

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 26

28. Juni 1930

66. Jahrg.

Versuche mit Schürrosten zur Verfeuerung von minderwertigen Brennstoffen.

Von Oberingenieur M. Schimpf, Essen.

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

Seitdem ich im Januar 1928 über den Schürrost der Firma Martin in München berichtet habe¹, dessen erste Ausführung auf der Zeche Bergmannsglück in Buer an einem Zweiflammrohrkessel eingebaut worden war, ist im Ruhrbezirk eine Reihe weiterer Schürroste für Großanlagen in Betrieb gekommen. Um Klarheit über die Brauchbarkeit derartiger Roste für die Verfeuerung von Abfallbrennstoffen zu schaffen, sind vom Verein zur Überwachung der Kraftwirtschaft der Ruhrzechen in Essen kürzlich Versuche vorgenommen worden, deren Ergebnisse nachstehend mitgeteilt werden.

Der Stoker oder Schürrost hat in Deutschland noch sehr wenig Verbreitung gefunden, während er in andern Ländern, besonders in Amerika, das Feld beherrscht. Gerade auf den Zechen des Ruhrbezirks trifft man ihn nur vereinzelt an, was sich wohl dadurch erklärt, daß hier nur minderwertige Brennstoffe, vorwiegend Fettkohlen, also solche von backender Beschaffenheit verfeuert werden müssen. Ein weiterer Grund dürfte darin liegen, daß in Deutschland der Wanderrost eine Durchbildung gefunden hat, die ermöglicht, bei richtiger Wahl der Feuerraum- und Rostgröße unter Zuhilfenahme von Pendelstauern, sei es durch Luft- oder Wasserkühlung, einen guten Ausbrand des Brennstoffes zu erzielen, also wirtschaftlich zu arbeiten.

Da bei den Ruhrzechen heute noch 55% der Gesamtkesselzahl auf die Flammrohrkessel entfallen, sind die Heizflächenleistungen, besonders durch die Größe der Roste, gegeben. Rostleistungen von 120 bis 130 kg/h gelten im Dauerbetriebe schon als hoch, da an einem Kessel im Tagesmittel nicht mehr als 5–6 t von Hand verfeuert werden. Mithin betragen die Dampfleistungen je m² Heizfläche selbst bei Anwendung von Unterwind-Planrosten im Tagesmittel nicht mehr als 15–18 kg. Bei Verfeuerung zu großer Mengen minderwertiger Brennstoffe ist der Anfall an Asche und Schlacke so groß, daß das Ausbringen der Rückstände aus dem Kesselhaus besondere Arbeitskräfte erfordert und erhebliche Kosten verursacht. Daraus folgt, daß man Brennstoffe mit zu hohem Aschengehalt bei normalen Unterwind-Planrosten nicht verfeuern darf, weil sich die Dampfkosten durch den erwähnten Umstand wesentlich erhöhen, wenn nicht eine Spülanlage oder sonstige mechanische Fördereinrichtungen vorhanden sind.

Nach den von mir gemachten Feststellungen entfallen von den Gesamtkosten für die Dampferzeugung rd. 60% auf die Kohlen, während der Lohnanteil beim Flammrohrkesselbetrieb rd. 20% und bei Wander-

rosten 8–9% beträgt. Der Rest ist für Tilgung und Verzinsung, Instandhaltung sowie Putz- und Schmiermittel in Anrechnung zu bringen. Daraus ergibt sich, daß besonders auf eine wirtschaftliche Verfeuerung unter geringstem Aufwand für Arbeitslöhne hinzuwirken ist.

Für Flammrohrkessel gibt es bis jetzt kaum mechanische Feuerungen; höchstens kommt die Kohlenstaubfeuerung in Betracht, die aber bei dieser Kesselart noch nicht in dem gewünschten Maße Eingang gefunden hat. Die Gründe hierfür habe ich bereits in meinem Bericht über die Kohlenstaubfeuerung der Bauart Burg dargelegt¹.

Auf den Zechen des Ruhrbezirks stehen seit 1 Jahr an Schürrosten in Betrieb: 15 Martin-Roste, 6 Pluto-Stoker, 1 Steinmüller-Schürrost, 1 Kablitz-Rost. Besonders zu begrüßen ist es, daß sich eine Reihe von Zechen bereitgefunden hat, bei neuen Kesselanlagen für höhere Leistungen Martin-Roste einzubauen. Dieses Verdienst gebührt namentlich den Vereinigten Stahlwerken sowie den Zechen Bergmannsglück, Emscher-Lippe, Hannover und ver. Constantin.

Der Martin-Rost

auf der Zeche Emscher-Lippe 3/4.

Die Kesselanlage besteht aus 4 Steilrohrkesseln von 251 m² Heizfläche mit Martin-Rosten von 6,6 m² gesamter Rostfläche und 1 Schrägrohrkessel von 600 m² Heizfläche mit Unterwindwanderrost Bauart Nyebøe & Nissen von 26,9 m² Rostfläche; der Kesseldruck beträgt 13 at.

Auf den Martin-Rosten der Steilrohrkessel werden vorwiegend Waschberge mit einem Aschengehalt von rd. 55% verfeuert bei einem Wassergehalt von 7–9%, auf dem Unterwindwanderrost vornehmlich ein Gemisch von Koksasche, Schlamm und Mittelprodukt.

Das Fabrikschild des untersuchten Kessels enthält folgende Angaben: Fabrik-Nr. 3758, Fried. Krupp A.G., Germaniawerft Kiel, 13 at, erbaut im Jahre 1928. Die Heizfläche betrug 251 m², die vollständige Rostfläche 6,6 m², die Überhitzerheizfläche 104 m², die Vorwärmerheizfläche 435 m². Da bei der Inbetriebnahme der Feuerung eine zu hohe Speisewasservorwärmung, d. h. Dampfbildung, eintrat, wurden 18% der Heizfläche abgeschaltet, so daß die Vorwärmerheizfläche nur noch 355 m² betrug. Verfeuert werden hauptsächlich Waschberge in einer Körnung von 0–60 mm. Da bei dem feuchten Brennstoff anfangs die Zündung zu spät einsetzte und sich die ganze Feuerhaltung nach hinten verschob, hat die Zeche ein kurzes Zündgewölbe eingebaut, wodurch die rechtzeitige Zündung erreicht worden ist.

