, die eine gute Beaufsichtigung, einfache Bewetterung, Einschränkung der unproduktiven Arbeiten usw. gewährleistet. Die Entgasung ist in beiden Flözen gleichmäßig und kann leicht unschädlich gemacht werden.

Aus der Zahlentafel 1 ist zu ersehen, wie erheblich sich auf der Zeche Heinrich-Gustav bei dem frühern getrennten Abbau die in den Flözen Ida und Ernestine

erzielten Leistungen, berechnet auf die Hauerschicht, voneinander unterschieden haben. Die Minderleistung beim Abbau des Flözes Ernestineb etrug im Durchschnitt rd. 15%.

Bei dem jetzigen gemeinschaftlichen Abbau (s. Zahlentafel 2), bei dem eine getrennte Berechnung der Leistung

in beiden Flözen nicht mehr möglich ist, da ein gemeinsames Gedinge besteht, wird dagegen schon jetzt eine höhere Durchschnittsleistung erzielt, obwohl der Abbau noch jung ist. Eine weitere Steigerung der Leistung ist zu erwarten, sobald sich die Leute an die Abbauart gewöhnt haben.

## Bericht des Vereins für die Interessen der Rheinischen Braunkohlen-Industrie über das Jahr 1912.

(Im Auszuge.)

Die Braunkohlenförderung im Oberbergamtsbezirk Bonn einschl. der Westerwälder Gruben betrug im Berichtsjahr 17 611 000 t, und ist damit gegen das Ergebnis des Vorjahrs um 2 647 000 t = 17,7% gestiegen.

In den letzten 10 Jahren hat sich die Braunkohlenförderung des Bezirks wie folgt entwickelt.

Jahr	Förderung 1000 t	Jahr	Förderung 1000 t
1903 . . .	6 080	1908 . . .	12 611
1904 . . .	6 800	1909 . . .	12 303
1905 . . .	8 050	1910 . . .	13 084
1906 . . .	9 707	1911 . . .	14 964
1907 . . .	11 623	1912 . . .	17 611

Für diesen Zeitraum ist demnach eine Zunahme um 11,5 Mill. t oder 190% zu verzeichnen.

In den einzelnen Vierteljahren der letzten beiden Jahre stellten sich die Förder- und Belegschaftsziffern folgendermaßen.

	Förderung		Belegschaft	
	1911	1912	1911	1912
	1000 t			
1. Vierteljahr . .	3 773	4 369	9 775	10 465
2. „ . . . . .	3 375	4 003	9 550	10 740
3. „ . . . . .	3 626	4 369	9 515	10 490
4. „ . . . . .	4 184	4 869	10 515	10 805

Die Belegschaft zählte im Durchschnitt des Berichtsjahres 10 650 Mann gegen 9840 im Vorjahr und zeigt also wieder eine größere Zunahme, die jedoch die weit stärkere Steigerung der Förderung nicht erreicht. Die Zunahme der letztern in den einzelnen Jahresvierteln war bis zum 3. Vierteljahr ganz stetig und würde dies auch im letzten gewesen sein, wenn in diesem nicht der Wagenmangel hindernd aufgetreten wäre. Der wachsende Absatz hat allmählich die Leistungsfähigkeit der Gruben ziemlich erreicht, und es hat sich ein Bedürfnis zur Ausdehnung der bestehenden Anlagen fühlbar gemacht.

Die eigene Statistik des Vereins umfaßt zwei Werke mehr als im Vorjahr. Sie verzeichnet eine Förderung von 16 728 000 t oder 2 592 000 t = 18,3% mehr als in 1911; davon haben dem Selbstverbrauch gedient 5 001 000 t = 29,9% und sind zu Briketts verarbeitet worden 10 363 000 t = 61,9%. An Rohkohle sind ein-

schließlich der Lieferungen an die eigenen Nebenbetriebe abgesetzt worden 1 335 000 t oder 204 000 t mehr als im Vorjahr, davon über Land und an dritte Betriebe auf der Grube 507 000 t, mit der Eisenbahn 828 000 t. Der Absatz von Rohkohle hat gegen das Vorjahr zwar um mehr als 200 000 t zugenommen, erreicht aber immer noch nicht den zehnten Teil der steigenden Gesamtförderung. Dagegen kommt in der verhältnismäßig größeren Zunahme des Absatzes über Land und an dritte Betriebe auf der Grube von 365 000 t auf 507 000 t, d. i. um 142 000 t = 39%, die Wirkung der Vergrößerung und Neueinrichtung von Elektrizitätswerken auf den Zechen zum Ausdruck. Diese Entwicklung wird sich im laufenden Jahr noch in verstärktem Maß fortsetzen, aber es ist auch eine Zunahme der sonstigen Lieferungen von Rohkohle zu erwarten. Die Versorgung des unmittelbar den Gruben benachbarten Gebietes wird sich also in beträchtlichem Maß in der Form elektrischer Energie, die durch den Draht übertragen wird, vollziehen, im Einklang mit dem allgemeinen Fortschritt nach dieser Richtung. Der Absatz in der Nähe ist auch unterstützt worden durch die für die Verwendung von 15- und 20-Tonnenwagen eingetretene Ermäßigung der Abfertigungsgebühr, die für Entfernungen unter 50 km auch dem Rohstofftarif gegenüber wirksam wird. In der Verwendung von Rohkohle zur Vergasung und der Ermöglichung eines wirtschaftlichen Betriebes gegenüber der Verbrennung auf dem Rost ist noch kein Fortschritt eingetreten.

Die Herstellung von Braunkohlenbriketts in Deutschland stieg im Berichtsjahr von 16,84 Mill. auf 19,09 Mill. t, d. i. um 2,2 Mill. t = 13,2%, gegenüber einer Zunahme im Vorjahr von 11,3% und nur 1,9% im Jahre 1910. Noch stärker war die Steigerung im Oberbergamtsbezirk Bonn, in dem 5 023 000 t oder 791 000 t = 18,4% mehr Briketts hergestellt wurden als im Vorjahr, gegenüber einer Zunahme von 16,6% in 1911 und nur 6,3% in 1910. Der Anteil des Bezirks an der deutschen Gesamterzeugung ist damit auf 26,4% gestiegen.

Der Absatz hat in den Frühjahrsmonaten durch den Ausstand an der Ruhr eine Unterstützung erfahren, er zeigte dann das übliche Abfallen in den Sommermonaten, begann sich aber schon im August wesentlich

zu heben und war in den folgenden Monaten außerordentlich stark. Der Wagenmangel hat allerdings verhindert, daß der Bedarf voll befriedigt wurde, und es sind auch die Vorräte am Jahresschluß nicht ganz geräumt gewesen. Der Landabsatz hat seine steigende Bewegung fortgesetzt und die Ziffern des Vorjahrs wieder nicht unbeträchtlich überholt. Auch die Ausfuhr von Braunkohlenbriketts hat sich im Berichtsjahr weiter gehoben, u. zw. um rd. 40 000 t auf 555 000 t; die Zunahme verteilt sich ziemlich gleichmäßig auf sämtliche Absatzgebiete. Zu bedauern ist, daß die frühern ermäßigten Ausfuhrtarife immer noch nicht wiederhergestellt sind. Die letzte Entschließung des Landeseisenbahnrats, die dahin geht, daß zwar die fiskalischen Gruben an der Saar eine Unterstützung nach der Richtung gebrauchen könnten, die übrigen Bergbaubezirke ihrer aber nicht bedürften, ist vollends unverständlich. Der Schiffsversand auf dem Rhein ist durch die günstigen Wasserstandsverhältnisse im abgelaufenen Jahr, die fast durchweg volle Belastung gestatteten, wesentlich unterstützt worden. Es sind 450 000 t gegen nicht ganz 330 000 t im Vorjahr abgefahren worden, und seit Juni wurde die monatliche Ziffer von 40 000 t nicht mehr unterschritten. Die Bestrebungen des Syndikats, durch Lieferung ab ober-rheinischem Lager und Umschlagsplatz den dortigen Verbrauch, namentlich in der Richtung eines stärkern Sommerbezugs zu unterstützen, sind weitergeführt worden, stehen aber noch vor ihrer endgültigen Ausgestaltung. Die Verladungen stromabwärts haben etwas zugenommen, spielen jedoch immer noch gegenüber dem Versand zu Berg nur eine ganz untergeordnete Rolle.

Die im Braunkohlen-Brikett-Verkaufsverein zusammengeschlossenen und ihm angegliederten rheinischen Werke verzeichneten im Berichtsjahr eine Brikettproduktion von 4 574 000 t gegen 3 962 000 t im Vorjahr, d. s. 612 000 t = 15,4% mehr. Der Absatz betrug 4 675 000 t gegen 4 003 000 t, d. s. 672 000 t = 16,8% mehr. Der Absatz hat also die Herstellung um mehr als 100 000 t überschritten, so daß die Vorräte am Jahresschluß eine beträchtliche Abnahme zeigten. In den Preisen ist im Laufe des Berichtsjahrs keine Änderung eingetreten. Der Bedarf hat die Leistungsfähigkeit der Gruben und der Brikettfabriken fast voll in Anspruch genommen; es sind daher auch Ausdehnungen der bestehenden sowie die Errichtung neuer Betriebe im Gang. Im Zusammenhang hiermit ist die Erneuerung des Braunkohlen-Brikett-Verkaufsvereins schon jetzt in Angriff genommen worden. Es soll versucht werden, sämtliche Gruben darin einzubeziehen. Daneben wird es sich darum handeln, eine besondere Gesellschaft zu begründen zur Verwaltung des eigenen Vermögens des Verkaufsvereins, bestehend in dem Felderbesitz, einer Reihe betriebener Gruben, den Hafen- und Lager-einrichtungen usw.

Die nachstehenden Angaben aus der amtlichen Statistik zeigen für die Gesamtheit der Werke die Entwicklung der Briketherstellung und des Absatzes vom Jahre 1890 ab.

Der Absatz von Braunkohlenbriketts zum Verbrauch in der Industrie nimmt dauernd zu und hat im Berichts-

Jahr	Gesamt- er- zeugung t	Gesamt- absatz t	davon			
			Land- absatz t	insges. t	nach Holland und der Schweiz t	in Deutsch- land t
1890	122 990	121 990	17 910	104 080	69 130	28 980
1900	1 274 800	1 268 200	114 000	1 154 200	185 700	929 900
1905	2 020 700	2 171 200	198 000	1 973 200	269 200	1 641 800
1907	2 962 600	2 979 400	226 800	2 752 600	335 900	2 315 000
1908	3 335 000	3 099 700	278 900	2 820 800	342 000	2 374 700
1909	3 284 800	3 378 600	312 400	3 066 200	377 700	2 583 600
1910	3 639 500	3 655 000	317 700	3 337 300	364 100	2 855 100
1911	4 230 400	4 249 600	343 700	3 905 900	389 800	3 366 700
1912	5 032 800	5 143 000	375 400	4 767 600	403 300	4 212 600

jahr ungefähr 1,75 Mill. t betragen; er dürfte bald zwei Drittel des Absatzes für Hausbrandzwecke ausmachen. Auch die Verfeuerung von Briketts auf dem Rost macht Fortschritte; bei ihr spielt die Frage der Rauchverhütung eine große Rolle, auch die Tatsache einer beträchtlichen Rauchabschwächung bei gemischter Feuerung mit Steinkohle kommt ihr zustatten. Von großer Bedeutung ist die Vergasung von Braunkohlenbriketts, die sich zu den verschiedensten Verwendungszwecken immer mehr und in immer entferntern Gebieten einführt. Es ist zu wünschen, daß der auch für Braunkohlenbriketts eingeführte Notstandstarif nach dem Siegerland und den benachbarten Gebieten auch für andere Hüttenzwecke als die Verwendung im Martinbetrieb zugestanden wird; es wäre das namentlich für die Puddelwerke in jener Gegend eine große Unterstützung. In der Verwendung von Briketts zu Hausbrandzwecken ist die aufsteigende Linie naturgemäß weniger stark; ihre Vorzüge namentlich auch für Dauerbrandheizung in einfachen Öfen kommen aber doch immer mehr zur Geltung. Auch der Umstand, daß sich angesichts der gleichmäßigen Pressung von Pfundbriketts der kleine Käufer seinen Bedarf nach Stückzahl eintun kann und damit eine leichtere Nachprüfung auch dem Händler gegenüber hat, unterstützt deren Einführung. Wie denn überhaupt das Braunkohlenbrikett in hervorragendem Maß der Brennstoff des kleinen Mannes ist, der nach dem unmittelbaren Bedarf einkauft und damit den Handel nötigt, diesen Schwankungen zu folgen, die je nach der Witterung so groß sind, daß der den Verbrauch unmittelbar bedienende Händler sich entsprechende Lagerräume gar nicht halten kann und auch der Großhändler nur in beschränktem Maß hierzu in der Lage ist. Der Absatz in Hausbrandbriketts wird also immer vorwiegend ein Saisongeschäft bleiben, und die Gruben sorgen ja auch durch Lagerung an der Zeche dafür, daß sie auf die so entstehenden Schwankungen und den stärkern Winterbezug eingerichtet sind.

Die Bestrebungen, mit Braunkohlenbriketts auch Zentralheizungsöfen zu bedienen, zeigen einen erfreulichen Fortschritt.

Die Arbeiterverhältnisse waren im Berichtsjahr stetig, das Angebot von Leuten war im ganzen etwas geringer und an gelernten Arbeitern bestand immer noch Mangel. Dem Minderbedarf an Kohlenhauern

infolge der vermehrten Verwendung von Maschinen zur Kohlegewinnung stand eine gesteigerte Nachfrage nach diesen Arbeitern für neu in Abbau kommende Grubenfelder gegenüber. Die Belegschaft hat im Berichtsjahr gegen das Vorjahr um 785 Mann zugenommen. Die steigende Bewegung der Löhne hat sich fortgesetzt und ein etwas rascheres Zeitmaß angenommen. Für das Berichtsjahr und die Vorjahre ergibt sich nach der amtlichen preußischen Statistik von den Löhnen der verschiedenen Arbeiterklassen das folgende Bild.

Jahr	Sämtliche Arbeiter	Eigentliche Bergarbeiter	Fabrikarbeiter
	ℳ	ℳ	ℳ
1907	3,93	4,28	3,67
1908	4,00	4,33	3,76
1909	3,95	4,36	3,69
1910	3,92	4,35	3,69
1911	3,99	4,48	3,73
1912	4,10	4,65	3,83
davon 1. Vierteljahr	4,02	4,52	3,81
2. " "	4,11	4,69	3,79
3. " "	4,13	4,71	3,83
4. " "	4,15	4,69	3,89

Die Löhne, namentlich auch der eigentlichen Bergarbeiter, sind seit 1910 in stetigem Ansteigen und haben den Durchschnitt des Hochkonjunkturjahres 1907 bereits erheblich überschritten; dasselbe gilt auch für die Fabrikarbeiter, und eine weitere Steigerung ist zu erwarten. Nach der eigenen Statistik des Vereins, die nicht sämtliche Gruben umfaßt und deshalb mit der amtlichen nicht ganz übereinstimmt, betrug der Durchschnittslohn für sämtliche Leute im Jahre 1907: 4,01, 1908: 4,02, 1909: 3,97, 1910: 3,98, 1911: 4,05, 1912: 4,15 ℳ.

Die Arbeiterzahl der Gruben des Vereins betrug im 1. Vierteljahr 9070 Mann, im 2. 9515, im 3. 9250, im 4. 9395, im Jahresdurchschnitt 9305 gegen 8355 und 8510 in den beiden Vorjahren. Sie hat die bisherige Höchstziffer von 8990 Mann im Jahr 1909 jetzt überschritten; dabei betrug aber die Förderung damals 12,06 Mill. t gegen 16,73 Mill. t im Berichtsjahr. Die Wirkung des Fortschritts der maschinellen Kohlegewinnung dürfte daraus deutlich zu erkennen sein. Die Gesamtlohnsumme betrug 11,79 Mill. ℳ gegen 10,26 und 10,20 Mill. ℳ in den beiden Vorjahren. Die Lohnentwicklung im einzelnen seit dem Jahre 1895 ergibt sich aus der nachstehenden Zusammenstellung.

Jahr	Durchschnittlicher Schichtverdienst der			
	erwachsenen Grubenarbeiter		erwachsenen Fabrikarbeiter	
	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
1895	2,56	1,10	2,38	1,36
1900	3,55	1,86	3,11	1,77
1904	3,57	1,60	3,02	1,60
1905	3,77	1,62	3,15	1,66
1906	4,12	1,84	3,40	1,86
1907	4,35	1,99	3,65	2,03
1908	4,31	1,88	3,75	2,01
1909	4,31	1,87	3,63	1,80
1910	4,33	2,03	3,64	1,71
1911	4,44	1,80	3,69	1,80
1912	4,54	1,83	3,80	1,91

Die neue Statistik des Vereins, die die einzelnen Arbeitergruppen zutreffender erfaßt als die amtliche Statistik, ergibt seit 1907 das folgende Bild von der Entwicklung des Schichtverdienstes.

Jahr	Abraum-	Kohlen-	Sonstige	Werk-	Fabrik-	Brikett-
	ℳ	gewinnungs-	Gruben-	stätten-	arbeiter	verlader
		arbeiter	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
1907	4,05	5,23	3,96	4,14	3,65	2,03
1908	3,97	5,12	4,05	4,08	3,75	2,01
1909	4,06	5,00	4,07	4,05	3,63	1,80
1910	4,01	5,10	3,98	4,07	3,64	1,71
1911	4,13	5,21	4,01	4,15	3,69	1,80
1912	4,24	5,42	4,24	4,20	3,80	1,91

In der steigenden Bewegung des Lohnes der Abraumarbeiter kommen die Ereignisse am Balkan zum Ausdruck. Im Abraum sind verhältnismäßig am meisten fremde Arbeiter beschäftigt, und die Kriegsereignisse auf dem Balkan sowie die Kriegsbereitschaft in den Nachbarstaaten haben ein Rückströmen der ausländischen Arbeiter nach Hause verursacht. Die Löhne der erwachsenen Kohlegewinnungsarbeiter, der eigentlichen Bergleute, haben ihre Steigerung fortgesetzt und den Satz von 1907 beträchtlich überschritten; dasselbe ist bei den sonstigen Grubenarbeitern der Fall gewesen. Auch die Lohnverhältnisse der Werkstättenarbeiter haben sich weiter gebessert. Für die Fabrikarbeiter ist der Jahresdurchschnitt mit 3,80 ℳ jetzt auch über den Satz von 1908 (3,75 ℳ) hinausgegangen; das letzte Vierteljahr weist sogar einen Durchschnittslohn von 3,88 ℳ auf. Die Löhne der jugendlichen Arbeiter, der Brikettjungen, schwanken je nach dem Alter; wenn der Bedarf an Leuten größer wird, findet ein starker Übergang der kräftigern Jungen zur Förderarbeit statt. Der Belegschaftswechsel hat sich im Laufe des Berichtsjahrs weiter vermindert; er wird sich aber mit zunehmender Knappheit an Arbeitskräften erfahrungsgemäß auch wieder steigern.

Die Wohlfahrtseinrichtungen auf den Gruben sind durchgängig weiter ausgebaut worden.

Nach dem Jahresbericht des Brühler Knappschaffs-Vereins für das Jahr 1911 war die Gesamtmitgliederzahl Ende des Jahres auf 11 985 (10 970) Mann gestiegen. Diese Zunahme beruht indes im wesentlichen auf dem Anschluß des frühern Eifel- und des Mosel-Knappschaffs-Vereins, die ein Vermögen von rd. 187 000 ℳ zugebracht haben. Die Gesamteinnahme der Krankenkasse betrug 312 000 ℳ, darunter Beiträge der Mitglieder 149 000 ℳ, der Werkbesitzer 149 000 ℳ; die Ausgaben stellten sich auf 268 000 ℳ, darunter Krankengelder 114 000 ℳ, Ausgaben für Gesundheitspflege 72 000 ℳ, Krankenhauskosten 57 000 ℳ, die eigentlichen Verwaltungskosten 16 000 ℳ, der Überschuß 44 000 ℳ. Die Gesamteinnahmen der Pensionskasse betragen 223 000 ℳ, darunter Beiträge der Mitglieder 80 000 ℳ, der Werkbesitzer 79 000 ℳ, die Gesamtausgaben machten 99 000 ℳ aus, darunter Pensionen und Unterstützungen 74 000 ℳ, die eigentlichen Verwaltungskosten 13 000 ℳ, der Überschuß im Berichtsjahr belief sich auf 124 000 ℳ. Am Jahresschluß betrug

das Vermögen der Krankenkasse 152 000, der Pensionskasse unter Berücksichtigung der oben erwähnten besondern Einnahme 1 561 000 *M.* Der Bestand an Invaliden erhöhte sich durch den Anschluß der beiden andern Kassen auf 317, an Witwen auf 292 und an Waisen auf 317.

In dem Abschnitt »Gesetzgebung« behandelt der Bericht die schädigenden Wirkungen des Wertzuwachssteuergesetzes im besondern auf dem Grundstücksmarkt, geht dann auf die für die Knappschafts-Berufsgenossenschaft durch die Reichsversicherungsordnung gebotenen Veränderungen ein und erörtert weiter die Unklarheiten und Schwierigkeiten, die sich bisher bei der Handhabung des Gesetzes über die Privat-Angestellten-Versicherung ergeben haben. Die Erwartung der Angestelltenorganisationen, daß die Arbeitgeber die gesamten Beiträge bezahlen würden, zeige immer klarer, daß auch die Angestellten-Versicherung wiederum eine bedeutende Belastung der deutschen Erwerbstätigkeit darstelle, und es sei nur zu wünschen, daß in diesem sozialpolitischen Vorwärtsschreiten endlich einmal eine gewisse Verlangsamung eintrete und die Leistungsfähigkeit der Industrie mehr als bisher berücksichtigt werde.