¹ Glückauf 1928, S. 157.

¹ Glückauf 1929, S. 295.

Beschreibung des Martin-Rostes.

Der Rost ist ein mit Unterwind betriebener Rückschubrost mit rd. 24° Neigung (Abb. 1 und 2). Er ist in den Kessel selbst eingebaut und besteht aus einem Aufgaberost, 5 beweglichen Schürelementen und dem angehängten Schlackenrost. Dem als Hohlkörper aus-

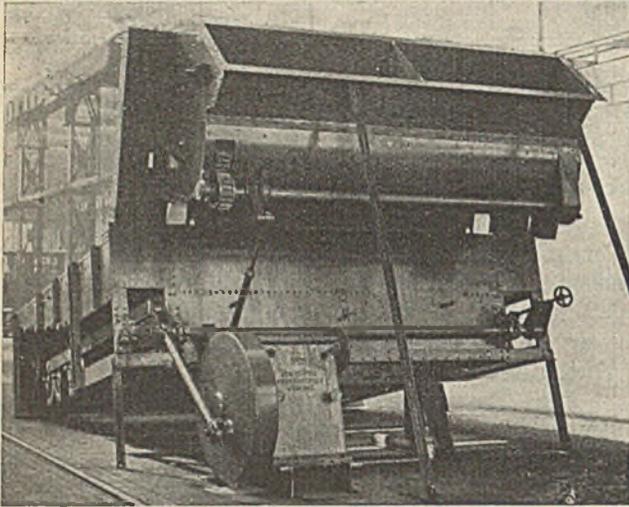


Abb. 1. Ansicht einer Martin-Rostanlage.

gebildeten schmiedeeisernen Tragrahmen für den Rost wird die Verbrennungsluft von einem Ventilator unmittelbar zugeführt. Von dem Rahmen aus tritt die Verbrennungsluft durch die über die Länge des Rahmens verteilten Düsenöffnungen hinter gußeiserne Seitenwangen, welche die Luft unter den Rost leiten. Eine bessere Luftreglung läßt sich durch Zusatzdüsen erzielen, die in dem Rahmen unterhalb des Rostes angebracht werden. Das Kühlen der Seitenwangen verhütet zugleich ein Festbacken des Brennstoffes.

Der die Verbrennungsluft dem Rost zuführende Ventilator ist im Keller aufgestellt und wird unmittelbar elektrisch angetrieben. Der Rostantrieb erfolgt gleichfalls elektrisch durch einen Motor mit 1420 Uml./min. Hinter dem Motor ist ein umschaltbares Rädergetriebe eingebaut, das die Gangart des Rostes so zu regeln erlaubt, daß er nach Wunsch $\frac{1}{2}$, $\frac{3}{4}$, $1\frac{1}{4}$, $1\frac{3}{4}$ oder $2\frac{1}{2}$ Hübe je min macht. Durch 2 weitere Wellen mit Räderübersetzung wird der Kohlenkolben mit Kurbelantrieb bewegt. Das Gestänge läßt sich durch eine Gewindemuffe verstellen, so daß man die aufzugebende Kohlenmenge in beliebigen Grenzen zu regeln vermag. Der Kohlenaufgabekolben ist kreisförmig durchgebildet und vorn mit einer Verdrängerleiste versehen. Die Gestänge für die Roste liegen rechts und links seitlich vom Rostrahmen und sind sehr kräftig gehalten.

Fünf im Aschenkeller befindliche Regelklappen unterteilen den Rost in Zonen, so daß auch hier noch

die Windmenge beliebig eingestellt werden kann. Die aufzugebende Kohle wird von dem Kohlenkolben über ein kurzes Gewölbe in den Feuerraum gedrückt. Die Bewegung des Kolbens erfolgt durch Exzenterantrieb mit Hilfe eines Zahnradsegmentes. Der Schub der einzelnen Roste ist im Gegensatz zu andern Rostarten gegenläufig, also gegen die Beschickung gerichtet. Er erfolgt in einfacher Weise dadurch, daß die drehende Bewegung der Getriebewelle durch Kurbelschubstange, Schwinge und Radsegmente in eine hin- und hergehende der Schürroste umgeleitet wird. Beispielsweise beträgt der Vorschub des Rostelementes rd. 500 mm. Da die einzelnen Rostteile gegenläufig arbeiten, wird der Brennstoff kräftig durcheinander geschürt und nach hinten befördert.

Der Schlackenrost ist gleichfalls in einer Schwinge gelagert, während das Kopfende auf dem vorgelagerten Rost geführt wird. Seine Hubzahl ist doppelt so groß wie die der Schürelemente. Gleichartig ist auch die Führung der einzelnen Rostteile selbst. An ihrem Kopfende, den sogenannten Verdrängerflächen, wird die Verbrennungsluft durch düsenartige Ansätze geleitet, während die Luft im hinteren Teil der Stäbe durch enge Rostspalten tritt. Wie mir die Firma Martin mitgeteilt hat, wird neuerdings die Bewegung des Schlackenrostes wälzend umgeleitet, so daß selbst die größten Schlackenstücke ohne Zutun von Hand ausgetragen werden können.

Zur Ausführung gelangten Versuche mit 1. Waschbergen, Korngröße 1–60, 2. Waschbergen, Korngröße

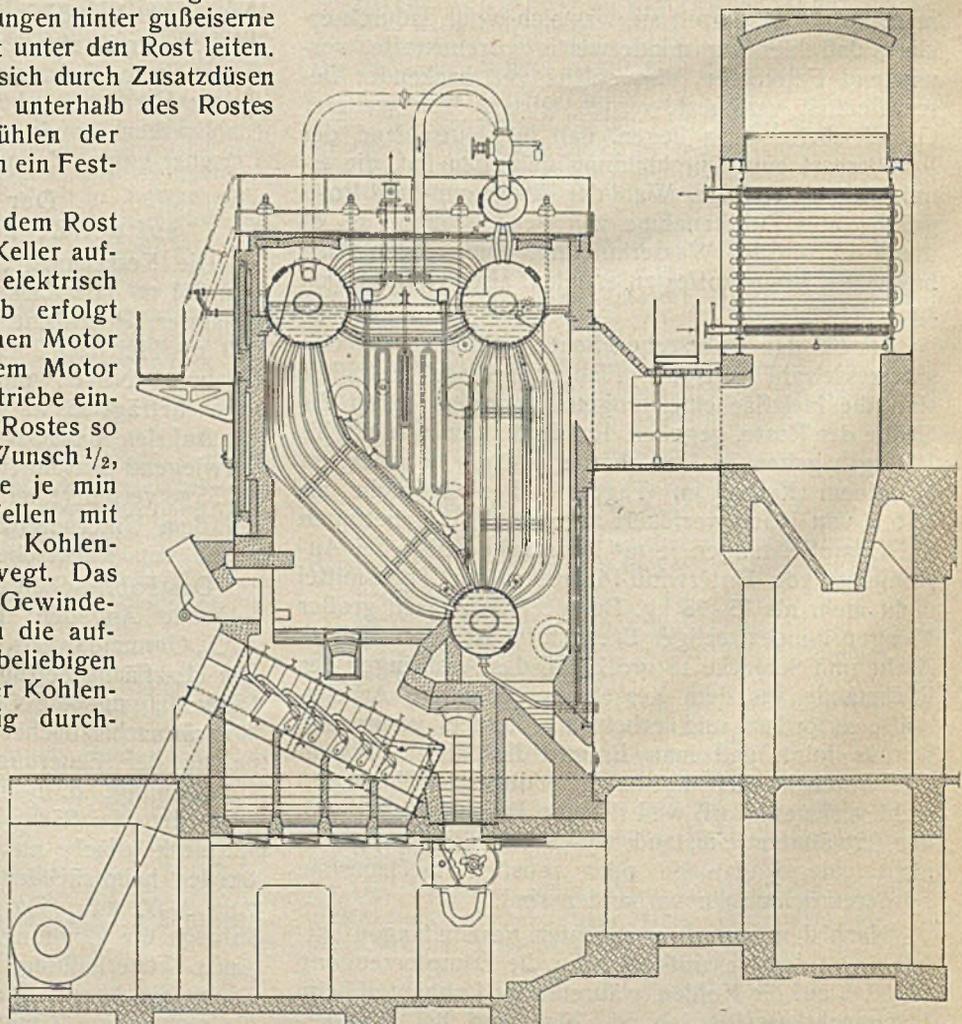


Abb. 2. Aufbau des Martin-Rostes.

1–60, unter Schlammzusatz, 3. Feinwaschbergen unter Schlammzusatz. Betont sei, daß sämtliche Versuche ohne Vorversuch bei stark schwankender Belastung stattgefunden haben, also als Betriebsversuche zu bewerten sind.

Ausführung der Versuche.

Der Versuchskessel befand sich mehrere Tage in Betrieb und war vor dem ersten Versuch feuerseitig abgeblasen worden. Das Speisewasser wurde in einem geeichten Gefäß gemessen und durch eine besondere Pumpe dem Versuchskessel zugeführt. In die Speisewasserleitung war außerdem ein Siemens-Wassermesser eingeschaltet, der mit beobachtet wurde und praktisch genaue Werte ergab. Der Brennstoff wurde in die Tiefbehälter gestürzt und durch Förderbänder dem Becherwerk zugeleitet. Da man beim zweiten Versuch ein Gemisch von Grobwaschbergen und Schlamm verfeuerte, wurde der Brennstoff zwei Aufgabebrommeln zugeführt, wodurch das Mischungsverhältnis eingestellt war. Beim dritten Versuch, bei dem ein Gemisch von Schlamm und Feinwaschbergen Verwendung fand, wurde die Brennstoffmenge mit einer Reglungswalze über das Band durch einen Abstreifer eingestellt, hinter dem der Brennstoff in einen Mischtrog gelangte und eine Schnecke die Mischung besorgte. Von hier aus leitete man den Brennstoff gleichfalls über ein Förderband in das Pendelbecherwerk. Die Kohlenwägung erfolgte oben am Behälter. Bei den Versuchen mit dem Brennstoffgemisch wog man die in den Behälter gestürzten Wagen zurück, so daß sich hieraus das Mischungsverhältnis feststellen ließ.

Von dem verfeuerten Brennstoff wurden laufend Einzelproben entnommen und im Laboratorium des Vereins zur Überwachung der Kraftwirtschaft der Ruhrzechen sowie in dem der Zeche Emscher-Lippe untersucht. Die Untersuchung erstreckte sich auf den Heizwert, den Aschen- und Wassergehalt sowie auf die flüchtigen Bestandteile. Von der Schlacke, der Flugasche und dem Rostdurchfall wurde die brennbare Substanz festgestellt. Weil der unter dem Schlackenrichter angebrachte Schlackenbrecher nicht gestattete, die ganze Schlackenmenge durch Wägung zu erfassen, entnahm man laufend Proben unter dem Brecher und bestimmte davon Mittelproben für die Untersuchung. Die zur Probenahme gesammelte Schlackenmenge erstreckte sich jedesmal auf 2 Förderwagen, was gute Mittelwerte gewährleistete.

Zur Brennstoffuntersuchung aschenreicher Brennstoffe ist folgendes zu bemerken. Wie in den genannten Laboratorien festgestellt worden ist, bietet die Heizwertbestimmung von aschenreichen Brennstoffen mit einem Aschengehalt von mehr als 40% gewisse Schwierigkeiten, wenn sie auf dem üblichen Wege in der Bombe erfolgt. Bei der Verbrennung mit Sauerstoff verkrustet nämlich ein Teil des Brennstoffes in dem Tiegel der Bombe durch die geschmolzene Schlacke, so daß der Heizwert dann zu niedrig ausfällt, weil nicht die ganze im Tiegel vorhandene Brennstoffmenge zur Verbrennung gelangt. Infolgedessen ist es notwendig, dem Tiegel etwas flüssigen, hochwertigen Brennstoff von gewogener Menge und bekanntem Heizwert zuzusetzen, damit die Verbrennung beschleunigt wird und alle Teile des Tiegels erfaßt.