Den Erlaß des Wassergesetzes begrüßt der Bericht, indem er ausführt: Hier hat der geschlossenen organisierte Widerstand der gewerblichen Kreise gegen manche Übertreibungen, die beabsichtigt waren, einen Erfolg gehabt, und es läßt sich nicht leugnen, daß das Gesetz auf einer mittlern Linie zustande gekommen ist und den Vorteil bringt, daß die vielen und teilweise veralteten Einzelbestimmungen der frühern Zeit nun verschwinden werden. Wesentlich für ein ersprießliches Ergebnis gerade dieses Gesetzes wird aber eine verständige Handhabung der einschlägigen Vorschriften sein und ein Zusammenarbeiten der dabei beteiligten Staats- und Selbstverwaltungsbehörden.

Die Verhältnisse im Eisenbahnwesen vom letzten Herbst geben dem Bericht zu längern Darlegungen Anlaß, aus denen das Folgende wiedergegeben sei.

Eine gewisse Lösung der Verkehrsfragen des westlichen Industriegebiets lasse sich von der Zuführung eines Teils des Verkehrs aus dem innern Ruhrbezirk heraus zu der Wasserstraße erwarten. Dafür würde der Rhein-Herne Kanal ja eine Möglichkeit bieten, es müßte dann allerdings mit einer wesentlich geringern Abgabe als der bis jetzt vorgeschlagenen von 1 Pf. für 1 tkm gerechnet werden; denn sonst wird der Verkehr, namentlich für die kürzern Strecken bis zum Rhein, sich überhaupt nicht entwickeln könnten. Eine weitere Behinderung dürfte das Schleppmonopol bringen, wenn es so durchgeführt wird, wie es jetzt beschlossen ist; die Gebühren werden dann den Wasserverkehr vollends so verteuern, daß er gegen die Eisenbahn nicht aufkommen kann. Unbegreiflicherweise hat sich die Industrie an der Ruhr in den letzten Jahren immer wieder gegen die Kanalisierung der Mosel gewandt, obgleich diese da am nachhaltigsten Abhilfe bringen könnte. Denn das 1000 t-Schiff, das auf dem Kanal fahren kann, ist auch das gegebene Transportmittel für eine kanalisierte Mosel und es würde sich also

ein Durchgangsverkehr in Koks- und Kohle aus dem innern Ruhrbezirk heraus nach den Verbrauchsstellen in Luxemburg-Lothringen entwickeln können und umgekehrt eine Erzzufuhr von dort, womit am ersten eine einigermaßen nennenswerte Entlastung der Eisenbahnen herbeigeführt werden würde, die auch für den linksrheinischen Bezirk wirksam wäre. So wie die Verhältnisse sich entwickelt haben, wird eine derartige Hilfe aber erst im Verlauf längerer Jahre eintreten können; die Mosel müßte eben erst ausgebaut werden, und es ist vielleicht noch eine Zeit unangenehmster Erfahrungen nötig, um die Erkenntnis dessen, was nach dieser Richtung nottut, allgemeiner durchdringen zu lassen.

Dem Plan, eine sog. Rheinmündung auf deutschem Gebiet zu schaffen, tritt der Bericht in folgenden Ausführungen entgegen: Die richtige Lösung der Frage der Rhein-Seeschifffahrt dürfte in der Vertiefung der vorhandenen Rinne zu finden sein, soweit dies zugänglich ist, wobei die Bestrebungen der Schweiz, die dortigen Seen, insonderheit den Bodensee, als Ausgleichsbecken zu benutzen, eine wesentliche Unterstützung bringen werden. Ebenso sollten die Holländer sich mit dem Gedanken vertraut machen, daß es für sie gar kein großes Interesse hat und nicht sonderlich lohnend ist, den ganzen, keine großen Belastungen tragenden Umschlagsverkehr in Kohle zu behalten, sondern sich mehr auf den der wertvollen Güter für die große transatlantische Fahrt beschränken. Sie würden dann von selbst bereit sein, zu der notwendigen Vertiefung der Fahrstraße des Rheins von Köln abwärts die Hand zu bieten, und sich zu deren Erreichung auch mit den Schiffsabgaben befreunden können.

In dem Abschnitt »Eisenbahntarifwesen« fordert der Bericht im besondern die Wiedereinführung der vor einigen Jahren aufgehobenen Kohlen-Ausfuhrtarife und fährt dann fort: Eine weitere Frachtermäßigung für den hiesigen Bezirk dürfte zu beanspruchen sein, wenn mit der Inbetriebnahme des Kanals Rhein-Hannover die Frachtermäßigungen in Kraft treten, die für den Verkehr zwischen der Ruhr und Lothringen als Ersatz für das Unterbleiben des Ausbaues der Mosel eingeführt werden sollen. Es ist selbstverständlich, daß auch für die Brikettsendungen aus dem hiesigen Bezirk in die in Betracht kommenden Gegenden ebenfalls ermäßigte Tarife zu gewähren sind, wie ja auch bei den Verhandlungen darüber zugesagt worden ist, daß die gegenseitige Stellung der verschiedenen Industriebezirke durch die in Rede stehenden Verbilligungen keine Verschiebungen erfahren solle.

Über die im Berichtsjahr erfolgten Veränderungen der Eisenbahnverhältnisse im engern Bezirk des Vereins sind dem Bericht noch die folgenden Angaben zu entnehmen: Die Bergheimer Kreisbahnen und die anschließenden Linien sind in Staatsbetrieb übergegangen; die damit verbundene Änderung in den Tarifen hat eine kleine Erleichterung gebracht. Außerdem werden die zu bauenden Entlastungsbahnen für den großen Verkehr zwischen der Ruhr und Lothringen die Umgestaltung der Strecken von Neuß in der Richtung auf die Ahr bringen, womit die entsprechenden Linien

der Bergheimer Kreisbahn auf eine zweigleisige Vollgüterbahn umgebaut werden. Daneben geht der Ausbau der Strecke Köln—Grevenbroich zu einer zweigleisigen Vollbahn, wozu noch weitere Verbesserungen kommen. Es steht zu hoffen, daß bei den damit notwendigen Umbauten einer Reihe von Grubenanschlußbahnen ihren Besitzern keine zu großen Kosten auferlegt werden;

denn der Anlaß zu diesen Umbauten liegt ja in der Veränderung der Staatsbahnstrecken und beruht nicht in erster Linie auf den Bedürfnissen der Gruben selbst.

Die nachfolgende, von dem Verein für das Jahr 1912 aufgestellte Statistik erstreckt sich auf dieselben Werke wie im Vorjahr, umfaßt aber nicht alle Betriebe des Bezirks.

	1900	1905	1909	1910	1911	1912
Förderung von Braunkohle . . . . . t	5 099 500	7 896 100	12 064 000	12 596 800	14 136 300	16 727 800
Absatz von Rohbraunkohle . . . . . t	807 000	1 035 100	1 098 300	1 097 700	1 130 600	1 334 700
Selbstverbrauch und Verarbeitung . . . . . t	4 577 100	7 091 800	11 158 400	11 590 000	13 007 700	15 364 000
Herstellung von Braunkohlenbriketts . . . . . t	1 256 900	2 023 000	3 241 400	3 514 500	4 019 400	4 793 700
Gesamtabsatz von . . . . . t	1 208 300	2 152 600	3 344 700	3 516 900	4 003 250	4 896 800
Landabsatz von . . . . . t	133 900	177 100	301 600	306 400	328 100	361 900
Lagerbestände an Briketts						
am Ende des 1. Vierteljahrs . . . . . t	1 100	50 200	203 200	212 600	176 800	73 800
" " " 2. " . . . . . t	33 600	136 800	293 500	273 900	304 200	275 800
" " " 3. " . . . . . t	73 800	157 200	278 600	247 900	384 300	292 000
" " " 4. " . . . . . t	36 100	7 900	188 100	174 500	151 300	57 600
Zahl der beschäftigten Arbeiter . . . . .	5 096	5 283	8 990	8 510	8 354	9 307
Summe der gezahlten Löhne . . . . . M	4 829 600	5 281 700	10 415 000	10 196 500	10 257 900	11 791 100

## Technik.

**Neues direktes Ammoniak-Gewinnungsverfahren ohne Destillation.** Der Aufsatz von Heck: »Die Vorzüge des direkten Ammoniak-Gewinnungsverfahrens gegenüber den alten indirekten Verfahren«<sup>1</sup> veranlaßt mich zur Besprechung einer neuen Vorrichtung, durch die es ermöglicht wird, das schwefelsaure Ammoniak auf direktem Wege, d. h. unter Wegfall der Destillation, herzustellen. Da auch bei diesem Verfahren, wie bei allen in dem genannten Aufsatz angeführten, das schwefelsaure Ammoniak durch Einleiten des Gases in einen mit Schwefelsäure beschickten Sättiger erhalten wird, so beschränkt sich die eigentliche Neuerung auf eine Vorrichtung zur Entteerung des Gases vor Eintritt in den Sättiger. Das früher allgemein gebräuchliche Verfahren, das eine Verarbeitung des gesamten im Gas enthaltenen Ammoniaks durch Destillation nötig machte, wurde als zu umständlich und zu kostspielig im Betrieb zum größten Teil verlassen.<sup>2</sup>

Wie in der genannten Arbeit ausgeführt worden ist, war Brunck der erste, der ein direktes Verfahren anstrebte, indem er mit vollständiger Umgehung der Destillation das heiße, fast noch sämtliches Ammoniak und viel Teer enthaltende Gas in den Sättiger leitete, um Sulfat zu gewinnen; dieses Verfahren scheiterte daran, daß der bei der hohen Temperatur noch im Gase vorhandene Teer mit in den Sättiger gelangte und die Bildung eines geeigneten, verkaufsfähigen Salzes verhinderte. Die weiteren Bestrebungen, ein verkäufliches Salz auf direktem Wege herzustellen, führten auf verschiedenen Wegen zu Verfahren und Vorrichtungen, die sich als für die Praxis mehr oder weniger brauchbar erwiesen und darin Eingang fanden. Vor allen Dingen mußte der Teer aus dem Gas vor dessen Eintritt in den Sättiger praktisch entfernt werden. Dieser Zweck wurde auch zufriedenstellend auf zwei sich scharf voneinander unterscheidende Arten erreicht.

Auf die eine Art wurde der Teer durch Abkühlung entfernt und das Gas mit dem darin verbleibenden Ammoniak dem Sättiger zugeführt, während das bei der Abkühlung entfallende Ammoniakwasser der Destillation unterworfen wurde. Das abgetriebene Ammoniak trat

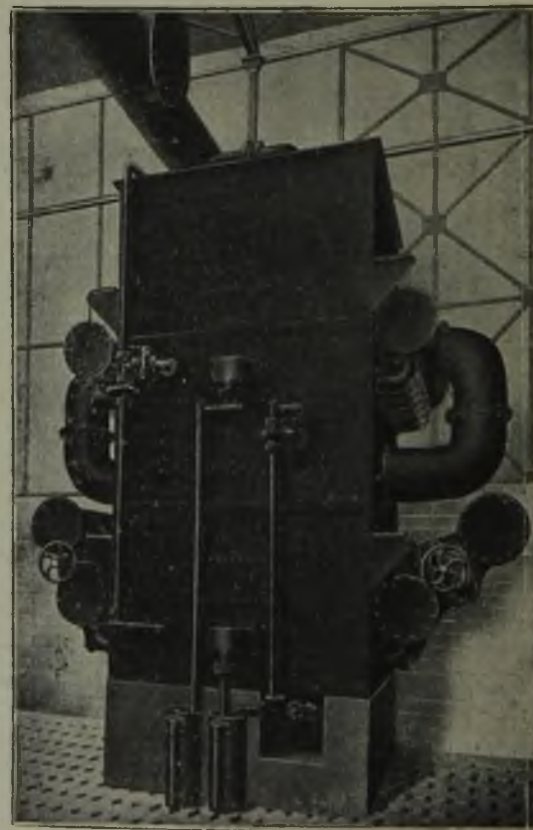


Abb. 1. Vorderansicht des Entteerers.

<sup>1</sup> s. Glückauf 1913, S. 443 ff.

mit dem Gas oder dem vorgewärmten Gas in den Sättiger ein, in dem sich das Sulfat bildete, und den das Gas von Ammoniak befreit verließ, um der Verwendungsstelle zugeführt zu werden. Dieses Verfahren ist halbdirekt, da es noch für einen Teil des Ammoniaks eine Destillation erfordert.

Auf die andere Art wurde der Teer aus dem Gase heiß entfernt und dann das noch den weitaus größten Teil des Ammoniaks enthaltende Gas unmittelbar dem Sättiger zugeführt, während die verhältnismäßig geringe Menge Kondensat, die vor der Entteerung entfällt, ebenfalls dem Sättiger zugeführt wurde. Hierbei kam also die Destillation vollständig in Wegfall, so daß dieses Verfahren ein wirklich direktes Verfahren ist.

Die einzigen ganz direkten Verfahren, d. h. solche ohne Destillation, die bisher in größerem Maßstabe in die Praxis Eingang gefunden haben, beruhen darauf, daß man das heiße, teerhaltige Gas durch fein zerteilten oder zerstäubten Teer führt, wodurch der Teer mehr oder weniger aus dem Gase entfernt wird, und dann etwa noch einen Pelouze o. dgl. durchstreichen läßt, wo die Entteerung vollendet wird. Auf diese Weise kann eine praktisch genügende Entteerung herbeigeführt werden, um im Sättiger ein gut verkäufliches Salz zu erhalten. Andere Vorrichtungen, um das Gas heiß auf einfachere Art durch Hindurchleiten durch Teer o. dgl. vom Teer zu befreien und dadurch den Kraftaufwand für den Teerumlauf, die Kühlung des Teers, die Düsen, Pelouze u. a. entbehrlich zu machen, mißlingen, da auf diese Weise eine wirklich genügende Reinigung vom Teer nicht zu erreichen war. Bei der Beschaffenheit des Teers im heißen Zustande ist auch auf diesem Wege keine vollständige Entteerung zu erwarten; das Gas kann nur teilweise von Teer befreit werden. Um eine praktisch vollständige Entteerung herbeizuführen, muß noch eine bisher nicht verwendete Eigenschaft herangezogen werden. Diese, die Oberflächen-

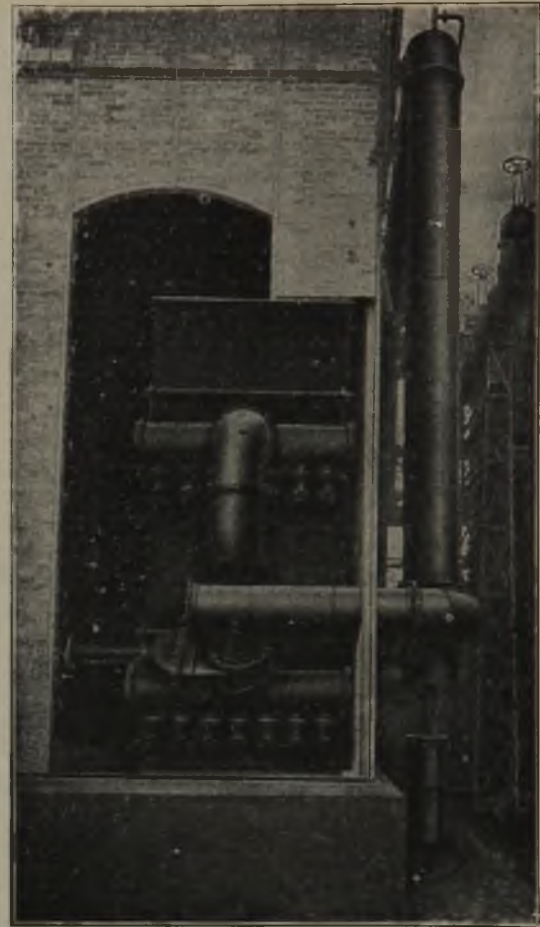


Abb. 2. Seitenansicht des Entteerers.

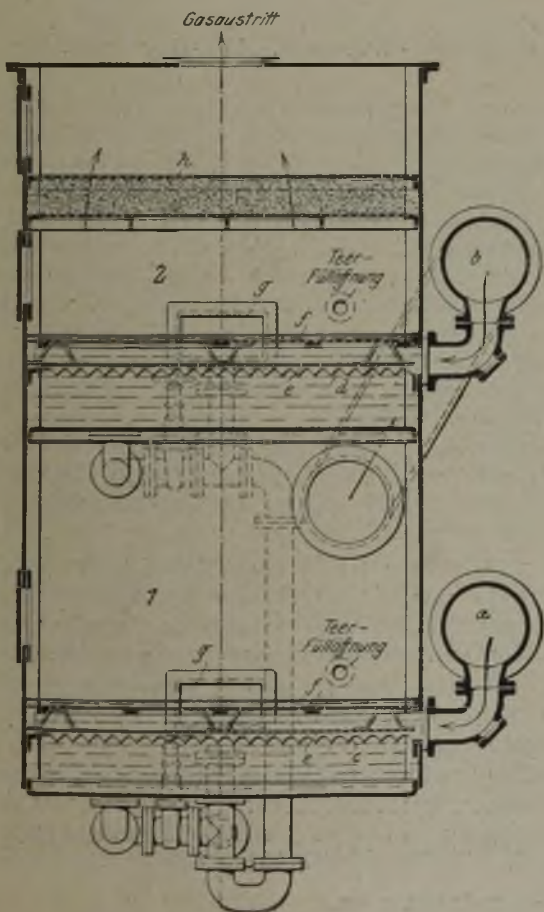


Abb. 3. Querschnitt

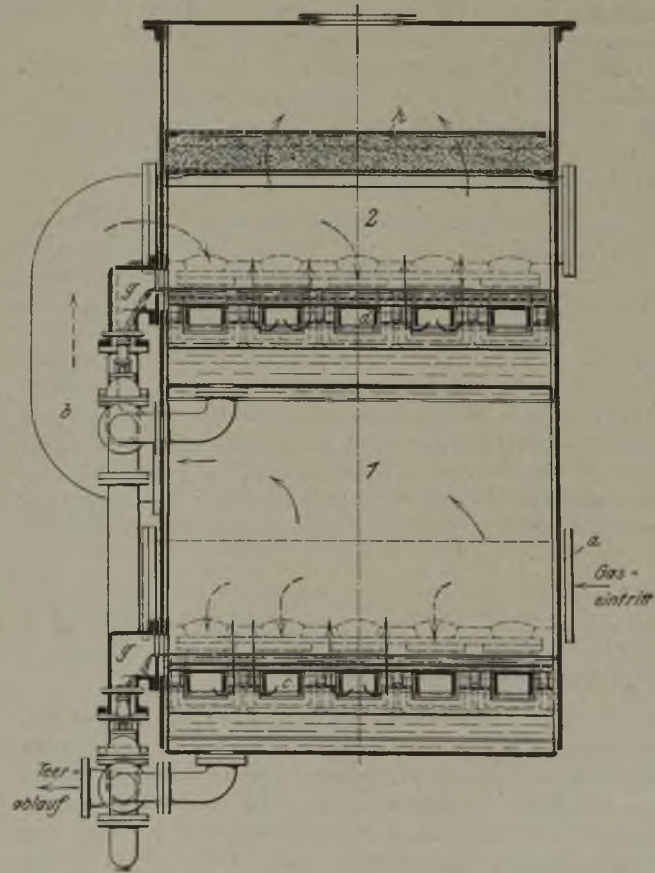


Abb. 4. Längsschnitt

durch den Entteerer.

wirkung, ist nur dem Teer und den schweren Ölen eigentümlich. Unter Berücksichtigung dieser Eigenschaft des Teers in Verbindung mit der bereits bekannten Aufnahmefähigkeit des Waschteers für den im Gase enthaltenen Teer ist es mir gelungen, eine Vorrichtung zu bauen, kurz Entteerer genannt, die an Einfachheit und Dauerhaftigkeit allen Anforderungen genügt und eine praktisch vollständige Entteerung der heißen Gase gewährleistet, wie durch Versuche im kleinen und durch die Praxis im großen hinreichend erwiesen worden ist.

Die Vorderansicht des Entteerers zeigt Abb. 1, die Seitenansicht Abb. 2. Er besteht in der Hauptsache (s. die Abb. 3 und 4) aus den Waschgefäßen 1 und 2 mit den Gaseintrittsrohren *a* und *b*, die als Verteiler *c* und *d* ausgebildet sind, den Beruhigungsblechen *e* und *f* sowie den verstellbaren Überläufen *g*; außerdem befindet sich in dem Waschgefäß 2 noch der Spritzenfänger *h*, um noch etwa mechanisch mit dem Gase mitgerissene Spritzer zurückzuhalten. Der Verteiler und die Beruhigungsbleche liegen vollständig im Waschteer. Das durch einen Temperaturregler auf die gewünschte Temperatur gebrachte heiße Gas tritt durch die Gaseintrittsrohre *a* und *b* in die vorher bis zu den Überläufen mit Teer gefüllten Waschgefäße 1 und 2 nacheinander ein und durchstreicht, durch die Verteiler *c* und *d* in unendlich viele Ströme zerteilt, in senkrechter Richtung den Waschteer und hierbei auf seinem Wege zur Oberfläche die Beruhigungsbleche *e* und *f*. Auf dem Wege vom Austritt unter dem Verteiler bis zur Oberfläche unterliegt das Gas der Waschwirkung des Waschteers und verliert dadurch schon einen großen Teil seines Teergehaltes, tritt dann durch die Beruhigungsbleche ohne jede Pressung und Beschleunigung beruhigt an die Oberfläche, wo es der Oberflächenwirkung unterworfen wird und durch diese die letzten Anteile von Teer an den Waschteer abgibt.