Zahlentafel 1. Verdampfungsversuche bei einer Martin-Feuerung auf der Zeche Emscher-Lippe 3/4.

Nr. des Versuches	1	2	3
Dauer des Versuches h	8	7	7
Bauart des Kessels	Steilrohrkessel (Krupp-Germaniawerft)		
Bauart der Feuerung	Rückschubrost Bauart Martin		
Heizfläche des Kessels m ²	251		
des Überhitzers m ²	104		
des Vorwärmers m ²	355		
Rostfläche (Brennfläche) m ²	4,8		
Verhältnis der Rostfläche zur Heizfläche .	1:52		
Brennstoff:			
Art und Korn	Waschberge, 0–60 mm	Waschberge, 0–60 mm, und Kohlenschlamm	Feinwaschberge und Kohlenschlamm
Mischungsverhältnis	—	81,3% Waschberge 18,7% Kohlenschlamm	72,2% Waschberge 27,8% Kohlenschlamm
Brennbares %	41,87	45,12	46,09
Wasser %	7,40	10,64	15,29
Asche %	50,73	44,24	38,62
Flüchtige Bestandteile %	11,45	11,22	11,11
Oberer Heizwert kcal	3 357	3 730	3 732
Unterer Heizwert kcal	3 210	3 578	3 514
Verheizt im ganzen kg	30 600	22 300	22 300
Verheizt auf 1 m ² Schürrostfläche . kg/h	796,9	663,7	663,7
Mittlere Kohlenschichthöhe mm	350	400	350
Gangart	3–4	4	4
Herdrückstände (Schlacke, Rostdurchfall und Flugasche) kg	19 282	12 707	12 968
Von dem verheizten Brennstoff . . . %	63,01	56,98	58,15
Verbrenliches in den Rückständen . %	13,06	13,12	21,60
Speisewasser:			
Verdampft im ganzen kg	68 378	63 565	48 581
Verdampft auf 1 m ² Heizfläche . . kg/h	34,19	36,32	27,76
Temperatur			
beim Eintritt in den Vorwärmer . °C	19	20	16
beim Austritt aus dem Vorwärmer . °C	92	101	105
Dampf:			
Überdruck im Kessel atü	11,1	11,0	11,0
Temperatur hinter dem Überhitzer . °C	396	382	368
Erzeugungswärme kcal	756,7	748,5	745,4

Heizgase:													
Gehalt an CO ₂ im Feuerraum . . .	%	13,6		13,3		11,0							
O ₂ " " . . .	%	5,2		5,4		8,1							
CO ₂ am Kesselende . . .	%	10,2		9,6		8,3							
O ₂ " " . . .	%	9,1		9,7		11,5							
CO ₂ am Vorwärmerende . . .	%	9,3		8,9		8,1							
O ₂ " " . . .	%	10,0		10,5		11,3							
Temperatur im Feuerraum . . .	°C	1215		1260		1140							
vor dem Überhitzer . . .	°C	616		642		—							
hinter dem Überhitzer . . .	°C	556		561		—							
am Kesselende . . .	°C	376		401		379							
am Vorwärmerende . . .	°C	240		282		257							
Verbrennungsluft:													
Temperatur der angesaugten Luft . . .	°C	12		13		12							
Luftüberschuß	fach	1,9		2,0		2,4							
Zugstärke													
im Feuerraum	mm W.-S.	1		1		3							
am Kesselende	mm W.-S.	20		26		23							
am Vorwärmerende	mm W.-S.	42		42		44							
Luftpressung unter dem Rost . . .	mm W.-S.	107		107		121							
Kraftverbrauch													
des Unterwindventilators	kW	9,1		9,1		9,1							
des Rostantriebes	kW	2,9		3,0		2,9							
des Schlackenbrechers	kW	4,0		4,0		4,0							
Verdampfung: Durch 1 kg Brennstoff													
verdampftes Wasser	kg	2,23		2,85		2,18							
Ergebnisse													
Leistung von 1 kg Brennstoff an Dampf	kg	2,64		3,33		2,55							
von 640 kcal	kg												
Leistung von 1 m ² Heizfläche an Dampf	kg/h	40,42		42,48		32,51							
von 640 kcal	kg/h												
Wärmeverteilung													
1. Nutzbar gemacht zur													
a) Dampfbildung		1275	37,98	1275	39,72	1604	43,00	1604	44,83	1218	32,64	1218	34,6
b) Überhitzung		249	7,42	249	7,76	298	7,99	298	8,33	213	5,71	213	6,06
c) Vorwärmung		163	4,86	163	5,08	231	6,19	231	6,46	194	5,20	194	5,52
Summe 1		1687	50,26	1687	52,56	2133	57,18	2133	59,62	1625	43,55	1625	46,24
2. Verloren													
a) im Kamin durch freie Wärme		674	20,08	527	16,43	877	23,51	725	20,25	930	24,92	712	20,27
b) in der Schlacke, Rostdurchfall und													
Flugasche		642	19,12	642	20,00	583	15,63	583	16,29	980	26,26	980	27,89
c) durch Leitung, Strahlung (Restverluste)		354	10,54	354	11,01	137	3,68	137	3,84	197	5,27	197	5,60
Summe 2		1670	49,74	1523	47,44	1597	42,82	1445	40,38	2107	56,45	1889	53,76
Summen 1+2		3357	100	3210	100	3730	100	3578	100	3732	100	3514	100

Auch bei diesem Verfahren empfiehlt es sich jedoch, mehrere Heizwertbestimmungen vorzunehmen, weil sie oft stark voneinander abweichen und nur auf diesem Wege zuverlässige Heizwertmittel erhalten werden.

Die Kohle selbst wurde vor dem Behälter gewogen. Die Feuertemperatur ermittelte man durch Strahlungs-pyrometer, die Rauchgastemperatur durch Widerstandsthermometer und die Wasser- und Lufttemperaturen durch Quecksilberthermometer. Die Zugstärke und der Unterwinddruck wurden durch Wassersäulenmanometer festgestellt.

Zu den in der Zahlentafel 1 zusammengestellten Versuchsergebnissen sei folgendes bemerkt. Bei dem ersten Versuch mit Grobwaschbergen von 0–60 mm Korngröße war die Feuerhaltung ohne Zutun von Hand sehr gleichmäßig. Nur bildeten sich am Schlackenrost große Tafeln, die stellenweise von Hand nachgestoßen werden mußten. Daher ist nachdrücklich darauf hinzuweisen, daß bei solchen Rosten der Schlackentrichter hinreichend tief gehalten werden muß, damit sich die Schlackentafeln nicht aufhängen, sondern selbsttätig dem Brecher zustürzen. Die Dampfleistung je m² Heizfläche betrug 40,4 kg/h, der Kohlendioxidgehalt im Feuerraum 13,6%, am Kesselende 10,2% und am Vorwärmerende 9,3%. Die Feuerraumtemperaturen beliefen sich auf 1215°C. Der

errechnete Wirkungsgrad von 52,6% erscheint als niedrig, jedoch ist dabei zu bedenken, daß ein Brennstoff von rd. 51% Aschen- und 7,4% Wassergehalt verfeuert wurde. Die Rostleistung von 770 kg/m² ist als hoch zu bezeichnen. Nach meinem Dafürhalten wird es kaum möglich sein, Brennstoffe mit so hohem Aschengehalt selbst auf neuzeitlichen Unterwindwenderosten zu verfeuern.

Bei dem zweiten Versuch wurde ein Gemisch von Großwaschbergen und Schlamm verbrannt und hierbei eine Dampfleistung je m² Heizfläche von 42,5 kg/h erzielt, während der Kohlendioxidgehalt im Feuerraum 13,3%, am Kesselende 9,6%, am Vorwärmerende 8,9% betrug und sich die Feuerraumtemperatur auf 1260°C stellte. Der erzielte Wirkungsgrad von rd. 60% kann unter Berücksichtigung des aschenreichen Brennstoffes als gut gelten. Selbst bei Paradeversuchen wird sich höchstens ein Wirkungsgrad von 63–64% erreichen lassen. Man muß bedenken, daß durch die Schlackewärme etwa 3% der Brennstoffwärme verloren gehen. Die Schlacke fiel infolge des Zusatzes von Schlamm kleinstückig aus und wurde selbsttätig vom Schlackenrost ausgetragen, ohne daß ein Nachstoßen über dem Brecher zu erfolgen brauchte. Die Feuertemperatur von 1260°C und der Kohlendioxidgehalt von 9,6% am Kesselende lassen die gute, gleichmäßige Feuerhaltung erkennen.

Bei dem dritten Versuch, der mit Feinwaschbergen mit einem Aschengehalt von 44,6% unter Zusatz von Schlamm mit 29,2% Wasser und 6,8% Asche durch geführt wurde, gestaltete sich die Feuerhaltung am schwierigsten. Das mit feuchtem Schlamm vermengte feinkörnige Gut drückte sich in der Auslauföffnung fest, so daß dauernd am Kohlentrichter nachgestoßen werden mußte. Eine solche Feuerhaltung kann nicht als betriebsmäßig gelten, weil es nicht zugänglich ist, bei mehreren Kesseln das Nachstoßen von Hand zu bewirken. Durch diesen Übelstand war auch die Brennstoffverteilung auf dem Rost sehr ungleichmäßig, woraus sich der schlechte Kohlensäuregehalt von 8,3% am Kesselende erklärt. Trotzdem wurde immer noch eine Heizflächenleistung von 32,5 kg/m² erzielt.

Die Schlacke fiel in großen Tafeln von ganzer Rostbreite an, die vereinzelt seitlich nach oben kragten und die Schlacke nicht zum Absturz kommen ließen. Hier mußte laufend von Hand über dem Schlackenbrecher nachgestoßen werden, wodurch selbstverständlich auch die Feuerhaltung infolge des Eintritts von Falschluff beeinträchtigt wurde, wie die Feuer- temperatur von 1140°C erkennen läßt. Beim Ab-

stürzen der Schlackentafeln rollte Brennstoff nach, was auch in dem höhern Hundertsatz an Verbrenlichem zum Ausdruck kommt. Aus dieser Feststellung dürfte die Firma Martin die Lehre ziehen, daß bei der Verfeuerung von feinkörnigen Waschbergen und knetigem Schlamm an der Austragvorrichtung besondere Maßnahmen zu treffen sind.

Während der drei Versuchstage beobachtete man die beiden andern in Betrieb befindlichen Martin-Roste mit und stellte hierbei fest, daß eine Einwirkung von Hand nicht notwendig war, weil sie sich selbsttätig dem Betriebe anpaßten. Wenn man in Betracht zieht, daß die drei Roste mit Waschbergen von 50% Aschengehalt täglich 600 t Dampf erzeugen, so stellt dieses Ergebnis immerhin eine anerkennenswerte Leistung dar. Ein Kessel liefert im Normalbetriebe stündlich etwa 10 t Dampf, was einer Leistung von 6 Flammrohrkesseln gleichkommt. Da von dem Kesselwärter kaum Handreichungen an den Rosten auszuführen sind, fallen täglich bei 10 t erzeugtem Dampf 9 Schürerlöhne weg, die mindestens mit 90 M zu bewerten sind. Bei den 3 Kesseln werden demnach an Schürerlöhnen täglich rd. 270 M erspart.

Zahlentafel 2. Verluste durch Unverbranntes bei verschiedenen Rostarten.

Rostart	Martin-Rückschubrost			Pluto-Stoker	Steinmüller-Schürrost	Kablitz-Überschubrost
Brennstoff:						
Art und Korn	Waschberge	81,3% Waschberge 18,7% Kohlenschl.	72,2% Waschberge 27,8% Kohlenschl.	Schlammkohle	80,4% Schlammkohle 19,6% Staubkohle	Mittelkohle
Wasser %	7,40	10,64	15,29	16,34	19,72	18,00 20,90
Asche %	50,73	44,24	38,62	12,95	17,96	10,07 9,85
Brennbares %	41,87	45,12	46,09	70,71	62,32	71,93 69,25
Flücht. Bestandteile %	11,45	11,22	11,11	20,23	21,74	17,05 16,65
Unt. Heizwert . . kcal	3210	3578	3514	5433	4766	5810 5573
Verheizt auf 1 m ² Rostfläche kg/h	797	664	664	89	211	118 121
		Schlacke			Schlacke	Schlacke
Rückstände:						
Wasser %	19,30	20,10	26,10	17,58	—	13,24
Asche %	67,60	66,80	52,30	54,75	74,50	52,53
Brennbares %	13,10	13,10	21,60	27,67	25,50	34,23

Beachtenswert ist der niedrige Gehalt der Schlacke an brennbarer Substanz, ein Beweis für die gute Arbeitsweise des Rostes. Die Zahlentafel 2 läßt den Gehalt an brennbaren Stoffen beim Martin-Rost gegenüber andern Schürrosten und zugleich die Erfolge der Schürwirkung erkennen. Die Berechnung der Dampfkosten ist in der Zahlentafel 3 enthalten.