Das von den Öfen kommende Gas wird in dem Temperaturregler *a* (s. Abb. 5) auf die gewünschte Temperatur gebracht und tritt dann in den Entteerer *b* ein, in dem es vollständig entteert wird. Der in dem Entteerer befindliche Waschteer erneuert sich stetig durch den neu abgeschiedenen Teer; der Überschußteer fließt in stetigem Strahl durch die Überläufe ab. Das für den Temperaturregler gebrauchte Ammoniakwasser wird im Kreislauf durch den Kühler *f* gekühlt und ist nur so weit, wie es im Sättiger verbraucht wird, wieder zu erneuern. Das für den Kühler verbrauchte Kühlwasser kann im Kreislauf auf einem Gradierwerk *g* gekühlt oder anderweitig verwendet werden.

Das im Entteerer von Teer befreite Gas tritt in den Sättiger *c* ein, geht von dort, von Ammoniak befreit, zu den Nachkühlern *d* und wird dann durch den Sauger *e* zur Verwendungsstelle gebracht.

Die von der Berlin-Anhaltischen Maschinenbau-A.G., Abt. Köln-Bayenthal in Köln-Bayenthal ausgeführte Vorrichtung steht seit einigen Monaten auf der Hüttenanlage der A.G. Phoenix in Ruhrort für 120 Koksöfen in ununterbrochenem Betriebe. Die Entteerung ist hier bei richtig eingehaltener Temperatur des Gases beim Eintritt

in die Vorrichtung vorzüglich. Die bei den Versuchen vorgenommenen Teerbestimmungen im Gase hinter dem Entteerer ergaben vielfach 0,0 g Teer. Bei starker Steigerung der Gastemperatur bei Eintritt in den Entteerer wurden bis zu 0,25 g Teer für 1 cbm Gas nachgewiesen, doch bestand dieser Teer in der Hauptsache aus Ölen, die mit etwas

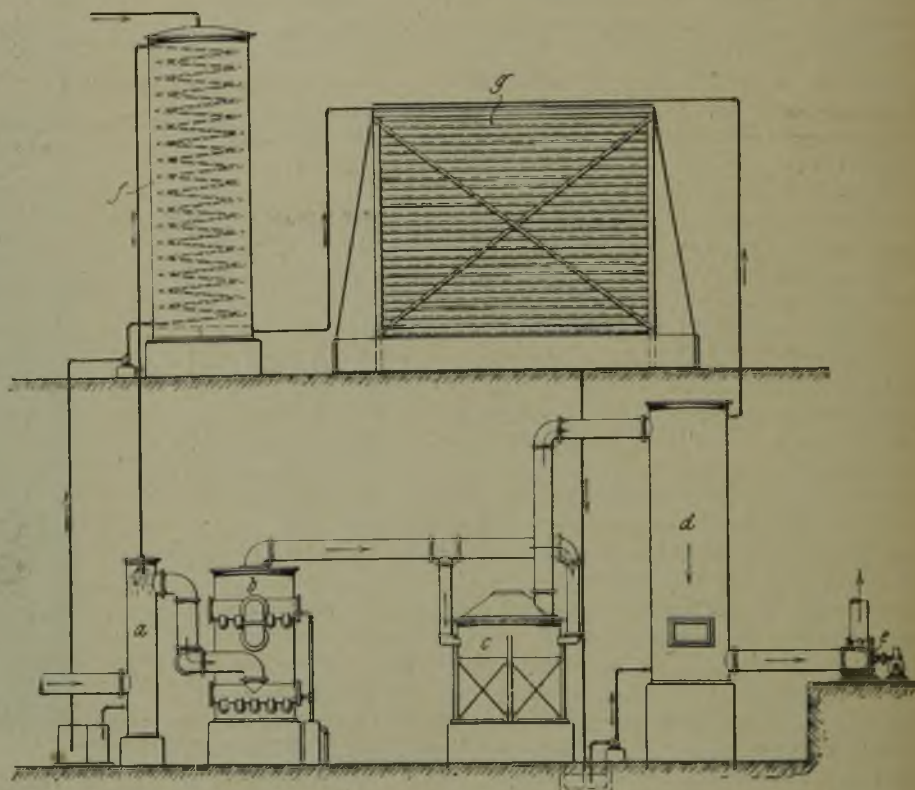


Abb. 5. Schematische Darstellung einer Sulfatgewinnungsanlage der Berlin-Anhaltischen Maschinenbau-A.G., Abt. Köln-Bayenthal.

Wasserdampf übergegangen waren. Eine Störung in der Arbeit der Vorrichtung bei zeitweise größerem Temperaturwechsel ist ausgeschlossen, da der Waschteer nur sehr träge und langsam dem Temperaturwechsel des Gases folgt. Das unter Benutzung des Entteerers erzielte Ammoniakausbringen ist gut, wie durch die Ammoniakbestimmungen im Endgas festgestellt wurde. Der durchschnittliche Ammoniakgehalt im Endgas betrug 0,75 g/100 cbm Gas. Das gewonnene Salz ist von gut grauer Farbe und hat stets einen Ammoniakgehalt von mehr als 25% (ein großer Durchschnitt ergab 25,25%) unmittelbar aus der Schleuder. Infolge der einfachen Anordnung ist der Betrieb sehr übersichtlich und, da sich keinerlei bewegliche Teile in der Vorrichtung befinden, ebenso nirgendwo eine Pressung oder Beschleunigung des Gases stattfindet, völlig sicher und störungsfrei.

Die Vorrichtung ist in allen Teilen leicht zugänglich, der Verteiler und die Bleche sind leicht herauszunehmen; auch nimmt sie, da sie die vollständige Entteerung umfaßt, wenig Raum ein. Sie kann auch im Freien aufgestellt werden.

Ein Vergleich der in dem Aufsatz von Heck aufgestellten Wirtschaftlichkeitszahlen<sup>1</sup> für das direkte, halbdirekte und indirekte Verfahren zeigt, daß die Wirtschaftlichkeit bei dem direkten Verfahren erheblich günstiger ist als bei den andern Verfahren. Aber auch diesem zu dem Vergleich herangezogenen direkten Verfahren gegenüber erhöht sich noch die Wirtschaftlichkeit der neuen Anlage nicht

<sup>1</sup> s. Glückauf 1913, S. 485.



unwesentlich, da die Kosten für den Teerumlauf, die Düsenarbeit usw. fortfallen. Zur Erläuterung diene ein Beispiel aus der Praxis. Zur Entteerung der Gase von zwei Batterien — Tagesverarbeitung rd. 825 t nasse Kohle mit etwa 11% Wasser — wurden bisher bei dem bestehenden direkten Verfahren zum Antrieb der Teerstrahlpumpen rd. 40 PS stündlich benötigt. Die zur Bedienung des vor dem neuen

Entteerer eingeschalteten Temperaturreglers notwendige Ammoniakwasserpumpe erfordert einen Kraftbedarf von höchstens 3 PS stündlich. Demnach werden in 1 st 37 PS an Kraft gespart. Bei Einsatz von 7 kg Dampf für 1 PSst und einem Preis von 2  $\mathcal{M}$  für 1 t Dampf entspricht dies einer Ersparnis von 4500  $\mathcal{M}$  im Jahr.

Dr. W. Strommenger, Köln.

### Markscheidewesen.

Beobachtungen der Erdbebenstation der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in der Zeit vom 29. Sept. bis 6. Okt. 1913.

Datum	Erdbeben									Bodenunruhe		
	Zeit des					Dauer	Größte Bodenbewegung in der			Bemerkungen	Datum	Charakter
	Eintritts		Maximums		Endes		Nord-Süd	Ost-West	vertikalen			
	st	min	st	min	st	$\frac{1}{1000}$ mm				$\frac{1}{1000}$ mm	$\frac{1}{1000}$ mm	
30. vorm.	8	38,5	8	45-50	9 <sup>3</sup> / <sub>4</sub>	1	30	20	30	schwaches Fernbeben (Herd: Südküste Kreta; Entfernung 2300 km)	29.-6.	fast unmerklich
2. vorm.	5	37,8	6	8-26	8	2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	40	45	60	mittelstarkes Fernbeben (Herd: Panama; Entfernung 9200 km)		
3. vorm.	—	—	2	1-9	—	—	7	6	5	lange Wellen eines Fernbebens		
4. nachm.	7	30	7	33-36	8	<sup>1</sup> / <sub>2</sub>	10	10	10	sehr schwaches Fernbeben		
4. nachm.	11	18	11	28-32	12	<sup>3</sup> / <sub>4</sub>	4	3	5	sehr schwaches Fernbeben		

Beobachtungen der Wetterwarte der Westfälischen Berggewerkschaftskasse im September 1913.

Sept. 1913	Luftdruck zurückgeführt auf 0° C und Meereshöhe				Unterschied zwischen Maximum und Minimum	Lufttemperatur				Unterschied zwischen Maximum und Minimum	Wind Richtung und Geschwindigkeit in m/sek, beobachtet 30 m über dem Erdboden und in 110 m Meereshöhe				Niederschläge Regenhöhe mm	
	Maximum mm	Zeit	Minimum mm	Zeit		Maximum °C	Zeit	Minimum °C	Zeit		Maximum	Zeit	Minimum	Zeit		
	mm		mm		mm		°C		°C							
1.	761,5	12 N	759,7	0 V	1,8	+22,5	5 N	+14,7	12 N	7,8	OSO	5	0-1 V O	1	6-7 N	—
2.	763,3	12 N	761,5	0 V	1,8	+20,0	5 N	+14,0	7 V	6,0	W	3	4-5 N O	1	0-1 V	—
3.	765,0	12 N	763,3	0 V	1,7	+20,0	3 N	+13,0	12 N	7,0	NW	2	11-12 V W	<0,5	7-8 V	0,8
4.	765,0	0 V	763,9	6 N	1,1	+21,6	3 N	+11,0	6 V	10,6	N	4	9-11 N NNO	1	9-10 V	—
5.	764,7	12 N	762,8	4 N	1,9	+21,0	3 N	+10,6	3 V	10,4	N	4	8-9 N N	2	0-1 V	—
6.	768,2	12 N	764,7	0 V	3,5	+19,5	1 N	+11,8	1 V	7,7	N	5	10-11 N N	2	11-12 N	—
7.	769,2	12 N	768,2	0 V	1,0	+19,6	3 N	+10,2	6 V	9,4	N	6	2-3 N N	2	8-9 V	—
8.	769,3	2 V	767,1	12 N	2,2	+21,5	3 N	+7,0	5 V	14,5	N	4	0-1 V NO	1	3-4 V	—
9.	767,1	0 V	762,0	9 N	5,1	+20,5	12 V	+7,4	6 V	13,1	W	4	2-3 N W	<0,5	8-9 V	8,7
10.	766,7	12 N	762,5	0 V	4,2	+15,5	2 N	+6,8	6 V	8,7	W	4	3-4 N W	1	10-11 N	1,4
11.	766,7	0 V	764,4	12 N	2,3	+16,6	3 N	+7,1	5 V	9,5	O	3	8-10 N S	<0,5	7-8 V	—
12.	764,4	0 V	757,7	12 N	6,7	+20,0	3 N	+6,5	4 V	13,5	O	3	9-10 V O	1	3-4 V	—
13.	757,7	0 V	751,2	12 N	6,5	+21,5	3 N	+8,5	5 V	13,0	O	4	0-2 N O	2	8-9 N	—
14.	751,9	9 N	750,5	6 V	1,4	+21,1	3 N	+12,7	12 N	8,4	OSO	5	10-11 V W	<0,5	9-10 N	8,0
15.	756,6	12 N	751,8	0 V	4,8	+15,2	2 N	+9,6	12 N	5,6	O	3	3-4 N SW	1	1-2 V	3,4
16.	757,2	2 V	754,6	12 N	2,6	+18,8	5 N	+6,4	7 V	12,4	O	5	2-3 N O	1	3-4 V	—
17.	754,6	0 V	752,2	1 N	2,4	+14,5	2 N	+9,0	6 V	5,5	W	5	10-11 N O	<0,5	8-9 V	12,6
18.	761,6	12 N	754,6	0 V	7,0	+14,0	6 N	+9,6	3 V	4,4	W	4	1-2 V W	<0,5	2-4 N	11,9
19.	763,4	9 N	761,6	0 V	1,8	+15,3	4 N	+9,3	12 N	6,0	O	3	8-9 N O	<0,5	7-8 V	1,6
20.	763,0	0 V	760,4	4 N	2,6	+17,6	3 N	+7,6	6 V	10,0	O	3	1-2 V S	<0,5	8-9 N	—
21.	763,1	12 N	762,2	0 V	3,9	+17,4	3 N	+11,0	6 V	6,4	SW	3	1-3 N S	1	0-1 V	—
22.	766,5	9 V	764,4	5 N	2,1	+13,9	5 N	+10,0	9 N	3,9	SW	2	10-11 N SW	<0,5	7-9 N	5,0
23.	765,4	12 N	764,3	5 N	1,1	+15,8	3 N	+9,3	12 N	6,5	N	3	6-7 N SW	<0,5	7-10 V	—
24.	766,2	12 N	765,3	3 V	0,9	+18,5	1 N	+9,0	2 V	9,5	N	3	6-7 N O	1	5-6 V	—
25.	766,6	10 N	765,6	4 N	1,0	+17,4	1 N	+7,0	6 V	10,4	N	5	4-5 N NO	1	7-8 V	—
26.	767,7	11 V	766,5	0 V	1,2	+19,4	2 N	+6,8	0 V	12,6	O	5	6-7 V O	1	0-1 V	—
27.	767,1	10 V	765,3	5 N	1,8	+21,0	4 N	+8,5	4 V	12,5	N	4	4-5 N N	1	11-12 N	—
28.	766,2	7 V	765,0	5 N	1,2	+19,6	12 V	+8,0	5 V	11,6	N	4	2-6 N N	<0,5	2-3 V	—
29.	766,0	1 V	763,2	6 N	2,8	+19,5	3 N	+8,2	6 V	11,3	N	4	4-5 N N	<0,5	3-5 V	—
30.	763,5	0 V	760,1	5 N	3,4	+19,5	3 N	+8,5	8 V	11,0	N	5	7-8 N N	2	2-3 N	—

Monatssumme 53,4  
 Monatsmittel aus 26 Jahren 60,9  
 (seit 1888)

**Magnetische Beobachtungen zu Bochum.** Die westliche Abweichung der Magnetnadel vom örtlichen Meridian betrug:

Sept. 1913	um 8 Uhr vorm.		um 2 Uhr nachm.		Sept. 1913	um 8 Uhr vorm.		um 2 Uhr nachm.	
	°	′	°	′		°	′	°	′
1.	11	21,2	11	32,0	17.	11	24,0	11	31,9
2.	11	21,2	11	31,2	18.	11	22,7	11	30,1
3.	11	21,3	11	31,7	19.	11	20,2	11	32,0
4.	11	21,2	11	32,5	20.	11	22,1	11	31,7
5.	11	22,2	11	31,2	21.	11	22,0	11	31,6
6.	11	22,2	11	32,9	22.	11	21,0	11	33,0
7.	11	23,2	11	31,0	23.	11	21,1	11	30,0
8.	11	24,0	11	34,0	24.	11	22,9	11	29,2
9.	11	20,3	11	30,0	25.	11	23,1	11	28,5
10.	11	23,3	11	28,4	26.	11	24,8	11	28,6
11.	11	25,6	11	28,1	27.	11	23,0	11	28,8
12.	11	21,9	11	29,6	28.	11	23,0	11	28,7
13.	11	22,9	11	29,1	29.	11	22,0	11	29,9
14.	11	24,4	11	29,4	30.	11	22,7	11	28,8
15.	11	24,1	11	29,4					
16.	11	24,1	11	28,9					
					Mittel	11	22,60	11	30,48

Monatsmittel 11° 26,5′

**Volkswirtschaft und Statistik.**

**Kohlenzufuhr nach Hamburg im September 1913.** Nach Mitteilung der Kgl. Eisenbahndirektion in Altona kamen mit der Eisenbahn von rheinisch-westfälischen Stationen in Hamburg folgende Mengen Kohle an. In der Übersicht sind die in den einzelnen Orten angekommenen Mengen Dienstkohle sowie die für Altona-Ort und Wandsbek bestimmten Sendungen eingeschlossen.

	September		Jan.—Sept.	
	1912 metr. t	1913 metr. t	1913 metr. t	± 1913 gegen 1912 metr. t
Für Hamburg Ort...	138 009	107 430	1 086 907	-111 873
Zur Weiterbeför- derung nach über- seischen Plätzen auf der Elbe (Berlin usw.) .....	7 358	6 143	144 246	+ 68 951
nach Stationen nörd- lich von Hamburg. nach Stationen der Hamburg-Lübecker Bahn .....	46 218	79 197	560 372	+137 273
nach Stationen der Bahnstrecke Ham- burg-Berlin .....	94 046	87 345	794 992	+ 4 534
	19 459	20 137	179 059	+ 23 482
	6 975	8 765	77 709	+ 16 879
zus.	312 064	309 017	2 843 316	+139 248

Nach Mitteilung von H. W. Heidmann in Hamburg kamen aus Großbritannien:

	September		Jan.—Sept.	
	1912 l. t	1913 l. t	1913 l. t	± 1913 gegen 1912 l. t
Kohle von North- umberland und Dur- ham .....	256 098	238 525	2 008 660	+ 59 966
Yorkshire, Derby- shire usw. ....	58 688	76 367	564 740	+ 148 536
Schottland .....	125 310	143 316	1 045 628	+ 99 629
Wales .....	6 544	12 514	80 707	+ 33 259
Koks .....	—	303	303	- 1 131
zus.	446 640	471 025	3 700 038	+ 340 259

Es kamen mithin im September 24 385 l. t mehr heran als in demselben Monat des Vorjahrs.

Die Marktlage war in England dauernd außerordentlich fest, während sie hier schwankte.

Die Seefrachten konnten bei starker Nachfrage nach Schiffsraum weiter anziehen. Im Flußverkehr war bei reichlichem Angebot von Kahnraum und mäßiger Nachfrage das Verladegeschäft ruhig zu billigen Sätzen.

Über die Gesamtkohlenzufuhr und die Verschiebung in dem Anteil britischer und rheinisch-westfälischer Kohle an der Versorgung des Hamburger Marktes unterrichtet die folgende Übersicht.

	Gesamtaufuhr von Kohle und Koks			
	September		Jan.—Sept.	
	1912 metr. t	1913	1913	Zunahme gegen 1912 metr. t
Rheinland-Westfalen	312 064	309 017	2 843 316	139 248
Großbritannien .....	453 809	478 585	3 759 424	345 720
zus.	765 873	787 602	6 602 740	484 968
	Anteil in %			
			1912	1913
Rheinland-Westfalen	40,75	39,24	44,20	43,06
Großbritannien .....	59,25	60,76	55,80	56,94

**Ein- und Ausfuhr des Deutschen Zollgebiets an Stein- und Braunkohle, Koks und Briketts im August 1913.**

	August		Jan.—Aug.	
	1912 t	1913 t	1913 t	± 1913 gegen 1912 t
<b>Steinkohle</b>				
Einfuhr .....	993 597	885 413	6964 395	+ 569 682
Davon aus				
Belgien .....	34 467	30 313	205 619	- 52 299
Großbritannien ..	875 130	771 974	6078 352	+ 615 428
den Niederlanden ..	42 607	43 100	334 358	- 20 623
Österreich-Ungarn ..	41 190	39 822	336 128	+ 20 764
Ausfuhr .....	2721 635	3073 666	22473309	+1918 654
Davon nach				
Belgien .....	455 408	501 422	3874 878	+ 385 926
Dänemark .....	28 450	20 053	143 147	- 46 997
Frankreich .....	305 325	286 161	2192 300	+ 103 296
Großbritannien ..	1 249	68	5 748	- 51 724
Italien .....	61 556	72 158	598 310	+ 93 018
den Niederlanden ..	594 056	649 963	4748 926	+ 473 814
Norwegen .....	2 207	550	16 541	- 38 703
Österreich-Ungarn ..	910 415	1100 812	7829 488	+ 638 184
Europ. Rußland ..	137 887	163 840	1116 066	+ 127 154
Schweden .....	9 109	15 931	116 489	+ 60 385
der Schweiz .....	139 367	151 423	1069 144	+ 45 351
Spanien .....	16 242	37 713	187 199	+ 74 866
Agypten .....	9 530	5 675	49 015	- 13 813
<b>Braunkohle</b>				
Einfuhr .....	558 897	570 130	4717 163	- 61 888
Davon aus				
Österreich-Ungarn ..	558 883	570 121	4717 061	- 61 820
Ausfuhr .....	5 997	3 636	40 415	+ 5 308
Davon nach				
den Niederlanden ..	2 913	705	7 559	+ 106
Österreich-Ungarn ..	2 820	2 919	32 323	+ 5 100
<b>Koks</b>				
Einfuhr .....	63 543	56 371	409 956	+ 20 611
Davon aus				
Belgien .....	55 236	50 606	359 745	+ 25 352
Frankreich .....	2 966	170	6 111	- 12 928

	August		Jan.-Aug.	
	1912	1913	1913	± 1913 gegen 1912
	t	t	t	t
Großbritannien . . .	2 910	2 234	9 728	+ 5 474
Österreich-Ungarn . .	2 278	2 021	15 735	- 2 781
Ausfuhr . . . . .	535 107	530 210	4502 886	+ 806 829
Davon nach				
Belgien . . . . .	92 145	65 740	662 188	+ 198 166
Dänemark . . . . .	5 095	3 307	35 371	+ 4 935
Frankreich . . . . .	198 090	196 777	1768 426	+ 321 025
Großbritannien . . .	525	—	5 408	- 7 375
Italien . . . . .	13 344	15 726	118 533	+ 5 673
den Niederlanden . .	22 172	23 135	192 657	+ 19 378
Norwegen . . . . .	3 935	3 757	27 695	- 328
Österreich-Ungarn . .	82 506	78 702	714 494	+ 93 439
Rußland . . . . .	50 097	51 629	343 645	+ 61 457
Schweden . . . . .	19 074	17 389	113 649	- 2 424
der Schweiz . . . . .	27 530	30 590	250 467	+ 45 646
Spanien . . . . .	2 407	7 170	30 918	+ 5 887
Mexiko . . . . .	2 530	8 833	46 884	+ 17 670
den Ver. Staaten von Amerika . . . . .	2 062	—	15 239	- 9 319
Steinkohlen- briketts				
Einfuhr . . . . .	4 118	3 992	17 990	- 14 034
Davon aus				
Belgien . . . . .	2 551	1 066	9 255	- 10 724
den Niederlanden . .	1 564	2 925	8 588	- 3 649
Österreich-Ungarn . .	1	1	62	- 13
der Schweiz . . . . .	1	—	33	- 54
Ausfuhr . . . . .	179 747	187 756	1583 167	+ 165 216
Davon nach				
Belgien . . . . .	25 958	40 330	300 059	+ 77 995
Dänemark . . . . .	8 124	6 976	63 792	+ 2 469
Frankreich . . . . .	29 117	25 899	200 071	- 40 179
den Niederlanden . .	19 463	21 056	210 027	+ 27 254
Österreich-Ungarn . .	3 969	6 892	112 232	+ 76 644
der Schweiz . . . . .	61 682	49 830	455 485	+ 57 680
Deutsch-S.W.-Afrika Braunkohlen- briketts	570	2 545	6 449	+ 5 394
Einfuhr . . . . .	8 124	8 840	77 256	- 1 352
Davon aus				
Österreich-Ungarn . .	8 112	8 673	76 880	- 1 728
Ausfuhr . . . . .	64 366	57 798	554 573	+ 195 577
Davon nach				
Belgien . . . . .	4 838	8 951	66 045	+ 43 906
Dänemark . . . . .	1 513	1 073	24 555	+ 12 033
Frankreich . . . . .	5 781	3 582	42 532	+ 11 650
den Niederlanden . .	25 516	20 448	187 133	+ 31 417
Österreich-Ungarn . .	4 200	5 856	84 269	+ 51 711
der Schweiz . . . . .	18 768	15 888	134 087	+ 41 928

**Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im 1. Halbjahr 1913.** In welcher Weise sich die Roheisenerzeugung der Union in den beiden Hälften der einzelnen Jahre seit dem Hochkonjunkturjahr 1907 entwickelt hat, zeigt die nachstehende Zusammenstellung.

Jahr	Erzeugung im		
	1. Halbjahr	2. Halbjahr	ganzen Jahr
	l. t	l. t	l. t
1907	13 478 044	12 303 317	25 781 361
1908	6 918 004	9 018 014	15 936 018
1909	11 022 346	14 773 125	25 795 471
1910	14 978 738	12 324 829	27 303 567
1911	11 666 996	11 982 551	23 649 547
1912	14 072 274	15 654 663	29 726 937
1913	16 488 602		

In der folgenden Übersicht ist der Anteil der einzelnen Roheisensorten an der Gesamtproduktion ersichtlich gemacht.

	1. Halbjahr	
	1912	1913
	l. t	l. t
Bessemer Roheisen . . . . .	5 572 355	6 285 966
Basisches Roheisen . . . . .	5 405 376	6 497 563
Spiegeleisen und Eisenmangan .	93 161	111 243

Die nachstehende Zusammenstellung gibt eine Übersicht über die Gliederung der Hochöfen und der Roheisengewinnung nach der Art des verwandten Brennstoffs.

Art des verwandten Brennstoffs	Zahl der Hochöfen			Roheisenerzeugung im 1. Halbjahr	
	in Betrieb am 31. Dez. 1912	am 30. Juni 1913		1912	1913
		insgesamt	davon in Betrieb		l. t
Bituminöse Kohle . . . . .	282	394	276	13 840 251	16 075 264
Anthrazit u. Anthra- zit mit Koks . . . . .	10	25	8	65 657	237 156
Holzkohle . . . . .	21	45	20	166 366	176 182

Auf die einzelnen Staaten verteilte sich die Roheisenerzeugung der Union im 1. Halbjahr 1912 und 1913 wie folgt.

Staaten	Zahl der Hochöfen			Roheisenerzeugung im 1. Halbjahr	
	in Betrieb am 31. Dez. 1912	am 30. Juni 1913		1912	1913
		insgesamt	davon in Betrieb		l. t
Massachusetts . . . . .	2	2	1	8 793	8 581
Connecticut . . . . .	3	3	2		
New York . . . . .	19	28	20	880 581	1 138 671
New Jersey . . . . .	1	7	2	2 773	54 779
Pennsylvanien . . . . .	128	163	117	6 035 773	6 885 058
Maryland . . . . .	3	5	3	107 027	152 002
Virginien . . . . .	7	26	9	120 127	192 530
Georgien . . . . .	—	3	—	—	—
Texas . . . . .	—	4	—	—	—
Alabama . . . . .	25	49	23	887 512	1 078 173
West-Virginien . . . . .	3	4	3	129 155	131 097
Kentucky . . . . .	3	8	2	24 017	33 903
Tennessee . . . . .	7	18	8	145 076	189 019
Ohio . . . . .	58	74	62	3 285 752	3 660 473
Illinois . . . . .	22	26	23	1 304 227	1 653 017
Indiana . . . . .	10	10	10	788 252	894 743
Michigan . . . . .	12	16	9		
Wisconsin . . . . .	5	7	5	153 420	222 167
Minnesota . . . . .	1	1	1		
Missouri . . . . .	1	2	1		
Kolorado . . . . .	3	6	3	199 789	194 389
Oregon . . . . .	—	1	—		
Washington . . . . .	—	1	—		
zus.	313	464	304	14 072 274	16 488 602

**Erzeugung der deutschen und luxemburgischen Hochofenwerke im September 1913.**  
(Nach den Mitteilungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller.)

	Gießerei- Roheisen und Gußwaren I. Schmelzung t	Bessemer- Roheisen (saures Verfahren) t	Thomas- Roheisen (basisches Verfahren) t	Stahl- und Spiegeleisen (einschl. Ferromangan, Ferrosilizium usw.) t	Puddel- Roheisen (ohne Spiegeleisen) t	Gesamterzeugung	
						1912 t	1913 t
Januar . . . . .	300 050	33 711	1 017 493	215 642	42 818	1 385 493	1 609 714
Februar . . . . .	279 279	28 065	933 584	206 208	45 375	1 337 134	1 492 511
März . . . . .	312 302	29 880	1 021 759	217 965	46 284	1 446 143	1 628 190
April . . . . .	298 712	24 255	1 014 572	208 169	41 592	1 451 404	1 587 300
Mai . . . . .	309 938	29 406	1 049 524	207 227	45 551	1 492 157	1 641 646
Juni . . . . .	312 153	29 166	1 012 398	214 352	40 236	1 452 657	1 608 305
Juli . . . . .	324 071	35 364	1 031 192	217 936	39 155	1 505 360	1 647 718
August . . . . .	305 264	31 711	1 041 421	223 978	36 450	1 526 831	1 638 824
September . . . . .	298 494	28 518	1 009 437	212 858	39 890	1 518 623	1 589 197
<i>Davon im September</i>							
<i>Rheinland-Westfalen . . .</i>	135 982	25 797	381 295	122 471	8 364	641 045	673 909
<i>Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau . . . . .</i>	31 939	1 347	—	36 409	7 496	82 714	77 191
<i>Schlesien . . . . .</i>	7 379	636	19 880	34 088	21 670	88 267	83 653
<i>Mittel- und Ostdeutschland Bayern, Württemberg und Thüringen . . . . .</i>	38 869	738	22 964	19 890	180	77 325	82 641
<i>Saarbezirk . . . . .</i>	6 321	—	19 570	—	314	25 412	26 205
<i>Lothringen und Luxemburg</i>	12 660 <sup>1</sup>	—	101 800	—	—	109 799	114 460
	65 344	—	463 928	—	1 866	494 061	531 138
Jan.—Sept. 1913 . . . . .	2 740 263	270 076	9 131 380	1 924 335	377 351		14 443 405
„ 1912 . . . . .	2 449 780	286 715	8 383 371	1 594 686	401 250	13 115 802	
± 1913 gegen 1912 % . . . . .	+ 11,86	— 5,80	+ 8,92	+ 20,67	— 5,96		+ 10,12

<sup>1</sup> Geschätzt.

**Einfuhr englischer Kohle über deutsche Hafenplätze  
im August 1913. (Aus N. f. H., I. u. L.)**

	August		Jan.—Aug.	
	1912 t	1913 t	1913 t	± 1913 gegen 1912 t
<b>A. überHafenplätze an der Ostsee:</b>				
Memel . . . . .	16 405	26 572	109 498	+ 27 878
Königsberg-Pillau	27 706	20 889	148 937	— 42 745
Danzig- Neufahrwasser . . . . .	13 540	8 855	96 363	+ 2 499
Stettin- Swinemünde . . . . .	73 448	26 484	404 097	— 8 009
Stolzenhagen- Kratzwieck . . . . .	11 273	46 923	289 725	+ 199 021
Rostock- Warnemünde . . . . .	15 554	17 048	61 386	+ 6 309
Wismar . . . . .	15 265	11 025	85 681	— 1 436
Lübeck- Travemünde . . . . .	14 219	15 101	82 979	+ 7 121
Kiel-Neumühlen u. Dietrichsdorf	32 311	12 945	162 462	— 28 744
Flensburg . . . . .	23 985	23 751	132 008	— 15 866
Andere Ostseehäfen . . . . .	19 518	19 008	136 075	+ 12 211
zus. A	263 224	228 601	1 709 211	+ 158 239
<b>B. überHafenplätze an der Nordsee:</b>				
Tönning . . . . .	8 020	4 618	27 853	— 976
Rendsburg- Audorf . . . . .	9 632	8 610	77 288	+ 8 608
Brunsbüttelkoog	6 561	4 517	40 103	— 1 831
Hamburg-Altona	404 650	357 662	3 057 692	+ 243 058
Harburg . . . . .	79 062	89 076	600 556	+ 166 577

	August		Jan.—Aug.	
	1912 t	1913 t	1913 t	± 1913 gegen 1912 t
<b>Bremen- Bremerhaven . . . . .</b>	24 144	22 689	171 952	+ 33 966
<b>Andere Nordseehäfen . . . . .</b>	11 468	6 794	74 465	+ 9 124
zus. B	543 537	493 966	4 049 909	+ 458 526
<b>C. überHafenplätze im Binnenlande:</b>				
Emmerich . . . . .	57 507	42 141	264 802	— 17 899
Andere Haf- plätze im Binnen- lande . . . . .	10 645	5 871	49 781	+ 15 214
zus. C	68 152	48 012	314 583	— 2 685
<b>Gesamt-Einfuhr über deutsche Hafenplätze . . . . .</b>	874 913	770 579	6 073 703	+ 614 080

### Verkehrswesen.

**Amtliche Tarifveränderungen.** Niederschlesisch-sächsischer Kohlenverkehr. Am 23. Sept. sind die Stationsnamen Furth bei Chemnitz in »Chemnitz-Furth« und Lausigk in »Bad Lausick« geändert worden.

Deutsch- und niederländisch-russischer Grenzverkehr. Teil II B, besondere Hefte 1 und 2. Am 1. Okt. neuen Stils sind in den Ausnahmetarif 9 (Steinkohle) als neue Versandstationen des Dir.-Bez. Kattowitz aufgenommen worden: »Graf Hans Karlschacht« mit den Frachtsätzen von Lythandragrube (Köhlerschacht); die Kokerei »Czerwionka« (Abfertigungsstation Czerwionka) mit den um 3 Pf. für

1000 kg erhöhten Frachtsätzen von Dubenskogrube; die Kokerei »Falvahütte« (Abfertigungsstation Schwientochlowitz) mit den Frachtsätzen von Deutschlandgrube — die bisherige Tarifspalte »Deutschlandgrube« erhält die Bezeichnung »Deutschlandgrube, Kokerei Falvahütte« —; die Kokerei »Velsenschächte« (Abfertigungsstation Knurow) mit den Frachtsätzen von Velsenschächte — die bisherige Tarifspalte »Velsenschächte« erhält die Bezeichnung »Velsenschächte, Kokerei Velsenschächte« —. Auf S. 53 des besondern Heftes I ist bei »Ölde« der Frachtsatz in Spalte 10 von 288 in 278 zu berichtigen.

Niederschlesisch-österreichischer Kohlenverkehr. Tarif Teil II gültig seit 15. Mai 1912.

Norddeutsch-österreichischer Kohlenverkehr. Tarif Teil II gültig seit 15. Mai 1912.

Am 1. Okt. 1913 sind folgende Stationsnamen der k. k. priv. Südbahngesellschaft abgeändert worden: Graz Südbahnhof in Graz Hauptbahnhof, Kapfenberg in Kapfenberg Südbahnhof, Leoben Südbahnhof in Leoben Hauptbahnhof, Neunkirchen in Neunkirchen Südbahnhof, Wiener Neustadt in Wiener Neustadt Hauptbahnhof.

«Niederschlesischer Steinkohlenverkehr nach der Großherzoglich Mecklenburgischen Friedrich-Franz-Eisenbahn und deutschen Privatbahnen. Am 1. Okt. 1913 sind die Frachtsätze nach den Stationen Arnsdorf im Riesengeb. und Krummhübel der Riesengebirgsbahn ermäßigt worden.

Niederschlesischer Staats- und Privatbahn-Kohlenverkehr. Das besondere Tarifheft Q (Niederschlesischer Kohlentarif — vormalige Gruppe I, östliches Gebiet —) vom 1. April 1906 nebst Nachträgen 1—7 und das besondere Tarifheft R (Niederschlesischer Kohlentarif — vormalige Gruppe II, mittleres Gebiet —) vom 1. Juli 1906 nebst Nachträgen 1—2 samt den im Verfügungswege getroffenen Maßnahmen sind mit Ablauf des 30. Sept. 1913 aufgehoben worden. An Stelle der aufgehobenen Tarife sind seit 1. Okt. 1913 folgende neue getreten: der Niederschlesische Kohlenverkehr nach Stationen der Dir.-Bez. Breslau, Bromberg, Danzig, Kattowitz, Königsberg (Pr.) und Posen — Tfv 1110 Heft 1 — und der Niederschlesische Kohlenverkehr nach Stationen der Dir.-Bez. Altona, Berlin, Cassel, Erfurt, Halle (Saale), Hannover, Magdeburg und Stettin sowie nach der Militäreisenbahn — Tfv. 1111 Heft 2 —. Die neuen Tarife enthalten hauptsächlich Tarifermäßigungen; die vereinzelt eintretenden Tarifierhöhungen gelten erst ab 1. Dez. 1913.

Güterverkehr zwischen Stationen deutscher Eisenbahnen und der Luxemburgischen Prinz Heinrich-Bahn. Seit 1. Okt. 1913 ist die Station Nordstern des Dir.-Bez. Köln mit den Leitungsvorschriften sowie den um 10 Pf. für 1 t erhöhten Frachtsätzen der Station Alsdorf in die Tarifabteilungen A und B des Ausnahmetarifs für Steinkohle usw. von rheinisch-westfälischen Stationen nach Stationen der luxemburgischen Prinz Heinrich-Bahn vom 1. Okt. 1908 aufgenommen worden. Gleichzeitig wurde die Station Nordstern in den Norddeutsch-belgischen Güterverkehr, den Norddeutsch-niederländischen Güterverkehr und in den Kohlenverkehr nach Frankreich aufgenommen.

Staats- und Privatbahn-Güterverkehr. Am 6. Okt. 1913 ist die Station Neudietendorf als Versandstation in den Ausnahmetarif 6d für Steinkohlenasche usw. einbezogen worden.

Ausnahmetarif für die Beförderung von Steinkohle usw. vom Ruhrbezirk zum Betriebe von Eisenerzbergwerken und Hochöfen einschl. des Röstens der Erze, von Stahlwerken usw. nach Stationen des Siegerlandes usw. vom

1. Nov. 1911. Ab 15. Okt. 1913 wird die Station Löhnberg des Dir.-Bez. Frankfurt (Main) als Empfangsstation in die Abteilung A aufgenommen.

Böhmisch-bayerischer Kohlenverkehr. Tarif vom 1. Jan. 1910. Ab 16. Okt. 1913 werden die Stationen der neu eröffneten Lokalbahn Breitengüßbach-Dietersdorf (Ofr.) einbezogen. Mit Ablauf des Jahres 1913 treten die Frachtsätze für Reutte in Tirol und Vils, Stationen der Lokalbahn der k. k. österr. St.-B. Reutte in Tirol-Reichsgrenze bei Schönbichl, außer Kraft.

**Wagengestellung zu den Zechen, Kokereien und Brikettwerken des Ruhrkohlenbezirks.**

September 1913	Wagen (auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)			Davon in der Zeit vom 23.—30. September 1913 für die Zufuhr zu den Häfen	
	rechtzeitig gestellt	beladen zurückgeliefert	gefehlt		
23.	30 868	30 030	—	Ruhrort . .	31 293
24.	30 332	29 254	—	Duisburg . .	10 727
25.	30 361	28 657	—	Hochfeld . .	272
26.	30 101	28 566	—	Dortmund . .	1 022
27.	30 770	29 857	—		
28.	5 991	5 757	—		
29.	29 372	27 292	—		
30.	29 868	28 364	—		
zus. 1913	217 663	207 777	—	zus. 1913	43 314
1912	210 101	196 464	16 267	1912	47 614
arbeits-täglich <sup>1</sup> 1913	31 095	29 682	—	arbeits-täglich <sup>1</sup> 1913	6 188
1912	30 014	28 066	2 324	1912	6 802

<sup>1</sup> Die durchschnittliche Gestellungsziffer für den Arbeitstag ist ermittelt durch Division der Zahl der Arbeitstage (kath. Feiertage, an denen die Wagengestellung nur etwa die Hälfte des üblichen Durchschnitts ausmacht, als halbe Arbeitstage gerechnet) in die gesamte Gestellung. Wird von der gesamten Gestellung die Zahl der am Sonntag gestellten Wagen in Abzug gebracht und der Rest (211672 D-W in 1913, 201934 D-W in 1912) durch die Zahl der Arbeitstage dividiert, so ergibt sich eine durchschnittliche arbeitstägliche Gestellung von 30239 D-W in 1913 und 28848 D-W in 1912.

**Marktberichte.**

**Essener Börse.** Nach dem amtlichen Bericht waren am 6. Oktober die Notierungen für Kohle, Koks und Briketts die gleichen wie die in Nr. 40 d. J., S. 1664/5, veröffentlichten. Die Marktlage ist abgeschwächt. Die nächste Börsenversammlung findet Montag, den 13. d. M., nachm. von 3½—4½ Uhr statt.

**Düsseldorfer Börse.** Am 3. Okt. 1913 ist notiert worden<sup>1</sup>:  
Kohle, Koks und Briketts

Gas- und Flammkohle	(für 1 t)
Gasflammförderkohle . . . . .	12,25—13,25
Fettkohle	
Förderkohle . . . . .	12,00—12,75
Bestmelierte Kohle . . . . .	13,00—13,50
Kokskohle . . . . .	13,25—14,00
Magere Kohle	
Förderkohle . . . . .	11,25—12,75
Bestmelierte Kohle . . . . .	13,25—14,75
Anthrazitnußkohle II . . . . .	22,00—26,00

<sup>1</sup> Wo nichts anderes bemerkt ist, gelten die Preise ab Werk.

Koks	
Gießereikoks . . . . .	19,00—21,00
Hochofenkoks . . . . .	16,50—18,50
Brechkokks I und II . . . . .	21,00—24,00
Briketts . . . . .	11,50—15,00

## Erz

	(für 10 t)
Rohspat . . . . .	131
Gerösteter Spateisenstein . . . . .	190
Roteisenstein Nassau 50% Eisen . . . . .	145

## Roheisen

(für 1 t)

Spiegeleisen Ia. 10—12% Mangan ab Siegen	82
Weißstrahl. Qual. Puddelroheisen	
Rheinisch-westfälische Marken . . . . .	69
Siegerländer . . . . .	69
Stahleisen   ab Siegerland . . . . .	72—73
ab Rheinland-Westfalen . . . . .	74—75
Deutsches Bessemereisen . . . . .	81,50
Luxemb. Gießereieisen Nr. III ab Luxemburg	63—65
Deutsches Gießereieisen Nr. I . . . . .	77,50
"          "          "          III . . . . .	74,50
"          Hämatit . . . . .	81,50

## Stabeisen

Gewöhl. Stabeisen, aus Flußeisen . . . . .	95—98
"          "          aus Schweißeisen . . . . .	140—143

## Bandeisen

Bandeisen aus Flußeisen . . . . .	122,50—127,50
-----------------------------------	---------------

## Blech

Grobblech aus Flußeisen . . . . .	104—108
Kesselblech aus Flußeisen . . . . .	114—118
Feinblech . . . . .	120—125

## Draht

Flußeisenwalzdraht . . . . .	117,50
------------------------------	--------

Der Kohlen- und Koksmarkt ist unverändert, der Eisenmarkt weiter still, trotz billigerer Preise für Stabeisen und Blech. Die vom Roheisenverband für das 1. Halbjahr 1914 ermäßigten Preise werden erst vom neuen Jahr ab notiert.