Hinsichtlich der Kohlenverluste sind der Kesselbetrieb und der Waschbetrieb zu unterscheiden. Die Rückstände enthielten beim zweiten Versuch 13% Verbrenliches. Dabei handelt es sich um verkockte Brennstoffteilchen, so daß der wirkliche Kohlenverlust mit 26 t/Tag zu bewerten ist. Beim Waschen der Berge ergaben sich 75,3% Berge mit 70,5% Asche und 29,5% Kohle bei 12% Wassergehalt. Insgesamt beträgt also der Kohlenverlust 325 · 0,88 · 75,3 · 29,5 = rd. 63 t/Tag, der sich mithin bei Verfeuerung der Berge um 63 - 26 = 37 t/Tag verringert.

Bei einem Förderkohlenpreis von 14,50 M beträgt der Gewinn 536 M/Tag. Die meisten Zechen setzen für die Waschberge nur die Beförderungskosten zum Kesselhaus mit 2 M ein, da ja auch aus dem Schlackenverkauf der Betrag von 1,50 M/t Erlöst werden kann. Dem Wärmewert nach wären sie zu bewerten mit

Zahlentafel 3. Dampferzeugungskosten der Steilrohrkessel.

	Tag M	%
1. Anlagekosten: 750 000 M; Verzinsung und Tilgung 15%; $\frac{750000 \cdot 15}{100 \cdot 365}$	310	28,0
2. Brennstoff: $\frac{600 \cdot 2}{2,5}$	480	49,0
3. Löhne: $164 \cdot \frac{600}{1000}$	98	8,8
4. Elektrische Energie: rd. 2000 kWh, je 3,5 Pf.	70	6,3
5. Besondere Förderkosten: Asche zur Hängebank, $\frac{600}{2,5} \cdot 0,6 = 144$ t, je 0,25 M	36	3,3
3 Lokomotivstunden, je 6 M	18	1,5
6. Sonstiges: Instandhaltung, Putz- und Schmiermittel	35	3,1
zus.	1047	100,0

a) Preis je t Dampf $\frac{1047}{600} = 1,74$ M/t

b) bei Vergütung von 1,50 M je t Kesselasche:
Aschenmenge bei 83% Ausbrand rd. 0,7 t je t Brennstoff;
Vergütung $\frac{600}{2,5} \cdot 0,7 \cdot 1,50 = 250$ M/Tag

Preis je t Dampf $\frac{1047 - 250}{600} = 1,33$ M/t.

$\frac{3200 \cdot 14,5}{7500} = 6 \text{ } \mathcal{M}$. Zieht man in Betracht, daß die Berge selbst bei scharfem Auswaschen mit 25 % Brennbarem auf die Halde wandern, so erscheint es als gerechtfertigt, diese wie folgt zu bewerten:
 $\frac{3200 - 1950}{7800} \cdot 14,5 = 2,3 \text{ } \mathcal{M}$.

Beachtenswert ist angesichts der hohen Rostleistung der geringe Rostdurchfall von 1,8 %, der bei Zonen-Unterwindwandrosten und feinkörnigen Brennstoffen, soweit mir bekannt, öfter höher ist, so daß man ihn, wenn er nicht als Verlust gebucht werden soll, pneumatisch wieder in den Kohlentrichter zurückleitet.

Bei Besichtigung der Martin-Rostanlagen auf den Zechen Constantin, Hannover und Westhausen wurde von Direktor Schulte und mir festgestellt, daß diese ebenfalls zuverlässig arbeiten. Die einzige Störung, die sich hier nach der Inbetriebnahme zeigte, war der starke Verschleiß der Schürroststäbe, deren Köpfe nach kurzer Zeit wegbrannten. Zur Vermeidung dieses Übelstandes ist die Firma Martin dazu übergegangen, Roststäbe mit einem Chromzusatz zu verwenden, die sich zwar in der Anschaffung erheblich teurer stellen, aber eine lange Lebensdauer gewährleisten. Der Rostbelag aus solchem Werkstoff, der zuerst auf der Zeche Constantin erprobt worden ist, weist zurzeit eine Betriebszeit von 6 Monaten auf. Damit dürfte seine Haltbarkeit erwiesen sein. Ein Rostbelag bei den Kesseln auf der Zeche Emscherlippe kostet etwa 4200 \mathcal{M} , da 1 kg dieses Materials mit rd. 1,50 \mathcal{M} berechnet wird, gegenüber einem normalen Roststabpreis von 0,25 \mathcal{M} /kg.

Nach dem Ergebnis der Versuche und der Besichtigungen bin ich zu der Überzeugung gelangt, daß der Martin-Rost zur Verfeuerung von Abfallbrennstoffen mit hohem Aschengehalt durchaus brauchbar ist. Sollte es gelingen, auf diesem Rost auch hochwertige Brennstoffe zu verfeuern, so dürfte seiner Verbreitung ein größeres Feld offen stehen. Selbstverständlich würde dies bauliche Umänderungen bedingen, z. B. eine größere Unterteilung der Schürrostelemente und eine geringere Schubarbeit.

Daß auf den Zechen des Ruhrbezirks dem Rost Vertrauen entgegengebracht wird, geht daraus hervor, daß außer den genannten Anlagen zurzeit noch 19 weitere in Auftrag gegeben sind. Der größte Rost wird demnächst auf den Möllerschächten in einen Strahlungskessel von 450 m² Heizfläche für 15 atü Betriebsdruck eingebaut, auf dem stündlich 12–15 t Waschberge verbrannt werden sollen mit einem Heizwert von 3000 kcal, d. h. mit einem Aschengehalt von mehr als 50 %, bei einer Heizflächenleistung von 70 kg normal und 90 kg höchstens.