**Vom englischen Kohlenmarkt.** Die Marktverhältnisse müssen nach wie vor als gut bezeichnet werden, namentlich wenn man die sonst allgemein weniger günstige Geschäftslage in England sowohl wie auf dem Festland in Erwägung zieht. Die Nachfrage ist durchweg gut und die Preise zeigten höchstens vorübergehend Schwäche, wenn etwa durch Mangel an verfügbaren Schiffen Störungen eintraten. Das Hausbrandgeschäft wird natürlich zunehmend reger, und am 1. Oktober sind verschiedentlich Preisaufschläge angekündigt worden. Schwächer blieb auch in den letzten Wochen im allgemeinen Kleinkohle. Die Verschiffungen behielten einen befriedigenden Umfang, nicht zum wenigsten infolge der außergewöhnlichen Nachfrage von Rußland, die schon seit längern Wochen festigend wirkt. Südwest Wales war gegen Ende September wiederum der Schauplatz mehrerer Arbeiterausstände, wodurch der Geschäftsverkehr einigermaßen litt. Die Häufigkeit dieser Bewegungen wie überhaupt der Mangel an geeigneten Arbeitskräften macht sich in diesem Bezirk

besonders fühlbar und trägt nicht wenig dazu bei, daß die Gesteungskosten und damit auch die Marktpreise so hoch bleiben. Im übrigen ist die Geschäftslage auch hier gut, und die Aussichten für den Gesamtmarkt scheinen weiterhin ermutigend. — In Northumberland und Durham war der Markt zuletzt entschieden fester, seitdem das Ausfuhrgeschäft sich wieder glatt abwickelt. Für die nächsten Wochen liegen allenthalben reichlich Aufträge vor. Beste Sorten Maschinenbrand notieren 15 s bis 15 s 3 d fob. Tyne, zweite Sorten 14 s 9 d, geringere 12 s 6 d bis 13 s 6 d. Maschinenbrand-Kleinkohle wird bei der starken Förderung von Stückkohle in überreichlichen Mengen auf den Markt geworfen und erzielt daher nur mäßige Preise; die verschiedenen Sorten bewegen sich zwischen 6 s 9 d und 8 s 3 d fob. Blyth. Hausbrand geht flotter und erzielt für gute Sorten 16 s 6 d bis 16 s 9 d. Durham-Gaskohle ist durchaus fest und geht andauernd flott in den Verbrauch; beste Sorten notieren 15 s 3 d bis 15 s 6 d fob., zweite 14 s bis 14 s 6 d. Kokskohle beginnt sich in letzter Zeit zu festigen und notiert für beste Sorten jetzt 13 s 6 d bis 14 s; Kleinkohle zeigt noch wenig Entwicklung und erzielt im besten Falle 13 s. Schmiedekohle hält sich unverändert auf 14 s 6 d bis 15 s 3 d, je nach Sorte. Gießereikoks läßt noch immer zu wünschen und geht höchstens im Ausfuhrgeschäft etwas flotter; die Preise bleiben auf 20 s 6 d. Newcastle-Gaskoks ist sehr gesucht und behauptet sich fest auf 18 s. In Brunckerkohle hält sich eine gute Durchschnittsnachfrage; beste Sorten behaupten sich auf 14 s bis 15 s 6 d, zweite auf 13 s 3 d bis 14 s fob. Tyne. In Lancashire zeigt das Hausbrandgeschäft jetzt große Regsamkeit und in besten Sorten können die Gruben während der ganzen Woche fördern. In Lancashire und Staffordshire sind alle Hausbrandsorten am 1. Oktober um 10 d für 1 t erhöht worden, in Yorkshire und Derbyshire um 1 s. Bester Lancashire-Hausbrand notiert für die Ausfuhr jetzt 17 s bis 17 s 6 d fob., gute zweite Sorten 14 s 6 d bis 15 s, Küchenkohle 14 s bis 14 s 3 d. In Yorkshire notieren beste Haigh Moor 18—19 s, zweite 17—18 s, beste Silkstone 17—18 s, zweite 15—16 s, geringere Sorten gehen herab bis 14 s. Bester Barnsley-Hausbrand erzielt 15 s bis 15 s 3 d, zweiter 12 s 6 d bis 14 s. In Wales erlitt das Geschäft in Maschinenbrand in den letzten Wochen manche Störungen. Der Geschäftsverkehr ist für sofortigen wie spätem Bedarf stiller. Die Verbraucher suchen nach Möglichkeit die Preise zu drücken. Einige Sorten werden wohl reichlicher angeboten und können sich schlechter behaupten, im ganzen zeigt der Markt jedoch große Festigkeit, und die Gruben haben den Absichten der Verbraucher gegenüber bislang den Boden fest behauptet. Mangel an Schiffsraum und hohe Frachtsätze haben ebenfalls das Ausfuhrgeschäft beeinträchtigt. Dazu kamen noch Störungen durch verschiedene Arbeiterausstände. Wie schon einleitend betont, sind die schwierigen Arbeitsverhältnisse nicht zum wenigsten schuld an den hohen Gesteungskosten und Preisen, die die Verbraucher abschrecken. Größere Abschlüsse sind in letzter Zeit kaum zustande gekommen, da man sich über die Preisgrundlage nicht einigen kann. Die Gruben wollen sich auch nicht binden, da einige bereits über gute Aufträge zu erhöhtem Preis für das ganze nächste Jahr und darüber hinaus verfügen. Beste Sorten Maschinenbrand notierten zuletzt 19 s 6 d bis 20 s 6 d fob. Cardiff, zweite 17 s 3 d bis 19 s, geringere 15 s 6 d bis 17 s 3 d; Kleinkohle bewegte sich je nach Sorte zwischen 6 s 6 d und 10 s 6 d. Monmouthshire-Kohle mußte zuletzt verschiedentlich billiger abgestoßen werden und war weniger einheitlich im Preis; beste Stückkohle notiert

16 s 9 d bis 17 s 3 d, zweite 16 s bis 16 s 6 d, andere Sorten 14 s 9 d bis 15 s 9 d, Kleinkohle 6 s 6 d bis 8 s 3 d. Hausbrand verzeichnet jetzt einen bessern Markt; beste Sorten erzielen 19—20 s, andere 16 s 6 d bis 18 s 6 d. Bituminöse Rhondda ist noch einigermaßen vernachlässigt und schwächer im Preis; Nr. 3 notiert 16 s bis 16 s 6 d, Nr. 2 12 s bis 12 s 9 d für beste Stückkohle. Koks bleibt sehr flau ohne Aussicht auf Besserung; Hochofenkoks notiert 19—21 s, Gießereikoks 23—26 s, Spezialkoks 28—30 s.

**Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt.** Börse zu Newcastle-upon-Tyne vom 7. Oktober 1913.

**Kohlenmarkt.**

Beste northumbrische	1 l. t			
Dampfkohle	15 s	— d	bis	— s — d fob.
Zweite Sorte	14 "	6 "	"	" " "
Kleine Dampfkohle	8 "	3 "	"	8 " 6 "
Beste Durham-Gaskohle	15 "	6 "	"	" " "
Zweite Sorte	14 "	— "	"	" " "
Bunkerkohle (ungesiebt)	12 "	9 "	"	15 " — "
Kokskohle (ungesiebt)	13 "	3 "	"	14 " — "
Beste Hausbrandkohle	15 "	6 "	"	15 " 9 "
Exportkoks	22 "	6 "	"	23 " — "
Gießereikoks	17 "	9 "	"	18 " — "
Hochofenkoks	17 "	6 "	"	18 " 6 " feb. Tyne Dock
Gaskoks	17 "	9 "	"	18 " — "

**Frachtenmarkt.**

Tyne-London	3 s	6 d	bis	3 s 7 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> d
„ -Hamburg	4 "	— "	"	4 " 1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> "
„ -Swinemünde	5 "	3 "	"	— " — "
„ -Cronstadt	5 "	9 "	"	— " — "
„ -Genua	9 "	6 "	"	— " — "
„ -Kiel	5 "	10 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> "	"	— " — "

**Marktnotizen über Nebenprodukte.** Auszug aus dem Daily Commercial Report, London, vom 8. Oktober (30. September) 1913.

Rohteer 29,88—33,96  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 l. t;  
 Ammoniumsulfat London 255,36—256,65 (257,92)  $\mathcal{M}$  1 l. t, Beckton prompt;  
 Benzol 90 % ohne Behälter 1,11—1,15  $\mathcal{M}$ , (dsgl.), 50 % ohne Behälter 1,06—1,11 (1,02—1,06)  $\mathcal{M}$ , Norden 90 % ohne Behälter 1,02—1,11  $\mathcal{M}$  (dsgl.), 50 % ohne Behälter 0,94 bis 0,96  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 Gall.;  
 Toluol London ohne Behälter 0,89—0,94  $\mathcal{M}$  (dsgl.), Norden ohne Behälter 0,89—0,94 (0,92—0,94)  $\mathcal{M}$ , rein mit Behälter 1,11  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 Gall.;  
 Kreosot London ohne Behälter 0,29—0,30  $\mathcal{M}$  (dsgl.), Norden ohne Behälter 0,24—0,26 (0,23—0,26)  $\mathcal{M}$  1 Gall.;  
 Solventnaphtha London <sup>90</sup>/<sub>100</sub> % ohne Behälter 0,85 bis 0,89  $\mathcal{M}$  (dsgl.), <sup>90</sup>/<sub>100</sub> % ohne Behälter 0,87—0,92  $\mathcal{M}$  (dsgl.), <sup>95</sup>/<sub>100</sub> % ohne Behälter 0,94—0,98  $\mathcal{M}$  (dsgl.), Norden 90 % ohne Behälter 0,77—0,83 (0,77—0,81)  $\mathcal{M}$  1 Gall.;  
 Rohnaphtha 30 % ohne Behälter 0,45—0,47  $\mathcal{M}$  (dsgl.), Norden ohne Behälter 0,43—0,45  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 Gall.;  
 Raffiniertes Naphthalin 91,93—204,29  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 l. t;  
 Karbolsäure roh 60 % Ostküste 1,23—1,28 (1,28—1,32)  $\mathcal{M}$ , Westküste 1,19—1,23 (1,23—1,28)  $\mathcal{M}$  (dsgl.) 1 Gall.;  
 Anthrazen 40—45 % <sup>1</sup>/<sub>2</sub> A 0,13—0,15  $\mathcal{M}$  (dsgl.) Unit;  
 Pech 44,94—45,97  $\mathcal{M}$  (dsgl.) fob., Ostküste 45,46—45,97 (44,43—45,46)  $\mathcal{M}$ , Westküste 43,92—45,46 (44,43—44,94)  $\mathcal{M}$  f. a. s. 1 l. t.

(Rohteer ab Gasfabrik auf der Themse und den Nebenflüssen, Benzol, Toluol, Kreosot, Solventnaphtha, Karbolsäure frei Eisenbahnwagen auf Herstellers Werk oder in den üblichen Häfen im Ver. Königreich, netto. — Ammonium-

sulfat frei an Bord in Säcken, abzüglich 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> % Diskont bei einem Gehalt von 24 % Ammonium in guter, grauer Qualität; Vergütung für Mindergehalt, nichts für Mehrgehalt. — Beckton prompt sind 25 % Ammonium netto frei Eisenbahnwagen oder frei Leichterschiff nur am Werk).

**Metallmarkt (London).** Notierungen vom 7. Okt. 1913.

Kupfer 73 £ 8 s 9 d, 3 Monate 73 £ 6 s 3 d.  
 Zinn 184 £, 15 s, 3 Monate 185 £ 10 s.  
 Blei, weiches fremdes, Sept.-Abladung (bez.) 20 £ 2 s 6 d bis 20 £ und (bez.) 20 £ [2 s, 6 d, Dez. (bez.) 18 £, 12 s 6 d, englisches 20 £ 10 s.  
 Zink, G. O. B. Okt. (bez.) 20 £ 15 s, Jan. 21 £ 7 s 6 d, Sondermarken 22 £.  
 Quecksilber (1 Flasche) 7 £ 5 s.

**Patentbericht.**

**Anmeldungen,**

die während zweier Monate in der Auslegehalle des Kaiserlichen Patentamtes ausliegen.

Vom 29. September 1913 an.

**5 b.** D. 28 135. Vorrichtung zum zeitweiligen starken Ausblasen der Bohrlöcher durch das Arbeitsmittel bei Preßluft- oder Dampfbohrhämern und Maschinen, bei denen das Druckmittel von der vordern Zylinderseite durch Kanäle o. dgl. zu dem hohlen Bohrer geleitet wird. Deutsche Maschinenfabrik-A.G., Duisburg. 2. 1. 13.

**5 b.** Sch. 43 624. Gesteinbohrmaschine. Schlesische Gruben- und Hüttenbedarf-G. m. b. H., Kattowitz (O.-S.). 17. 4. 13.

**12 k.** B. 71 816. Verfahren zur Verarbeitung des Gaswassers. Berlin-Anhaltische Maschinenbau-A.G., Berlin. 9. 5. 13.

**22 g.** Z. 8201. Verfahren zur Behandlung von Teerölen und Teeren pflanzlichen, tierischen oder mineralischen Ursprungs und ähnlichen Stoffen zum Zweck der Gewinnung wasserlöslicher und wasserunlöslicher Fraktionen. Ruppert Julius Zink, Dresden, Polierstr. 20. 14. 12. 12.

**35 a.** B. 72 834. Elektrische Bremsschaltung für Hebebühnen. Firma E. Becker, Maschinenfabrik, Berlin-Reinickendorf. 17. 6. 13.

**40 b.** F. 36 132. Verfahren zur Herstellung von Gemischen von Metallen bzw. Metallegierungen mit solchen Stoffen, die sich in dem Metall bzw. der Metallegierung nicht oder nur in beschränktem Maße lösen. Kurt Friedrich, Breslau, Mozartstr. 11. 12. 3. 13.

**42 l.** A. 23 831. Verfahren und Vorrichtung zur Feststellung von Methan oder andern brennbaren Gasen in der Luft. Akkumulatoren-Fabrik A.G., Berlin. 15. 4. 13.

**42 l.** K. 53 663. Vorrichtung zum Erkennen und Messen des Gehaltes der Luft an brennbaren Gasen. Wilhelm Kraushaar, Berlin-Oberschöneweide, Wilhelmminenhofstr. 69. 13. 1. 13.

**74 b.** B. 70 212. Vorrichtung zum Anzeigen schlagender Wetter oder anderer explosiver Gase. Dr. Hermann Beckmann, Zehlendorf b. Berlin, Beerenstr. 2. 11. 1. 13.

Vom 2. September 1913 an.

**10 a.** K. 55 267. Ofenanlage zur Erzeugung von Gas und Koks mit unmittelbarer Parallelschaltung zwischen Heizwänden und Wärmespeichern für senkrechte, besonders für stetig betriebene Ofenkammern; Zus. z. Anm. K. 52 131. Heinrich Koppers, Essen (Ruhr), Moltkestr. 29. 18. 6. 13.

**10 a.** K. 55 921. Türdichtung an Großkammeröfen zur Erzeugung von Gas und Koks. Heinrich Koppers, Essen (Ruhr), Moltkestr. 29. 23. 8. 13.

**10 a.** O. 8693. Verfahren zur Herstellung einer dichten, glatten sowie gegen mechanische und chemische Einflüsse widerstandsfähigen Schutzschicht auf den Wänden von Koksofenkammern. Dr. C. Otto & Co., G. m. b. H., Bochum. 25. 6. 13.

**10 a.** St. 18 349. Vorrichtung zum Ablöschen von Koks im ansteigenden Wasserbad unter gleichzeitiger Gewinnung von gespanntem Dampf. Ernst Storl, Tarnowitz (O.-S.). 20. 3. 13.

**10 a.** W. 41 780. Koksandrückmaschine mit Einbnungsvorrichtung. Rudolf Wilhelm, Altenessen (Rhld.), Vereinsstr. 37. 12. 3. 13.

**14 c.** H. 58 566. Vorrichtung zum Umsteuern von Kraftmaschinen, im besondern Dampfturbinen. Herbert T. Herr, Pittsburg (V. St. A.); Vertr.: Henry E. Schmidt, Dipl.-Ing. Dr. W. Karsten und Dr. C. Wiegand, Pat.-Anwälte, Berlin SW 11. 4. 11. 11.

**35 a.** E. 18 612. Aufhängevorrichtung für Förderkörbe, Aufzüge u. dgl. mit einer zur Höheneinstellung des Förderkorbes vorgesehenen Schraubenspindel. Otto Eigen, Grüne (Westf.). 9. 11. 12.

**35 a.** N. 14 156. Vorrichtung zum Festhalten der Wagen auf dem Förderkorb. Offene Handelsgesellschaft E. Nacks Nachfolger, Kattowitz (O.-S.). 13. 3. 13.

**46 d.** A. 22 821. Vorrichtung zum Verdichten von Gasen, die im besondern zum Heben von Flüssigkeiten dienen sollen, unter Benutzung eines Wassergebläses. Emmanuel Felix Aumont, Calsados (Frankr.); Vertr.: Pat.-Anwälte E. Lamberts, Berlin SW 61, und Dr. G. Lotterhos, Frankfurt (Main) 1. 24. 9. 12. Priorität aus der Anmeldung in Frankreich vom 26. 9. 11 anerkannt.

**46 d.** M. 49 381. Auspuffsteuerung für stoßend arbeitende Preßluftmotoren und Preßluftwerkzeuge mit unmittelbarem Auspuff ins Freie mit Verwendung eines doppelseitigen Stufenkolbens; Zus. z. Pat. 230 979. Maschinenfabrik »Westfalia« A.G., Gelsenkirchen. 23. 10. 12.

**47 d.** D. 27 965. Hülse für konisch vergossene Seilenden. Deutsche Maschinenfabrik A.G., Duisburg. 12. 12. 12.

**59 b.** E. 18 429. Schaltvorrichtung für aus einzelnen Stufen bestehende Kreiselpumpen, -gebläse oder -kompressoren. Eisenwerk (vorm. Nagel & Kaemp) A.G. und Emil Schneider, Hamburg, Sonninstr. 17/18. 14. 9. 12.

**59 b.** H. 57 255. Zentrifugalpumpe mit seitlich offenem Riegelrad und innerhalb des umlaufenden Flügelrades zwischen feststehenden Seitenwänden geführtem Wasserstrom. Haniel & Lueg, Düsseldorf-Grafenberg. 20. 3. 12.

**80 c.** N. 13 735. Schamottestein für die Ausmauerung von Drehöfen mit Aussparungen zur Erzielung von Luftkanälen. Dr. Wilhelm North, Thale (Harz). 21. 10. 12.

#### Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 29. September 1913.

**1 a.** 569 470. In einem Rahmen auf Kugeln beweglich gelagertes Schüttelsieb mit dreifachen Sieblächen. Lentz & Zimmermann G. m. b. H., Düsseldorf-Rath. 1. 9. 13.

**1 a.** 569 991. Setzmaschine mit nach außen geneigtem Sieb und darüber liegendem Einlauftrichter. Fried. Krupp, A.G., Grusonwerk, Magdeburg-Buckau. 26. 4. 12.

**1 b.** 569 571. Magnetscheider zur Aufbereitung von Erzen u. dgl. mit in Richtung der Scheidegutbewegung einstellbarer Magnetisierung. Maschinenbau-Anstalt Humboldt, Köln-Kalk. 1. 4. 12.

**4 d.** 569 847. Elektromagnetische Zündanordnung für Benzinlampen usw. Magnet-Werk, G. m. b. H., Eisenach, Spezialfabrik für Elektromagnet-Apparate, Eisenach. 3. 9. 13.

**5 b.** 569 014. Einsatzbohrer mit Zentrierspitze für Gesteinbohrmaschinen. Oberschlesische Eisen-Industrie-A.G. für Bergbau und Hüttenbetrieb, Gleiwitz. 30. 8. 13.

**5 b.** 570 000. Schlaggerät mit Schmierlöchern im festen Kurvenstück. Siemens-Schuckertwerke, G. m. b. H., Berlin. 6. 3. 13.

**5 c.** 568 835. Spurlattenverbindung. August Huchthausen, Sarstedt. 16. 8. 13.

**10 a.** 568 917. Dampfstrahl-Füllgasabsaugung mit Löschdüse. Heinrich Flasche, Bochum (Westf.). 28. 8. 13.

**10 a.** 569 164. Füllwagen. Herm. Joseph Limberg, Gelsenkirchen, Ückendorferstr. 306. 28. 8. 13.

**20 f.** 569 649. Wagenaufhaltevorrichtung für Förderbahnen mit Gefälle zum Regeln des selbsttätigen Ablaufes

der Förderwagen. Maschinenfabrik Baum A.G., Herne (Westf.). 31. 5. 13.

**21 f.** 569 497. Sicherheitsvorrichtung zur Verhinderung der Entzündung von Schlagwettern durch elektrische Grubenlampen. Friemann & Wolf, G. m. b. H., Zwickau (Sachsen). 5. 10. 12.

**21 g.** 569 337. Lasthebemagnet mit künstlicher Kühlung durch eingebauten Ventilator. Magnet-Werk G. m. b. H., Eisenach. 1. 3. 13.

**24 c.** 569 043. Gaswechselventil für Regenerativöfen mit im Ventilgehäuse umsetzbarer Muschel. Vereinigte Eisenhütten u. Maschinenbau A.G., Barmen. 1. 3. 13.

**26 b.** 569 621. Azetylen-Grubenlampe. Grümer & Grimberg, G. m. b. H., Bochum. 2. 9. 13.

**34 f.** 569 666. Kleideraufzug. Firma M. Herdemerten, Kattowitz (O.-S.). 28. 8. 13.

**35 a.** 569 313. Schachtgitter, die durch das auf- oder niedergehende Fördergestell geöffnet werden, beim Abgang des Gestelles sich durch ihre eigene Schwere wieder schließen und bei Bedarf ausgerückt werden können. Arno Stölzel, Ölsnitz (Elsaß). 20. 8. 13.

**40 a.** 569 856. Vorrichtung zur mechanischen Entleerung von metallurgischen Öfen, im besondern von Zinkmuffeln. Franz Mèguin & Co., A.G., und Wilhelm Müller, Dillingen (Saar). 30. 12. 12.

**49 e.** 569 170. Steuerung für Lufthämmer. Eulenberg, Moenting & Co. m. b. H., Schlebusch-Manfort. 29. 8. 13.

**81 e.** 569 513. Sicherheitseinsatz für zur Aufnahme feuergefährlicher Flüssigkeiten dienende Gefäße. Fabrik explosionssicherer Gefäße G. m. b. H., Salzkotten (Westf.). 24. 5. 13.

**81 e.** 569 962. Auslösungsvorrichtung für Hängebahnen. König, Kücken & Co., Berlin. 25. 8. 13.

**87 b.** 569 271. Steuerung für schnellschlagende Druckluftwerkzeuge mit in einem Schlitz gelagerter, frei hin und herflatternder Steuervorrichtung aus elastischem Stahlband. Frankfurter Maschinenbau-A.G., vorm. Pokorny & Wittekind, Frankfurt (Main)-Bockenheim. 5. 1. 11.

#### Verlängerung der Schutzfrist.

Folgende Gebrauchsmuster sind an dem angegebenen Tage auf drei Jahre verlängert worden.

**10 b.** 439 344. Industriebrikett usw. Phönix A.G. für Braunkohlenverwertung, Berlin. 11. 9. 13.

**10 b.** 531 931. Retorte usw. Graigola Merthyr Co. Ltd., Swansea (Süd-Wales), Frank Cory Yeo, Dan-y-coed b. Swansea, und Thomas Augustus Goskar, Mumbles b. Swansea; Vertr.: A. Elliot, Pat.-Anw., Berlin SW 48. 17. 9. 13.

**26 d.** 441 951. Gaswascher usw. August Stolte, Zweibrücken (Pfalz). 19. 9. 13.

**47 d.** 439 112. Kugellager-Seilschloß usw. Georg August Teich, Cornigliano-Ligure b. Genua; Vertr.: Dr. D. Landenberger, Pat.-Anw., Berlin SW 61. 16. 9. 13.

**50 c.** 440 614. Kran usw. Deutsche Maschinenfabrik A.G., Duisburg. 16. 9. 13.

**61 a.** 439 609. Zwischenstück an Patronenträgern usw. Drägerwerk Heinr. & Bernh. Dräger, Lübeck. 13. 9. 13.

**88 b.** 444 006. Umsteuervorrichtung usw. Falkenberg & Büsing, Dortmund. 11. 9. 13.

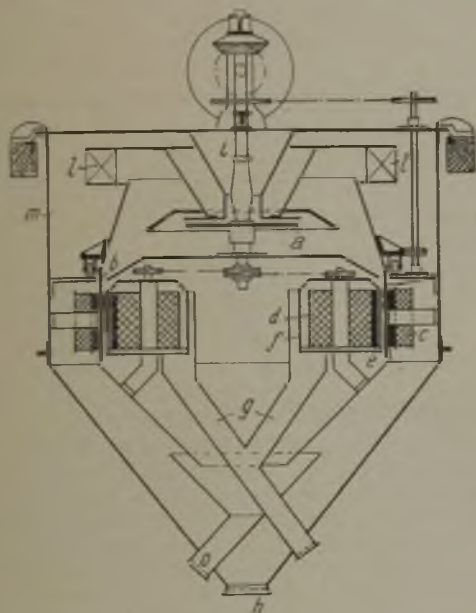
#### Deutsche Patente.

**11b<sup>2</sup>(4).** - 263 878, vom 3. Juli 1912. Firma Gebr. Pfeiffer in Kaiserslautern. *Magnetischer Scheider.*

Der Scheider besteht in der Hauptsache aus einer unterhalb eines Aufgabetrichters *i* angeordneten, umlaufenden, wagerechten Scheibe *a* und einer diese umgebenden sich drehenden Magnettrommel *b*, gegen die das zu scheidende Gemisch von der Scheibe geschleudert wird. Innerhalb der Trommel *b*, die durch sie umgebende feststehende Spulen *c* magnetisiert wird, sind feststehende Magnetwalzen *d* mit einem im Querschnitt segmentförmigen Anker *e* angeordnet, die von einem in entgegengesetzter Richtung wie die Magnettrommel angetriebenen Mantel *f* aus unmagnetischem Stoff (z. B. Messing) umgeben sind,



der stärker magnetisiert wird als die Trommel *b*. Infolgedessen springen die an dieser haftenden magnetischen Teilchen des Scheidegutes an den Mantel *f* über, sobald sie bei der Drehung der Trommel diesem Mantel genügend nahe gekommen sind. Von diesem fallen die Gutteilchen alsdann in einen Austragtrichter *g*, sobald sie durch den sich drehenden Mantel aus dem Wirkungsbereich des Ankers *e* befördert sind. Die an der Trommel *b* hinabfallenden unmagnetischen Teilchen des Gutes werden durch einen Austragtrichter *o* aus dem Scheider entfernt.



Die Trommel und die Mäntel der Magnetwalzen können auch gleich stark magnetisiert werden; in diesem Fall wird die Trommel an den Stellen nicht magnetisiert, an denen die Gutteilchen durch die Mäntel *f* übernommen werden sollen. Auf der Antriebachse der Scheibe *a* kann ein Ventilator *l* angeordnet werden, der den infolge der Schleuderwirkung der Scheibe in dem Scheider entstehenden Staub absaugt und in ein den Scheider umgebendes, unten trichterförmiges Gehäuse *m* mit einem Austragstutzen *h* schleudert.

**5 d (9).** 263 998, vom 8. August 1912. John Fordyce Balfour in Portobello (Schottl.). *Einrichtung zur Einschränkung des Wirkungsbereiches von Grubenexplosionen mit Hilfe einer infolge des Explosionsdruckes sich selbsttätig bildenden Scheidewand aus Wasserstrahlen, die aus im Grubengänge angeordneten Röhren ausströmen.*

Die Röhren, aus denen die die Scheidewand bildenden Wasserstrahlen ausströmen, sind bei der Einrichtung auf mehreren Seiten des Grubenganges angeordnet oder bilden einen dem Querschnitt des Grubenganges entsprechenden Rahmen. Außerdem erstrecken sich die Schlitze, aus denen die Wasserstrahlen die Röhre verlassen, über die ganze Länge der Rohre ohne Unterbrechung und liegen so, daß von den aus ihnen austretenden Strahlen Wasserflächen gebildet werden, die nach der Richtung, in der eine Explosion auftreten, d. h. von welcher der Explosionsdruck kommen kann, gerichtet sind und zusammen eine dach- oder pyramidenförmige Scheidewand bilden.

**10 a (4).** 264 004, vom 22. April 1911. August Putsch in Bethlehem, Penns. (V. St. A.). *Regenerativkoksöfen mit in der Längsrichtung der Ofenreihe liegenden Regeneratoren.*

In der Längsrichtung des Ofens sind mehrere selbständige Einzelregeneratoren hintereinander angeordnet, von denen die geradzahligen und die ungeradzahligen abwechselnd auf Abgas bzw. Frischluft geschaltet werden. Jeder Regenerator ist dabei zweckmäßig einerseits an einen von zwei zur Frischluftzuführung bzw. zur Verbrennungsgasableitung dienenden Kanälen, andererseits an zwei

neben oder über ihnen liegende Längskanäle angeschlossen, von den die Leitungen zu den Heizzügen abzweigen.

Soll die Regeneratoranordnung für Öfen mit Zugumkehr verwendet werden, so wird der eine Teil der Heizzüge an den einen der Längskanäle und der andere Teil der Heizzüge an den andern Längskanal angeschlossen, und am Ende der zur Frischluftzuführung und zur Verbrennungsluftableitung dienenden Kanäle wird eine Umschaltvorrichtung angeordnet, durch welche die Kanäle abwechselnd mit der Außenluft und dem Schornstein verbunden werden. Außerdem werden zwei Gasleitungen vorgesehen, an welche die Heizzüge abwechselnd fest angeschlossen sind, und die beim Umkehr des Zuges wechselweise geöffnet und geschlossen werden.

Bei der Verwendung der Regeneratoranordnung für Öfen ohne Zugumkehr wird jeder Regenerator mit beiden Längskanälen verbunden, wobei in die Verbindungskanäle Schieber eingebaut werden, so daß entweder nur die Verbrennungsheizzüge oder nur die Ableitungsheizzüge mit dem Regenerator in Verbindung gebracht werden können.

**20 e (16).** 264 141, vom 1. Mai 1913. Gustav Schreyer in Dolken b. Beuthen (O.-S.). *Zugkupplung im besondern für Förderwagen.* Zus. zum Patent 248 890. Längste Dauer: 14. März 1926.

An einer am Förderwagen befestigten Zugstange jedes Teiles der Kupplung sind mit einem Bolzen zwei Seitenstücke drehbar befestigt, von denen jedes mit einem bei gestreckter Kupplung senkrecht stehenden Schlitz versehen ist. In den Schlitzen der Seitenstücke ruhen die Enden des die Kuppelöse und den Kuppelhaken tragenden zylindrischen Bolzens.

**21 f (60).** 264 155, vom 6. Oktober 1912. Friemann & Wolf, G. m. b. H. in Zwickau (Sachsen). *Sicherheitsvorrichtung zur Verhinderung der Entzündung von Schlagwettern durch elektrische Grubenlampen.*

Nach der Erfindung ist die Glühbirne der Lampe mit einem Glassockel versehen, in den die Stromzuleitungsdrähte fest eingeschmolzen sind. Die Verbindungsstelle zwischen dem Sockel und der Glühbirne ist dabei so schwach bemessen, daß die Birne von dem Sockel abgebrochen wird, wenn sie einen Stoß erhält, durch den sie nicht zertrümmert wird. Beim Abbrechen der Glühbirne vom Sockel brechen auch die fest eingeschmolzenen Stromzuleitungsdrähte ab.

**21 h (11).** 264 041, vom 31. Januar 1913. Poldihütte Tiegelgußstahlfabrik in Wien. *Stromzuführung für elektrische Schmelzöfen, bei denen der Strom von einem äußeren Leiter zunächst durch eine Schicht mittlerer Leitfähigkeit und dann durch die aus einem Leiter zweiter Klasse bestehende Ofenzustellung dem Schmelzgut zugeführt wird.*

Das Ende des äußern Leiters der Stromzuführung, das mit einem Gemisch von Graphit, Kohle, Koks, Eisenfeilspänen, Kupferfeilspänen o. dgl. und Teer, Sirup o. dgl. bestrichen werden kann, ist in die Schicht von mittlerer Leitfähigkeit eingebettet. Diese kann dabei in einer nach außen durch eine Schutzplatte abgedeckten Vertiefung der Ofenzustellung untergebracht und mit Teilchen von guter Leitfähigkeit (z. B. mit Eisen- oder Kupferfeilspänen) durchsetzt sein. Falls Kabel als äußere Leiter verwendet werden, können deren Drähte wellenförmig gebogen und fächerförmig in der Schicht von mittlerer Leitfähigkeit ausgebreitet werden, und bei Verwendung plattenförmiger Außenleiter können deren Enden lamellenartig geteilt und die Lamellen wellenförmig gebogen sowie fächerförmig über die Schicht von mittlerer Leitfähigkeit verteilt werden.

**26 d (3).** 264 049, vom 5. August 1912. Berlin-Anhaltische Maschinenbau-A.G. in Berlin. *Zentrifugal-Gaswascher mit mehreren übereinander liegenden Kammern, in denen je ein in einer Tasse des Kammerbodens wagerecht laufendes Schleuderrad angeordnet ist.*

Bei dem Gaswascher sind die Schleuderarme des Schleuderrades, welche die Waschflüssigkeit aus den Tassen der Kammerböden schöpfen, mit an ihrem äußern Rande

wellenförmig gebogenen Leitschaufeln versehen. Außerdem sind die Böden der einzelnen Kammern nach der Mitte zu geneigt, die Tassen der Kammerböden ringförmig ausgebildet und die innern Wände der Tassen niedriger als die äußern.

**26 d (3).** 264 050, vom 26. Oktober 1912. Berlin-Anhaltische Maschinenbau-A.G. in Dessau. *Gaswascher mit in einer umlaufenden Trommel angeordneten, von Schöpfbechern berieselten Waschkörpern.*

Der freie Ausströmungsquerschnitt des Schöpfbeckers der umlaufenden Trommel des Waschers ist durch am offenen Ende der Becher vorgesehene Stauflächen verringert. Die Stauflächen verzögern den Austritt der Flüssigkeit aus den Bechern so, daß die Waschkörper auch bei der Abwärtsbewegung der Becher ausreichend berieselt werden.

Die Schöpfbecher können an ihrem offenen Ende mit einer einen Kanal zum Eintritt der Flüssigkeit frei lassenden Tasche versehen sein, in deren Wand ein oder mehrere Austrittsöffnungen für Flüssigkeit vorgesehen sind.

**26 e (5).** 264 160, vom 21. April 1912. Compagnie anonyme continentale pour la fabrication des compteurs à gaz et autres appareils in Paris. *Vorrichtung zum Ausziehen von Koks mit von Längsträgern getragenen und durch an den Enden dieser Stangen angebrachte Handgriffe drehbaren Armen, die sich hinter die Koksmaße nach Einführung der Vorrichtung in die Retorte senken und so zum Herausziehen der Koksmaße dienen.*

Die zum Tragen der Arme dienenden Stangen der Vorrichtung sind in einer Art Rinne aus U-Eisen gelagert. Ferner besitzt die Vorrichtung eine an ihren Enden gelenkig aufgehängte Platte, die frei vor den Schaufeln schwingt und leicht in die Retorte eingeführt werden kann, da sie auf der Koksschicht entlang gleitet. Die Platte fällt, sobald sie am Ende der Retorte angekommen ist, vor die Rührarme, stützt sich auf diese und bewirkt beim Ausziehen die vollständige Leerung der Retorte.

**35 a (9).** 264 059, vom 13. Dezember 1912. Rudolf Penkert, Oswald Kalus und Alfred Weißenberg in Gleiwitz (O.-S.). *Sicherheitsvorrichtung für Aufzüge mit unter Federwirkung beweglich gelagerter Seilscheibe.*

Eins der in senkrechter oder wagerechter Richtung beweglichen, verschiebbaren Lager der Seilscheibe und die Führung für dieses Lager sind so mit je einem Kontakt einer elektrischen Signalleitung oder einer elektrischen Sicherheitsvorrichtung verbunden, daß das Signal oder die Sicherheitsvorrichtung ausgelöst wird, wenn das Förderseil infolge Hängenbleibens des Förderkorbes schlapp wird und die Seilscheibe durch die auf ihre Lager wirkenden Federn verschoben wird.

**35 a (18).** 264 060, vom 7. Januar 1913. Severin Jarzombek in Ruda (O.-S.). *Vorrichtung zum selbsttätigen Öffnen und Schließen der wagerecht verschiebbaren Schachtzugangstüren für Aufzüge aller Art.*

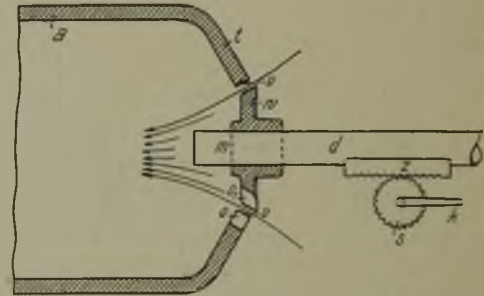
Die Vorrichtung besteht aus mit einem Schlitz *n* über einen Stift *o* der in wagerechter Richtung verschiebbaren Schachttür *a* greifenden, drehbar am Schachtgerüst *b* o. dgl. gelagerten Hebel *m*, einem ebenfalls drehbar am Schachtgerüst o. dgl. gelagerten, in die Bahn des Förderkorbes ragenden Hebel *g* und die Drehachsen der beiden Hebel *m* und *g* verbindenden Zwischengliedern (Zahnradern o. dgl.). Die Hebel sind dabei so angeordnet, daß die Tür bei der tiefsten Lage des Hebels *g* geschlossen ist, und die Tür geöffnet wird, wenn der Hebel *g* durch einen Anschlag *e* des Förderkorbes angehoben wird. Das Schließen der Tür wird durch das Gewicht des Hebels *g* oder ein Gegengewicht bewirkt, sobald der Anschlag des Förderkorbes diesen Hebel freigibt.



**35 a (22).** 264 063, vom 29. November 1910. A.G. Brown, Boveri & Co. in Baden (Schweiz). *Gewichtsbremse für Aufzugsmaschinen u. dgl.*

Das Wesen der Einrichtung besteht darin, daß das Bremsgewicht unter voller Einwirkung der Erdbeschleunigung bis zum Aufsetzen der Bremsbacken ungedämpft fällt, worauf erst durch Aufladen eine Puffervorrichtung bzw. Überwinden eines Bremswiderstandes die hierbei frei werdende Arbeit verzehrt wird, deren Entladung in solcher Weise gehemmt wird, daß sie keine Pendelungen des Bremshebels verursachen kann.

**40 a (5).** 263 940, vom 18. Juni 1912. G. Polysius, Eisengießerei und Maschinenfabrik in Dessau. *Rotiererauslauf mit zusammengezogenem Auslaufquerschnitt.*



Der Auslauf, der z. B. bei sich drehenden Öfen verwendet werden soll, die zum Rösten, Kalzinieren und Sintern von Erzen dienen, ist durch ein regelbares Ventil verschließbar, so daß er während des Arbeitsvorganges verschlossen werden kann. Das Ventil, das ebenso wie der zusammengezogene Teil *t* des Ofens *a* mit Öffnungen *o*<sub>1</sub> bzw. *o*<sub>2</sub> für den Austritt des fertig verarbeiteten Gutes versehen sein kann, kann als Keg ventil *w* ausgebildet und auf der Düse *d* befestigt sein, durch die der Brennstoff in den Ofen eingeführt wird. Die Düse wird in diesem Fall axial verschiebbar angeordnet, so daß sie zur Regelung des Auslaufschlitzes *v* zwischen der Ofenwandung und dem Ventil z. B. mit Hilfe eines in eine Verzahnung *z* der Spindel eingreifenden Zahnrades *s* verschoben werden kann.

**40 c (11).** 264 071, vom 15. März 1911. Kunigoro Namekawa, Jishichiro Miyazawa, Shotaro Emura in Shitaya b. Tokio und Kumazo Miyabara in Nezu, Hongo, b. Tokio (Japan). *Verfahren zum elektrolytischen Ausscheiden von Zink aus einer Zinkvitriollösung, bei dem Bleielektroden als Anoden benutzt werden, die von Zeit zu Zeit elektrolytisch gereinigt werden, indem sie als Kathoden in einen Stromkreis eingeschaltet werden.* Für diese Anmeldung ist bei der Prüfung gemäß dem Unionsvertrage vom 20. März 1883/14. Dezember 1900 die Priorität auf Grund der Anmeldung in Japan vom 19. März 1910 anerkannt.

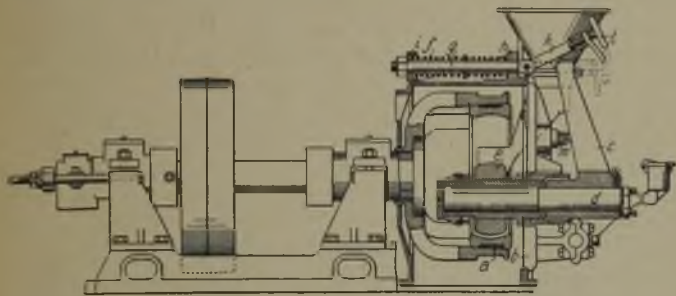
Nach dem Verfahren werden die als Anoden dienenden Bleielektroden im Bade selbst als Kathoden geschaltet, sobald sich im Bade ein polarisierter Gegenstrom bemerkbar macht. Das Verfahren kann in der Weise ausgeführt werden, daß die Kathoden aus dem Elektrodengefäß entfernt werden, ein Teil der Anoden als Kathoden geschaltet werden und nach einer gewissen Zeitdauer der Strom umgekehrt wird, oder es können zur Ausführung des Verfahrens, d. h. zur Reinigung der Anoden, die Arbeitskathoden ausgeschaltet, die Arbeitsanoden als Kathoden geschaltet und zwischen zwei aufeinanderfolgenden Anoden von entgegengesetzter Polarität aus Blei oder Kohle hergestellte Hilfsanoden in das Bad eingeführt werden.

**50 e (4).** 263 966, vom 10. Februar 1912. Pierre Alriq in Paris. *Nadelbrecher.* Für diese Anmeldung ist bei der Prüfung gemäß dem Unionsvertrage vom 20. März 1883/14. Dezember 1900 die Priorität auf Grund der Anmeldung in Frankreich vom 10. Juni 1911 anerkannt.

Bei dem Brecher wird das zu zerkleinernde Gut (Kohle o. dgl.) durch endlose Förderbänder so unter die auf- und abwärts bewegten Brechnadelgruppen hinweg bewegt, daß

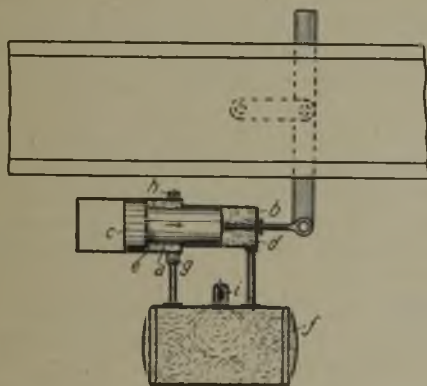
die Gutteile nur einmal von jeder Nadelgruppe getroffen werden.

**50 c (9).** 263 967, vom 8. August 1912. Sturtevant Mill Co. in Portland, Staat Maine, und Boston, Staat Mass. (V. St. A.). *Brechwerk*. Zus. zum Patent 221 400. Längste Dauer: 13. November 1923. Für diese Anmeldung ist bei der Prüfung gemäß dem Unionsvertrage vom 20. März 1883/14. Dezember 1900 die Priorität auf Grund der Anmeldung in den Vereinigten Staaten von Amerika vom 31. Oktober 1911 anerkannt.