Bei der Bestellung von solchen Rosten sollte man unbedingt vorher durch Feuerungsversuche das Verhalten der Brennstoffe auf dem Rost prüfen, weil gerade die Art des Schlackenanzalles bestimmte Maßnahmen erfordert, wie der Versuch 3 gezeigt hat, bei dem die Brennstoffart einen untern Grenzwert darstellte. Weiterhin sollten die Zechen auf eine bessere Entwässerung der Abfallerzeugnisse bedacht sein, weil sich eine um mehrere Hundertteile höhere Feuchtigkeit bei der Zündung störend bemerkbar machen kann, womit auch der schlechte Ausbrand Hand in Hand geht. Besonders zu beachten ist, daß

der Aufgabetrog der Rostbreite entspricht. Selbstverständlich soll man bemüht sein, in der Wäsche auf den geringsten Kohlengehalt der Berge zu waschen. Dem Wollen wird aber durch den Zustand der Wäsche und die Beschaffenheit der Kohle ein gewisses Ziel gesetzt.

Der Kablitz-Rost auf der Zeche Holland.

Der Versuchskessel war ein Schrägröhrkessel mit folgenden Kennwerten:

	m ²
Heizfläche des Kessels	300
Rostfläche	8,3
Heizfläche des Überhitzers	90
Heizfläche des Rauchgasvorwärmers für 2 Kessel	336

Der Kablitz-Rost (Abb. 3) wird mit Unterwind betrieben, den ein im Keller aufgestellter, elektrisch angetriebener Ventilator der Feuerung zuführt. Der eine Teil des Unterwindes tritt an der Brennbahn der

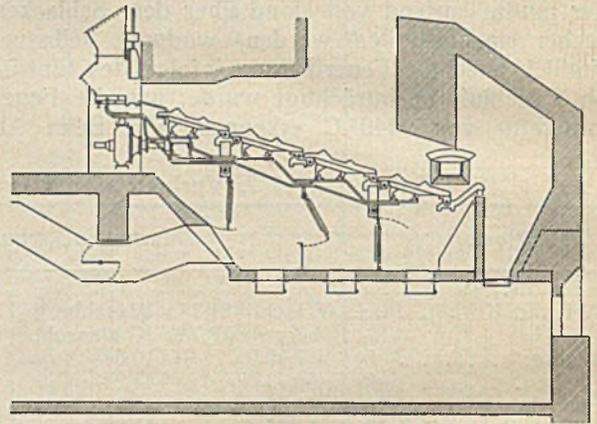


Abb. 3. Kablitz-Überschubrost.

Roststäbe, der andere seitlich an diesen aus. Die Roststäbe haben U-förmigen Querschnitt. Der seitlich austretende Unterwind wird durch düsenförmige Ansätze an den festen Roststäben zur Feuerschicht geleitet. Der mit 15° geneigte Rost besteht aus 4 hintereinander angeordneten Rostteilen von je 27 Roststäben; er wird durch einen feststehenden Staurost abgeschlossen, wobei am Rostende eine Art von Mulde entsteht. Alle Roststabenden liegen auf wassergekühlten Balken. Die eine Hälfte der Stäbe, die fest verlagert ist, wird in die Balken eingehakt, während sich die andern Stäbe dazwischen hin- und herschieben.

Ein Flacheisenrahmen, den eine in Kardangelen gelagerte, vor dem Kessel unter dem Kohlenbehälter angebrachte Antriebsmaschine hin- und herbewegt, überträgt die Bewegung mit Hilfe von Queereisen auf Mitnehmernasen, die unten an den beweglichen Roststäben angebracht sind. Der Hub jedes einzelnen Rostabschnittes läßt sich durch Verschiebung der Quereisen vom toten Gang bis auf vollen Hub von außen mit einem Handrad einstellen. Dadurch erzielt man an beliebiger Stelle die gewünschte Schichthöhe. Der Kohlenaufgabetrichter enthält den Schichtregler und den Kohlenvorschubtisch, der ebenfalls von dem schmiedeeisernen Rahmen bewegt wird. Der Schichtregler ist unten wellenförmig ausgebildet, wodurch der aufgeschobene Brennstoff in Streifen zerfällt.

Die Feuerung besteht somit aus dem Füllteil, der Rostfläche und der Antriebsmaschine. Diese wird mit Dampf betrieben, hat eine Quecksilber-Kataraktsteuerung und arbeitet mit verstellbaren Hubzahlen.

Der Auspuffdampf strömt unter die hintern Rostelemente, wo er das Festbacken der Schlacke verhindert. Der Dampfzylinder hat 400 mm Durchmesser bei 90 mm Doppelhub. Der Rost kann von vorn her befahren werden, so daß man Roststäbe auszuwechseln vermag. Die Luftzuführung zu den einzelnen Abschnitten läßt sich von außen her durch bewegliche Klappen regeln.

Sehr gut bewährt hat sich gegen das Anbacken der Schlacke ein an den Seitenwänden parallel zum Rost verlaufender gemauerter Luftkanal, den Zweitluft durchspült, die über der Rostmitte in den Feuerraum eintritt. An der dem Feuer zugekehrten Seite ist dieser Luftkanal mit basischen Profilsteinen abgekleidet. Der Überschub der Feuerung besteht darin, daß sich die obern Schichten des Brennstoffs infolge der Rostbuckel schneller vorwärts bewegen sollen als die untern. Durch das Überschieben will man eine gute Feuerhaltung und eine Art von Schürwirkung erzielen.

Die Versuchsausführung bei allen folgenden Versuchen war dieselbe wie beim Martin-Rost, so daß es sich erübrigt, darauf einzugehen. Nach Versuchs-

schluß wurden Asche und Schlacke, am zweiten Versuchstag auch der Flugkoks gewogen und von diesem gleichfalls Proben zur Untersuchung entnommen. Da es betrieblich schwierig war, den Dampfverbrauch der Antriebsmaschine zu ermitteln, wurde dieser rechnerisch festgestellt; er beträgt 0,2% der Kesselleistung und spielt für die Wirtschaftlichkeit der Anlage keine Rolle.