Bei dem im Hauptpatent geschützten Brechwerk wird eine Brechwalze durch eine Feder gegen einen sie umgebenden, sich drehenden Brechring gedrückt. Die die Brechwalze gegen den Brechring drückende Feder ist nach der Erfindung so angeordnet, daß sie sich gegen das feste Gehäuse des Brechwerkes bzw. einen Vorsprung dieses Gehäuses stützt und gleichzeitig dessen schwingenden Deckel in der Schließlage hält. Die Feder *f* kann z. B. auf einem durch eine Bohrung des als festes Gegenlager für sie dienenden Gehäuseansatzes *h* geführten Bolzen *g* angeordnet sein, der einerseits eine Scheibe *i* trägt, gegen welche die Feder drückt, andererseits gelenkig mit einem eine Druckschraube *l* tragenden Bügel verbunden ist. Dieser greift, wenn das Brechwerk im betriebsfertigen Zustand ist, über das freie Ende eines drehbar am Deckel *b* des Brechwerkes gelagerten, die Drehachse *d* der Brechwalze *e* tragenden Hebel *c*. Zwischen diesem und dem Deckel *b* ist eine Druckfeder *m* eingeschaltet, die verhindert, daß die Brechwalze mit dem sich drehenden Brechring *a* in Berührung kommt.

**81 e (15).** 263 983, vom 21. Februar 1912. Firma Gebr. Hinselmann in Essen (Ruhr). *Antrieb für Schüttelrutschen*. Zus. zum Patent 227 857. Längste Dauer: 6. September 1924.



Die Erfindung betrifft eine Gegendruckmaschine, die bei dem in dem Patent 227 857 geschützten, nicht mit einem Druckmittel arbeitenden Antrieb für Schüttelrutschen verwendet werden soll. Die Gegendruckmaschine besteht aus einem abgesetzten Zylinder *b* mit einem Stufenkolben *c*. Der vor der großen Stirnfläche dieses Kolbens befindliche Raum des Zylinders steht mit der Außenluft in Verbindung, während die vor der kleinen Stirnfläche sowie vor der Stufenfläche des Kolbens befindlichen Räume *d* bzw. *a* des Zylinders mit einem Sammelbehälter *f* verbunden sind, wobei in die Verbindungsleitung zwischen dem Raum *a*

und dem Behälter *f* ein Druckventil *g* eingeschaltet ist. Außerdem ist der Raum *a* mit einem Saugventil *h* versehen, das in die Außenluft mündet, und der Behälter *f* ist mit einem Sicherheitsventil *i* ausgestattet. Bei der-zwangläufigen Bewegung der Rutsche durch den Antrieb wird durch den Kolben *c* die in den Räumen *a* und *d* des Zylinders befindliche Luft verdichtet und in den Behälter *f* gedrückt. Eine unzulässige Erwärmung in der Maschine wird dabei durch das Sicherheitsventil *i* verhindert. Nach der Bewegungsumkehr der Rutsche wirkt die in dem Behälter *f* vorhandene Druckluft auf die kleinere Stirnfläche des Kolbens *c*, während der Raum *a* vor der Stufenfläche des Kolbens durch das Ventil *g* gegen den Behälter *f* abgeschlossen ist, so daß durch das Ventil *h* von außen Luft in den Raum *a* strömen kann.

**81 e (15).** 264 238, vom 20. Juni 1911. Steinkohlenbergwerk - Rheinpreußen in Homberg (Niederrhein). *Druckluftmotor zum Antrieb von in geneigter Ebene arbeitenden Schüttelrutschen*.

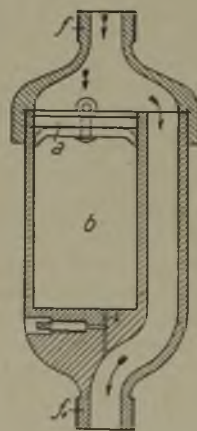
Der Motor ist nach Art der Zweifachexpansionsmaschinen mit zwei verschieden großen Zylindern versehen, von denen der kleine der Arbeitszylinder ist und der große als Ausgleichzylinder wirkt. Der Kolben des größeren Zylinders wird vom Kolben des Arbeitszylinders mit Hilfe eines Getriebes bewegt und ist mit dem Rutschengestänge verbunden. Das Getriebe ist dabei so ausgebildet, daß der Kolben des Ausgleichzylinders nur einen Hub macht, während der Kolben des Arbeitszylinders mehrere Hube ausführt. Infolgedessen wird die Rutsche erst bei mehreren Huben des Kolbens des durch Frischluft angetriebenen Arbeitszylinders einmal bewegt. Durch den Ausgleichzylinder, in dem die Auspuffluft des Arbeitszylinders ausgenutzt wird, wird eine Zusatzkraft für das Anheben der Schüttelrutsche geliefert und die beim Auffangen der niedergehenden Schüttelrutsche frei werdende Arbeit durch Verdichtung der Luft wiedergewonnen. Damit der Ausgleichzylinder nicht übermäßig erwärmt wird, kann er mit einem Mantel umgeben werden, in den die den Arbeitszylinder verlassende expandierte kalte Luft strömt.

**81 e (15).** 264 239, vom 20. Juni 1912. Gebr. Eickhoff in Bochum. *Vorrichtung zur Förderung von Massengütern in mit rotierendem Motor betriebenen Rollrinnen*.

Bei der Vorrichtung sind die Wälzbahnen für die Rollkörper der Förderrinne so geformt, daß im Gestänge der Antriebsvorrichtung nur Kräfte von ständig gleicher Richtung auftreten.

**87 b (2).** 263 991, vom 9. Juli 1912. Willi Vollmer in Berlin. *Selbsttätige Schmiervorrichtung für Preßluftwerkzeuge und -maschinen*.

Die Schmiervorrichtung besteht in bekannter Weise aus einem mit einem Kolben *a* versehenen Schmiermittelbehälter, dessen Achse parallel zur Achse der Preßluftleitung verläuft. Der Behälter ist nach der Erfindung in der Preßluftleitung angeordnet und am hintern, dem Preßluftstrom entgegengerichteten Ende offen, so daß der Luftstrom auf den Kolben *a* trifft. Das vordere, geschlossene Ende des Behälters hingegen steht durch einen in seinem Querschnitt regelbaren Kanal *i*, der in der Achse der um den Behälter herumgeführten Preßluftleitung *f*, *f*<sub>1</sub> liegt, mit dieser in Verbindung.



## Bücherschau.

**Geologische Karte von Preußen und benachbarten Bundesstaaten im Maßstab 1: 25 000.** Hrsg. von der Kgl. Preussischen Geologischen Landesanstalt. Lfg. 180 mit Erläuterungen. • Berlin 1912, Vertriebsstelle der Kgl. Preussischen Geologischen Landesanstalt.

Blatt Langeoog, Gradabteilung 22, Nr. 14. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 27 S. mit 1 Übersichtskarte und 1 Taf.

Blatt Esens, Gradabteilung 22, Nr. 20. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 67 S. mit 1 Übersichtskarte.

Blatt Middels, Gradabteilung 22, Nr. 26. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 67 S. mit 1 Übersichtskarte.

Blatt Spiekeroog, Gradabteilung 22, Nr. 15. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 27 S. mit 1 Übersichtskarte.

Blatt Karolinensiel, Gradabteilung 22, Nr. 21. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 67 S. mit 6 Abb. und 2 Übersichtskarten.

Blatt Wittmund, Gradabteilung 22, Nr. 27. Geologisch und agronomisch bearb. und erläutert durch F. Schucht. 67 S. mit 1 Übersichtskarte und 1 Taf.

Die vorliegende Lieferung bringt ein größeres Gebiet aus dem nordöstlichen Ostfriesland zur Darstellung. Der festländische Teil dieser Lieferung erhält sein Gepräge durch die auch für das weitere Küstengebiet der Nordsee kennzeichnenden Bodengebilde von Geest, Moor und Marsch; die beiden Gestadeinseln zählen zur Reihe der ostfriesischen Inseln.

Die Oberflächengestaltung Ostfrieslands zeigt im allgemeinen einfache Geländeformen. Der Hauptgeestrücken Ostfrieslands erstreckt sich von der oldenburgischen Geest aus von SO nach NW und ist wiederum von zahlreichen Tälern durchschnitten, die von der Wasserscheide aus nach NO und SW verlaufen und dadurch eine Parallelrückenlandschaft erzeugen. Sowohl auf der Mitte dieses Rückens als auch in seinen randlichen Gebieten treten z. T. sehr ausgedehnte Moore auf. Die Geest und ihre Randmoore werden, außer nach Süden zu, von den Niederungen der fruchtbaren Marschen umsäumt, die namentlich in den Mündungsgebieten der Weser und Ems große Ausdehnung gewinnen.

Nach der Nordsee zu wird das Watt durch die Reihe der ostfriesischen Inseln begrenzt. Nördlich von dieser Inselreihe dacht sich der Meeresboden dann allmählich zum eigentlichen Nordseebecken ab.

Dem Watt sind nach der See zu zahlreiche langgestreckte Sandbänke, sog. Platen, vorgelagert; auch die ostfriesischen Inseln selbst sind nichts anderes als große Sandplaten, die erst dadurch, daß sich die Flugsande auf ihnen zu vielschuppigen Dünen auftürmten, zu eigentlichen Inseln emporwachsen.

Die diluvialen Höhenböden Ostfrieslands erreichen in ihren mittlern Teilen Höhen von 5-10 m über N. N.; an wenigen Stellen, u. zw. in Dünengebieten, finden sich Höhen von 12-14 m. In ihren randlichen Gebieten flacht sich die Geest immer mehr ab und wird hier von den Randmoor- und Marschalluvionen begrenzt, deren Höhenlage selten über 1,5 m hinausreicht, zuweilen sogar etwas unter N. N. hinabsinkt.

Die älteste Formation, die aus Ostfriesland bisher bekannt geworden ist, ist das Tertiär; man hat es jedoch nur bei tiefen Bohrungen erreicht, z. B. bei Aurich, wo man bei 90 m Tiefe Braunkohle und Quarzsande erbohrte, die

tertiären Alters (Miozän?) sind. Über dem Tertiär lagert das Diluvium, das wir in zwei Abteilungen gliedern: in ein älteres, fluviatiles, und ein jüngeres, glaziales. Man kann den Nachweis führen, daß diese diluvialen Bildungen aus Ablagerungen zweier Eiszeiten bestehen. Bei der Darstellung des Diluviums auf der Karte wurde der jetzt vorherrschenden Ansicht Rechnung getragen, daß die letzte Vereisung die Weser nicht überschritten hat, daß das ostfriesische glaziale Diluvium also der vorletzten oder Saale-Eiszeit (Hauptvereisung) angehört. Die ältern, fluviatilen Bildungen fallen dagegen in die älteste Diluvialzeit, u. zw. im wesentlichen wohl in die drittletzte oder Elster-Eiszeit.

Das fluviatile Diluvium besteht aus schwarzen fossilfreien Tonmergeln und Mergelsanden sowie aus Kiesen und Sanden, die insgesamt oft über 70 m mächtig werden können und sehr wahrscheinlich durch von S oder SO kommende Flüsse abgelagert worden sind. Daß sie diluvialen Alters sind, beweisen u. a. die wenn auch meist nur ganz vereinzelt auftretenden Feldspäte in den Kiesen und Sanden sowie die nordischen Kiese und Gerölle, die in ihnen bei etwa 40-50 m Tiefe in verschiedenen Bohrungen auftreten, ferner die Tatsache, daß sich diese Bildungen, namentlich die schwarzen Tonmergel, als durchgehender Horizont nach dem Elbgebiete hin verfolgen lassen, wo in ihrem Liegenden die Grundmoräne der ältesten Vereisung nachgewiesen ist.

Als die Hauptvereisung von NO her ihre Gletscher über Ostfriesland ausbreitete, fanden diese hier ein im großen und ganzen ebenes Gelände vor, das aus den schwarzen Tonen und den mit ihnen oft wechsellagernden fluviatilen Kiesen und Sanden bestand. Auf dieser fast ebenen Niederung lagerte dann das abschmelzende Inlandeis seine Moränen in Form von Geschiebemergel, Kiesen und Sanden ab, deren Mächtigkeit selten mehr als 15 m erreichte.

Die deutsche Nordseeküste hat sich nach dem Rückzug des Inlandeises um mehr als 20 m gesenkt. Den Beweis für diese Annahme bringt die Tatsache, daß sich das Diluvium bis zu dieser Tiefe in flacher Abdachung unter den Alluvionen der Nordsee fortsetzt, und daß sich auf diesen gesunkenen Geestgebieten Heidevegetation, Wälder und Moore nachweisen lassen. Die altalluviale Küste hat sich nordwärts noch über die Kette der Gestadeinseln hinaus erstreckt. Ob und inwieweit diese allgemeine, in die Litorinazeit fallende Senkung durch Zeiten des Stillstandes oder gar vorübergehender Hebungen unterbrochen war, ist eine Frage, die sich heute noch nicht entscheiden läßt. Nur so viel steht fest, daß mindestens seit Beginn der heutigen Zeitrechnung eine meßbare säkulare Küstensenkung nicht mehr stattgefunden hat.

**Mitteilungen aus dem eisenhüttenmännischen Institut der Kgl. Technischen Hochschule Aachen.** Hrsg. von Professor Dr. F. Wüst, Geh. Regierungsrat. 5. Bd. 160 S. mit 205 Abb. Halle (Saale) 1913, Wilhelm Knapp. Preis geh. 14 M.

Den in den Jahren 1906, 1908, 1909 und 1911 erschienenen ersten 4 Bänden ist jetzt ein 5. Band gefolgt, der wieder eine Reihe interessanter wissenschaftlicher Arbeiten vereinigt. Es sind folgende Gegenstände behandelt: Einfluß des Mangans auf die Eigenschaften des Flußeisens (G. Lang), Kenntnis des stabilen Systems Eisen-Kohlenstoff (R. Ruer), System Manganoxydul-Kieselsäure (Fr. Doerincel), Berechnung des zur direkten Reduktion im Hochofen verbrauchten Kohlenstoffs (F. Wüst), Zusammensetzung des Gasstromes im Hochofen (Levin und Niedt), Direkte und indirekte Reduktion im Hochofen (M. Levin), Bestimmung der Löslichkeitslinie des Eisenkarbids in  $\gamma$ -Eisen (N. J. Wark), Polyederstruktur in Eisen-Kohlenstoff-Legierungen (N. J. Wark). Einfluß geringer Mengen von Phosphor,

Mangan und Zinn auf die physikalischen Eigenschaften von Kupfer (E. Münker), Einfluß des Siliziums auf die Eigenschaften des Flußeisens (P. Pagliani), Das System Kobalt-Kohlenstoff (G. Boecker), Kalorimetrische Untersuchung des Systems Eisen-Kohlenstoff (A. Meuthen), Einfluß der Wärmebehandlung auf die Festigkeitseigenschaften gezogener Bronze (P. Goerens und J. Dumont).

Auch das vorliegende Heft ist wieder ein Zeugnis, welche wichtige wissenschaftliche Unterstützung die Arbeit dieser neuen hüttenmännischen Institute der Technik leistet. Die Sonderausgabe dieser Arbeiten in Buchform ist vielleicht manchem sehr erwünscht, dem die Originalliteratur nicht zur Verfügung steht.

B. Neumann.

**Über die Nutzbarmachung der Kali-Endlaugen.** Von Berg-assessor Dr. Dietz. 87 S. Berlin 1913, Julius Springer. Preis geh. 3  $\text{M}$ .

Der Verfasser hat es sich zur Aufgabe gemacht, die gemachten Vorschläge zur Beseitigung oder Nutzbarmachung der Endlaugen der Kaliindustrie einer kritischen Prüfung zu unterziehen, um im Anschluß hieran zu ermitteln, ob derartige Bestrebungen überhaupt Aussicht auf Erfolg haben und in welcher Richtung sich die Bemühungen bewegen müssen. Er gibt zunächst einen Überblick über die allgemeinen Grundlagen, indem er die zur Verdampfung, zur Ausfällung oder zur Aufsaugung erforderlichen Energie- und Rohstoffmengen berechnet und die Kosten der verschiedenen Beseitigungsmöglichkeiten an Hand der chemisch-physikalischen Zahlentafeln unter Ermittlung der Anlage- und Betriebskosten berechnet.

Von Interesse ist seine Feststellung, daß sich das Vakuumverfahren ebenso wie die Grainerpfannen und ähnliche Verfahren teurer stellen als die Verdampfung durch unmittelbare Berührung mit den Feuergasen. Für das letztere Verfahren berechnet er die Kosten im günstigsten Falle auf 0,71  $\text{M}/\text{cbm}$  Endlauge. Die Verwendung von Kalk als Ausfällungsmittel wird durch die große Menge des verbrauchten Rohstoffes, die Verwendung von Soda durch den hohen Preis der letztern ganz erheblich teurer als das Eindampfen. Der Verfasser weist sodann nach, daß die Beseitigung der festen Rückstände aus der Endlauge als Bergeversatz unmöglich ist, da alsdann auf 1 cbm leergeforderten Raumes mehr als 2 cbm Versatz entständen.

Den allgemeinen Erörterungen folgt eine Beschreibung und Kostenberechnung der verschiedenen in Vorschlag gebrachten Verfahren, nämlich derjenigen von Nahsen, Mehner, Wagner, Plock & Mehner, Lauffer sowie der A.G. Heldburg. Kurz abgetan werden die Verfahren von Schliephake und Riemann, die in einem Hochofenprozeß durch Zusammenschmelzen des Karnallits mit Feldspat das Magnesium in ein Silikat unter Gewinnung von Salzsäure überführen wollen, ebenso das Verfahren von Forcke, der reines Magnesiumoxyd zusetzen will. Auch die Herstellung von Düngekalk, dem sog. Kalikalk, nach dem Verfahren von v. Alten wird zahlenmäßig als unwirtschaftlich nachgewiesen. Der Verfasser selbst macht den undurchführbaren Vorschlag, der Endlauge das Wasser durch Kieserit zu entziehen, der sich dabei in Glaubersalz verwandeln soll.

Im zweiten Teil des Buches gibt der Verfasser einen Überblick über die Verwendbarkeit des in den Endlaugen enthaltenen Magnesiums, Ausführungen, die einen unverhältnismäßig breiten Raum einnehmen.

Im dritten Teil endlich untersucht er die Verwertungsmöglichkeit für das in den Endlaugen enthaltene Chlor. Die Aussichtslosigkeit der Bemühungen in dieser Richtung

ergeben sich aus der Angabe des Verfassers, daß 100 kg Salzsäure des bisher üblichen Leblanc-Verfahrens nur 56 Pf. kosten, während das Chlormagnesiumsalz allein durch das Verdampfen der Endlaugen auf mindestens 71 Pf. dz berechnet wird.

Dagegen knüpft der Verfasser Hoffnung auf steigende Verwendung der Endlaugen zur Staubbekämpfung, in der Kunststeinindustrie, zu Bariumchlorid sowie für metallurgische Verfahren, die Chlor verwenden, und endlich an die Fähigkeit des Chlormagnesiums, Ammoniak aus der Luft anzuziehen. Das Ergebnis faßt er dahin zusammen, daß in absehbarer Zeit eine Nutzbarmachung sämtlicher Endlaugen kaum möglich erscheint, daß aber berechtigte Aussicht vorhanden sei, wenigstens einen Teil der Endlaugen unterzubringen. Man müsse zufrieden sein, wenn es gelänge, auch diejenigen Karnallitwerke lebensfähig zu machen, die keine Endlaugenkonzession besitzen. Nach wie vor würde jedoch die Beseitigung der Endlaugen durch Ableiten in die Flüsse Voraussetzung für eine gedeihliche Entwicklung der Kaliindustrie und für den wirtschaftlichen Ertrag der Werke sein.

Von Wert in dem vorliegenden Buch sind vor allem die Ermittlungen des Verfassers im ersten Teil über die Durchführbarkeit der verschiedenen Verfahren, die zur Beseitigung der Endlaugen in Vorschlag gebracht und größtenteils geschützt sind.

In der zweiten Hälfte des Buches, in der sich der Verfasser mehr auf das chemische Gebiet begibt, sind die Angaben weniger von wissenschaftlichem Wert, da sie mehr als im ersten Teil auf Schätzung beruhen. In den Einzelheiten hat das Buch außerdem einige Mängel. Wenn der Verfasser beispielsweise als Ausgleich gegenüber den erhöhten Kosten der Verdampfung die längere Lebensdauer der Grube bewertet, hierbei aber jede Verzinsung des Kapitals außer Betracht läßt und Gleichheit der Gesamtsumme der Ausbeute verlangt, ganz gleichgültig, ob diese jetzt oder in 100 Jahren gezahlt wird, so kann man seinen Ausführungen nicht beitreten. Ebenso wird der Verfasser mit der Angabe, es könne keinen Augenblick einem Zweifel unterliegen, daß das Mehnersche Verfahren durch Mischen von Vierersalz und Endlauge einen tragfähigen Versatz abgebe, auf den Widerspruch eines großen Teiles seiner Fachgenossen stoßen. Auch der Vorschlag des Verfassers, den Kieserit dazu zu verwenden, der Endlauge Wasser zu entziehen, ist einfach deshalb undurchführbar, weil infolge der Gegenwart des Magnesiumchlorides die beabsichtigte Reaktion nicht eintritt; die Anwesenheit der Laugen, besonders des Magnesiumchlorides, war ja gerade Voraussetzung für die Bildung von Kieserit, da beim Auskristallisieren einfacher Magnesiumsulfatlauge Bittersalz entsteht.

Im letzten Teile des Buches hat der Verfasser eine Reihe von Möglichkeiten, die Endlauge zu verwerten, außer Betracht gelassen, z. B. die Verwendung als Bindemittel für Briketts, als Klärmittel bei der Erzaufbereitung, worüber beispielsweise im Oberharz erfolgreiche Versuche angestellt worden sind, als Imprägnierungsmittel für nichttrocknende oder feuersichere Gegenstände. Dagegen wären die chemischen Ausführungen des Verfassers besser kürzer gehalten worden, da sie z. T. in jedem Lehrbuch der anorganischen Chemie zu finden sind.

Sp.

## Zeitschriftenschau.

(Eine Erklärung der hierunter vorkommenden Abkürzungen von Zeitschriftentiteln ist nebst Angabe des Erscheinungsortes, Namens des Herausgebers usw. in Nr. 1 auf den Seiten 36—38 veröffentlicht. \* bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

### Mineralogie und Geologie.

Das Zwitterstockwerk zu Geyer im Erzgebirge. Von Dittmann. (Forts.) Metall Erz. 22. Sept. S. 778/87\*. Der Stockwerksgranit. Das Erzvorkommen: Erzgänge; Flöze und Zwittertrümer; das gegenseitige Verhalten der Gänge, Flöze und Trümer; die Erze und ihre Verteilung im Stockwerk; besondere Gänge. (Schluß f.)

Über das Aufsteigen des Salzgebirges. Von Schöndorf. Kali. 1. Okt. S. 481/4\*. An Hand eines Beispiels zeigt der Verfasser, daß bei Wechsellagerung von sprödem und plastischem Material dieses infolge senkrechten Drucks in Spalten des spröden Materials in die Höhe gepreßt werden und hierbei die kühnsten Falten bilden kann. Verfasser glaubt, daß eine solche Bildung auch bei Salzstöcken möglich ist.

Occurrence of vein and placer gold, P. I. Von Eddingfield. Min. Eng. Wld. 13. Sept. S. 471/3\*. Die Goldvorkommen auf den Philippinen.

### Bergbautechnik.

The coal resources of Great Britain. Von Strahan. Ir. Coal Tr. R. 19. Sept. S. 451/3. Nach einer kurzen Besprechung der einzelnen Kohlenbezirke kommt Verfasser zu dem Ergebnis, daß der Kohlenvorrat Englands bis zu einer Teufe von 4000 Fuß 113 735 Mill. t beträgt. Hierbei sind jedoch die Flöze bis zu 1 Fuß Dicke berücksichtigt.

The Magistral district, Jalisco, Mexico. Von Ordonez. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 491/2. Eine alte mexikanische Kupfererzgewinnungsstätte.

Das Rossitz-Zbeschau-Oslawaner Steinkohlenrevier. Von Zelnicek. (Forts.) Öst. Z. 27. Sept. S. 547/50\*. Der Grubenbetrieb des Franziska-Schachtes: Aus- und Vorrichtung; Abbau; Förderung. (Forts. f.)

Astley Green colliery. Ir. Coal Tr. R. 26. Sept. S. 496/7\*. Allgemeine Angaben über die Anlagen der Grube.

Mining the wide ore bodies at Butte. VI. Von Rice. Min. Eng. Wld. 13. Sept. S. 465/8\*. Einzelheiten über den Bohrbetrieb.

Shaft timbering in swelling ground. Von Storms. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 498/9\*. Über Schacht- und Streckenausbau in quellendem Gebirge.

Betrachtungen über »Ausnutzung« und »Wirkungsgrad« elektrischer Förderanlagen unter besonderer Berücksichtigung der für Kaliwerke eigentümlichen Verhältnisse. Von Oppenheimer. (Forts.) Kali. 1. Okt. S. 489/98\*. Ausgleich der Belastungsschwankungen durch eine Pufferbatterie. Anschluß der Förderung an ein Drehstromnetz. Unmittelbarer Antrieb der Anlaßdynamo, Bauart Iffland. (Schluß f.)

Automatic link car coupler. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 500\*. Eine selbsttätige Kupplung für Förderwagen.

Approved safety lamps. (Forts.) Ir. Coal Tr. R. 19. Sept. S. 454/6\*. 26. Sept. S. 502/3\*. Weitere Angaben über die in England amtlich geprüften und zugelassenen Sicherheitslampen. (Forts. f.)

Safety in the mines of the iron ranges. Von Higgins. Min. Eng. Wld. 13. Sept. S. 461/4. Angaben und Vorschläge über die Erhöhung der Sicherheit im Grubenbetrieb.

Pneumatische Braunkohlenförderanlage. Von Schorrig. Braunk. 26. Sept. S. 447/51\*. Beschreibung verschiedener Ausführungen.

Influence of the presence of gas upon the inflammability of coal dust in air. Ir. Coal Tr. R. 19. Sept. S. 462\*. Mitteilung von Versuchen, welche die bekannte Tatsache bestätigen, daß Kohlenstaubexplosionen bei Gegenwart von Grubengas heftiger auftreten.

Zweiter internationaler Kongreß für Rettungswesen und Unfallverhütung in Wien. Z. Bgb. Betr. L. 1. Okt. S. 595/613\*. Bericht über den Kongreß und Wiedergabe einer Anzahl von Vorträgen.

Die Atmungsapparate im Rettungswesen beim österreichischen Bergbau. Von Pokorny. (Forts.) Öst. Z. 27. Sept. S. 552/5. Statistische Mitteilungen. Die Verwendung der Atmungsgeräte in Ernstfällen und die dabei gemachten Erfahrungen. (Forts. f.)

The Atlas Co's plant at Burgettstown, Penn. Von Llewellyn. Coal Age. 13. Sept. S. 368/7\*. Die Verarbeitung der Kohle von der Schachthängebank bis zur Verladung auf einer pennsylvanischen Kohlengrube.

Evolution in methods of handling slime. Von Spicer. Metall. Chem. Eng. Sept. S. 481/4\*. Die Fortschritte in der Erzschlammaufbereitung in Rhodesien.

Canvas plant of the Federal Lead Co. Von Rice. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 487/8\*. Beschreibung der Anordnung von Schlammtrischen in einer Bleierzaufbereitung.

No. 2 crushing plant of Natomas Consolidated. Von Vail. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 481/6\*. Beschreibung einer Golderzzerkleinerungs- und Aufbereitungsanlage in Kalifornien.

Studien zur Klärung der Aufbereitungswässer in Birkenberg. Von Fleißner. (Schluß.) Öst. Z. 27. Sept. S. 550/1. Klärversuche. Ergebnis der Untersuchungen, die im chemischen Laboratorium der montanistischen Hochschule zu Příbram ausgeführt wurden.

### Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Versuche über die Abhängigkeit der Dampf- feuchtigkeit von der Kesselbelastung. Von Deinlein. (Schluß.) Z. Bayer. Rev. V. 15. Sept. S. 170/2\*. Vorbereitung und Ausführung sowie Ergebnisse der Versuche mit Drosselscheibe und Kalorimeter.

Allgemeine Feuerungskontrolle der Dampfkessel. Von Winkelmann. El. Anz. 18. Sept. S. 1045/8. Entwicklung der Feuerungskontrolle. Die Art und Entstehung der Wärmeverluste. Die Kunst des Heizens. Messungen. Ursache und Bekämpfung der Rauchentwicklung.

Über allgemeine Gesichtspunkte bei der Anlage von Kesselhausbekohlungsanlagen. Von Hermanns. Z. Dampfk. Betr. 26. Sept. S. 475/7\*. Allgemeine Fragen. Beschreibung von Ausführungen der A.G. Amme, Giesecke und Konegen in Braunschweig und von A. Stotz in Stuttgart. (Forts. f.)

A modern distribution and storing plant. Von Gradenwitz. Coal Age. 13. Sept. S. 378/80\*. Beschreibung einer Hängebahn zur Beförderung der Kesselkohle auf einer deutschen Steinkohlengrube.

Die Wasserreinigung mit »Permutit« und »Allagit«. Von Beck. Z. Dampfk. Betr. 19. Sept. S. 463/5. Allgemeine Gesichtspunkte. Beschreibung der beiden Verfahren. Ein Vergleich fällt zugunsten des säurebeständigen Allagits aus.

Über neuere Gaserzeugerbauarten unter besonderer Berücksichtigung der Dampfkesselheizung. Von Gwosdz. (Schluß.) Z. Dampfk. Betr.

19. Sept. S. 459/63\*. Generator von Blezinger für feinkörnige Braunkohle. Ergebnisse von Vergasungsversuchen im Blezinger-Generator. Gaserzeugungsanlagen mit Ammoniakgewinnung von Mond und von Moore.

Der Energiebedarf von Injektoranlagen. Von Pfotenhauer. (Forts.) Z. Bayer. Rev. V. 15. Sept. S. 167/9. 30. Sept. S. 180/3. Berechnungsformeln. Rechnerische Betrachtungen. Anwendung auf Zeuners Versuchsergebnisse. (Forts. f.)

Über Abdampf- und Zweidruckturbinen. Von Röder. St. u. E. 2. Okt. S. 1646/52\*. Auszug aus einer Dissertation.

The Buckeye locomobile. Coal Age. 13. Sept. S. 382/4\*. Beschreibung. Der Dampfverbrauch für 1 PS/st ist von 20-30 Pf. auf 9-10 Pf. gesunken.

### Elektrotechnik.

Das »Ruetz-Elektrizitätswerk« der Mittenwalder Bahn. Von Reindl. (Forts.) Z. Turb. Wes. 20. Sept. S. 404/10\*. 30. Sept. S. 417/23\*. Der Verbindungsstollen vom Wasserschloß des Ruetzwerkes zum Wasserschloß des Sillwerkes. Die Hochbauten. Die Turbinenanlage. (Forts. f.)

Das Kraftwerk Wyhlen der Kraftübertragungswerke Rheinfelden A.G. Von Frey und Albrecht. (Forts.) E. T. Z. 25. Sept. S. 1108/12\*. 2. Okt. S. 1141/3\*. Die Turbinen, die Generator- und die Schalthausanlage; Anordnung der Inneneinrichtung; Betätigungsraum. (Forts. f.)

Development of Alabama water powers. El. World. 13. Sept. S. 527/30\*. Entwicklung einer amerikanischen Zentrale mit Wasserkraftbetrieb. Unterstation und Blitzableiteranlage. Transformatoren und Fernleitungsmasten.

Elektrisch betriebene Hauptschacht-Fördermaschinen mit Dampfturbinenantrieb der Anlaßdynamo. Von Blau. (Schluß.) El. u. Masch. 14. Sept. S. 779/82\*. Anordnung der Anlage, die dadurch bemerkenswert ist, daß die mit dem Fördermotor in Leonard-Schaltung verbundene Anlaßdynamo sowie ein Drehstromgenerator unmittelbar von der Förderturbine angetrieben werden. Beschreibung der Einzelheiten einer Förderanlage mit Turbinenantrieb der Dynamo an Hand der für die Gewerkschaft Niedersachsen in Wathlingen b. Zelle von der A.G. Brown, Boveri & Cie. gelieferten Fördermaschine.

Turbodynamo für 20 000 KVA. Von Heinicke. E. T. Z. 2. Okt. S. 1135/8\*. Beschreibung der Turbodynamo, der Kondensations- und der Schaltanlage im Kraftwerk Chorzow.

Fortschritte im Bau von Transformatoren und Transformatorenstationen für kleine und mittlere Leistungen. Von Meyer. (Schluß.) El. Anz. 18. Sept. S. 1048/9\*. Beschreibung des Verfahrens zum Trocknen der Spulen für neuzeitliche Transformatoren und eines Ölwechselwagens der Firma Gobiet.

Two-phase to three-phase auto-transformers. Von Uptegraff. El. World. 20. Sept. S. 589/90. Beschreibung von Transformatoren zur Umformung von Zweiphasen- und Dreiphasenstrom.

Insulated and bare copper and aluminium cables for the transmission of electrical energy, with special reference to mining work. Von Welbourn. Trans. Engl. J. Bd. XLV. T. 5. S. 658/88\*. Vergleich der Eigenschaften von Kupfer und Aluminium.

Die Übertragung elektrischer Kraft durch Kupfer- und Aluminiumkabel; Gründe, die gegen die Verwendung von Aluminium sprechen.

### Hüttenwesen, Chemische Technologie, Chemie und Physik.

Fortschritte im Bau und Betrieb elektrischer Hochöfen. Von Rodenhauser. El. Bahnen. 24. Sept. S. 561/6\*. Eingehender Bericht. Der elektrische Ofen bleibt vorläufig auf die Länder beschränkt, in denen neben hochwertigen Erzen und sehr billiger elektrischer Kraft auch Holzkohle billig zu erhalten ist.

Die Nutzbarmachung der Jouleschen Wärme im Elektrostahlofen. Von Loebe. Dingl. J. 27. Sept. S. 609/12\*.

Über die Verwendung von Stahlkokillen. Von Amende. St. u. E. 2. Okt. S. 1637/43\*. Herstellung und Verwendung von Stahlkokillen in Völklingen. Mitteilung aus der Walzwerkskommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute; Wiedergabe der Besprechung.

The two new tilting furnaces at Buffalo. Ir. Age. 11. Sept. S. 550/3\*. Neuerungen und Erweiterungen im Betrieb des Hüttenwerkes der Lackawanna Steel Co.

Crystallisation of steel through fatigue. Von Rogers. Ir. Age. 11. Sept. S. 554/5\*. Kristallauscheidung als mutmaßliche Ursache von Brüchen.

Electrolytic refining of copper precipitate. Von Burns. Min. Eng. Wld. 13. Sept. S. 469/70. Einzelheiten über das Ausbringen bei der Kupferrückgewinnung auf elektrolytischem Wege.

The Great Falls electrolytic copper refinery. Von Burns. Metall. Chem. Eng. Sept. S. 509/18\*. Beschreibung der Great Falls-Kupferraffinerieanlage.

Lead-refining plant at Omaha, Neb. Von Pulsifer. Min. Eng. Wld. 13. Sept. S. 457/60\*. Beschreibung einer Blei-Raffinerie.

Die Prinzipien der Temperaturführung in modernen Zinkdestillieröfen. Von Juretzka. Metall. Erz. 22. Sept. S. 767/72. Kurzer geschichtlicher Überblick über die aufeinander folgenden Bauarten von Zinkdestillieröfen und ihre Einführung in die Praxis. Wärmetechnische Betrachtungen. Folgerungen. Bericht über Versuchsbauten.

Einiges aus der Zinnhüttenpraxis. Von Sembdner. Metall. Erz. 22. Sept. S. 772/7. Das Vorkommen des Zinns. Aufbereitung der Zinnerze. Die verschiedenen Arten der Röstung. Die Laugerei. Das Verschmelzen der Zinnerze. Chargenberechnungen. Die Reduktionskohle. (Forts. f.)

Cyanide practice in the Black Hills, South Dakota. III. Von Parmelee. Metall. Chem. Eng. Sept. S. 500/2\*. Die Ausführung des Zyanidverfahrens auf der Lundberg, Dorr und Wilson-Hütte.

The Trumbull steel and tin plate mills. Ir. Age. 11. Sept. S. 556/8\*. Beschreibung eines neuzeitlichen Blechwalzwerks.

Über Hochofen-Gichtgase, deren Verwendung und Reinigung. Von Wagner. Bergb. 18. Sept. S. 625/6. Die Verwendung der Gase und ihre Zusammensetzung. Gichtstaubabscheidung und Brikettierung. Reinigung des Gases.

Apparatus for catching cinders in gases. Ir. Age. 11. Sept. S. 547/9\*. Beschreibung eines neuen Verfahrens zur Reinigung von Gichtgasen.

Die Teerölfeuerung. Von Schmolke. Dingl. J. 27. Sept. S. 616/21\*. Die verschiedene Anwendung von

Teeröl als Feuerungsmittel. Beschreibung der Ofenbauarten, Düsen usw.

Analysis of cost of electric drive in a foundry. El. World. 13. Sept. S. 537. Kosten des elektrischen Antriebes in einer Gießerei.

Neuerungen auf dem Gebiete der Luftverflüssigung bzw. Trennung der Luft in ihre Bestandteile unter vorgängiger Verflüssigung der Luft. Von Kausch. (Forts.) Z. kompr. Gase. Sept. S. 143/6\*. Beschreibung weiterer Verfahren und Verbesserungen. (Forts. f.)

Synthèse des oxydes d'azote par l'arc électrique. Von Roselier. Rev. univ. min. mét. Aug. S. 103/77\*. Allgemeines. Geschichtlicher Überblick. Theoretische Betrachtungen. Elektrische Öfen zur Gewinnung des Stickstoffs aus der Luft. Die in Betrieb befindlichen Anlagen in Norwegen und ihre Erzeugnisse.

Über die mikroskopische Untersuchung von Metallen mittels polarisierten Lichtes. Von Hanemann und Endell. St. u. E. 2. Okt. S. 1644/6\*. Das Verfahren von Königsberger zur mikroskopischen Untersuchung undurchsichtiger Körper in reflektiertem polarisiertem Licht. Die Bedeutung für die Metallographie wird an einigen Beispielen gezeigt.

Further researches in the microscopical examination of coal, especially in relation to spontaneous combustion. Von Lomax. Ir. Coal Tr. R. 26. Sept. S. 504/6. Weitere Angaben über mikroskopische Untersuchungen von verschiedenen Kohlsorten.

The absorption of oxygen by coal. Von Winmill. Ir. Coal Tr. R. 26. Sept. S. 485/7\*. Die ausgeführten Untersuchungen zeigen, daß die Sauerstoffaufnahme in den ersten Stunden nach Gewinnung der Kohlen sehr groß ist, dann aber ganz plötzlich abnimmt und auf ein verhältnismäßig geringes Maß zurückgeht.

#### Gesetzgebung und Verwaltung.

Der Entwurf zum neuen Patentgesetz. Von Bomborn. Z. kompr. Gase. Sept. S. 147. Besprechung der hauptsächlichsten Änderungsvorschläge.

Der »Schutz ohne Eintragung« nach dem Entwurf des neuen Warenzeichengesetzes. Von Klöppel. Z. angew. Ch. 3. Okt. S. 590/2. Die Rechtslage vor 1909. Das Reichsgesetz gegen den unlauteren Wettbewerb vom Jahre 1909. Die Änderungen nach dem Entwurf des neuen Warenzeichengesetzes, der nach Ansicht des Verfassers für die wichtige Frage des Schutzes des nicht eingetragenen Warenzeichens eine sehr gute Regelung getroffen hat.

Die Arbeiterversicherungsgesetze in der russischen Montanindustrie. Von Martell. Bergb. 18. Sept. S. 626/8. Die russischen Arbeiterverhältnisse. Verhältnis der Arbeiter zum Werk, zum Werkbesitzer und zur Werkleitung. Fürsorge für die Arbeiter gegen die Folgen von Krankheit und Unfall. Die diesen Zweck verfolgenden Vereine der Arbeiter.

#### Volkswirtschaft und Statistik.

Österreichs Kohlenwirtschaft im Jahre 1912. Bergw. Mitteil. Aug.-Sept. S. 209/12. Auszug aus dem Tätigkeitsbericht des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer

Österreichs, ergänzt durch die entsprechenden deutschen Zahlen über Produktions- und Absatzverhältnisse. Außenhandel und Verbrauch der Kohle.

Die geistigen Mittel des technischen Fortschrittes in den Vereinigten Staaten von Nordamerika. Von Matschoß. Z. d. Ing. 27. Sept. S. 1529/36. Das technische Schulwesen. (Forts. f.)

Die Kartellbestrebungen der Blei- und Zinkhütten Europas. Von Waechter. Bergw. Mitteil. Aug.-Sept. S. 153/209\*. Allgemeine Angaben über Vorkommen, Gewinnung und Verhüttung der Zink- und Bleierze. Erzeugung, Ein- und Ausfuhr sowie Verbrauch der einzelnen Staaten an Zink- und Bleierz sowie an Zink und Blei. Die Zink- und Bleihütten in den einzelnen Staaten. Absatz und Handelsorganisation in Europa. Die Kartellbestrebungen der europäischen Zink- und Bleihütten. Zusammenfassende Schlußbetrachtung.

#### Verkehrs- und Verladewesen.

Coal shipping on the Great Lakes. Coal Age. 13. Sept. S. 374/7\*. Der Umfang der Docks und der Verladeeinrichtungen an den großen nordamerikanischen Seen.

Das Elsterauengebiet. Von Söhle. (Forts.) Braunk. 26. Sept. S. 451/4. Kanalpläne. (Forts. f.)

#### Ausstellungs- und Unterrichtswesen.

Der Elektromaschinenbau auf der Weltausstellung zu Gent. Von Schulz. E. T. Z. 25. Sept. S. 1101/4\*. Gedrängte Beschreibung der wichtigern Ausstellungsgegenstände auf dem Gebiete des Elektromaschinenbaues; die übrigen Gebiete der Elektrotechnik werden kurz gestreift.

#### Verschiedenes.

Geschichtliches über die Zinnengewinnung im Fichtelgebirge. Von Schmidt. Bergw. Mitteil. Aug.-Sept. S. 213/5. Mitteilungen über den ehemals berühmten Zinnerzbergbau in den Granitkontaktgebieten des Fichtelgebirges bei Wunsiedel und Weißenstadt.

Historical note on tin smelting. Eng. Min. J. 13. Sept. S. 495/6. Mitteilungen über das Alter der Zinnerzgewinnung.

#### Personalien.

Dem Bergrevierbeamten Geh. Bergrat Triebel zu Blankenburg (Harz) ist der Kgl. Kronenorden dritter Klasse verliehen worden.

Der bisher bei der Bergakademie in Berlin beschäftigte Bergassessor Pyrkosch (Bez. Breslau) ist zur Übernahme der Stelle eines Hilfsarbeiters bei der Direktion der Neuroder Kohlen- und Tonwerke in Neurode auf ein Jahr beurlaubt worden.