Verfeuert wurde am ersten Versuchstag sogenannte Mittelkohle, ein feinkörniges Erzeugnis mit einem Wassergehalt von 18–20,9%. Obgleich dem Vertreter der Firma Gelegenheit gegeben war, das Feuer vorher einzuregulieren, ließ sich am ersten Versuchstage in den ersten 3 Versuchsstunden kaum eine gute Feuerhaltung erreichen, weil der Brennstoff stellenweise eine größere Feuchtigkeit aufwies und schwer zündete. Infolgedessen entstanden in der Feuerschicht nach dem Zündgewölbe hin breite Risse, was die Feuerhaltung beeinträchtigte. Dem Vertreter der Lieferfirma wurde nicht gestattet, während kürzerer Zeitabstände das Feuer mit dem Haken zu bearbeiten, weil die Schürarbeit des Rostes selbst

Zahlentafel 4. Verdampfungsversuche mit einem Kablitz-Überschubrost auf der Zeche Holland 3/4.

Nr. des Versuches	1 8 h	2 5 h	3 8 h 8 min
Dauer des Versuches			
Bauart des Kessels	Siederrohrkessel (Piedboeuf)		
Bauart der Feuerung	Kablitz-Feuerung		
Heizfläche des Kessels m ²	300,0		
des Überhitzers m ²	90,0		
des Vorwärmers (für 2 Kessel gemeinsam) m ²	336,0		
Rostfläche m ²	8,3		
Verhältnis der Rostfläche zur Heizfläche . . .	1:36,1		
Brennstoff:			
Art und Korn	Mittelkohle		2 Teile Mittelkohle 1 Teil Koksasche
Brennbares %	71,93	69,25	75,58
Wasser %	18,00	20,90	12,04
Asche %	10,07	9,58	12,38
Flüchtige Bestandteile %	17,05	16,65	14,70
Oberer Heizwert kcal	6122	5885	6368
Unterer Heizwert kcal	5810	5573	6121
Verheizt im ganzen kg	7840	5040	10920
Herdrückstände (Asche und Schlacke)			
im ganzen kg	675	420	1070
Flugkoks kg	—	—	390
von dem verheizten Brennstoff %	8,70	8,33	9,80
Verbrennliches (Kohlenstoff, Asche und Schlacke) %	34,23	34,23	26,58
Verbrennliches (Kohlenstoff, Flugkoks) . . . %	—	—	44,00
Speisewasser:			
Verdampft im ganzen (umgerechnet auf die Eichtemperatur von 10° C) kg	41196	28690	55911
Verdampft, bezogen auf Dampf von 640 kcal Erzeugungswärme kg	41479	29138	57300
Temperatur vor dem Vorwärmer (Ein- tritt in den Kessel) °C	65	65	68
Temperatur hinter dem Vorwärmer . . . °C	129	126	130
Dampf:			
Überdruck im Kessel atü	9,2	9,1	9,6
Temperatur hinter dem Überhitzer . . . °C	265	276	293
Erzeugungswärme kcal/kg	644,4	650,0	655,9
Heizgase:			
Gehalt an CO ₂ am Kesselende %	7,0	7,6	8,7
Gehalt an O ₂ am Kesselende %	12,7	12,1	10,9
Temperatur im Feuer °C	1230	—	—
Temperatur am Kesselende °C	285	293	298
Verbrennungsluft:			
Temperatur unter dem Rost °C	29	27	30
Luftüberschuß fach	2,53	2,37	2,08
Zugstärke			
im Feuerraum mm W.-S.	+ 2	+ 2	+ 3
am Kesselende mm W.-S.	— 23	— 24	— 23

Luftpressung													
unter dem Rost Kammer 1 mm W.-S.		19			23								29
2 mm W.-S.		12			18								22
3 mm W.-S.		11			16								21
4 mm W.-S.		11			12								17
am Ventilator mm W.-S.		75			75								75
Kraftverbrauch des Ventilators kW		16			16								16
Hubzahl der Antriebsmaschine je min		5-6			5-6								5-6
Ergebnisse													
Verdampfung:													
Durch 1 kg Brennstoff verdampftes Wasser kg dsgl., bezogen auf Dampf von 640 kcal		5,25			5,69								5,12
Erzeugungswärme kg		5,29			5,78								5,24
Auf 1 m ² Heizfläche verdampftes Wasser kg/h dsgl., bezogen auf Dampf von 640 kcal		17,16			19,13								22,91
Erzeugungswärme kg/h		17,28			19,43								23,48
Verheizt auf 1 m ² Rostfläche kg/h		118,1			121,4								161,8
Wärmebilanz													
1. Nutzbar gemacht zur		Ob. Heizw.		Unt. Heizw.		Ob. Heizw.		Unt. Heizw.		Ob. Heizw.		Unt. Heizw.	
a) Dampfbildung	3133	51,18	3133	53,92	3402	57,81	3402	61,04	3046	47,83	3046	49,76	
b) Überhitzung	250	4,08	250	4,30	298	5,06	298	5,35	312	4,90	312	5,10	
c) Vorwärmung (anteilig berechnet)	336	5,49	336	5,78	347	5,90	347	6,23	317	4,98	317	5,18	
Summe 1	3719	60,75	3719	64,00	4047	68,77	4047	72,62	3675	57,71	3675	60,04	
2. Verloren													
a) im Kamin durch freie Wärme der Rauchgase	1693	27,65	1381	23,77	1580	26,85	1268	22,75	1468	23,05	1221	19,95	
b) in den Herdrückständen der unverbrannten Teile	241	3,94	241	4,15	231	3,93	231	4,14	211	3,31	211	3,45	
c) durch Ruß und unverbrannte Gase	469	7,66	469	8,08	27	0,45	27	0,49	1014	15,93	1014	16,56	
d) durch Leitung, Strahlung und Flugkoks .													
Summe 2	2403	39,25	2091	36,00	1838	31,23	1526	27,38	2693	42,29	2446	39,96	
Summen 1 + 2	6122	100	5810	100	5885	100	5573	100	6368	100	6121	100	

beobachtet werden sollte. Verschiedentlich entstanden am hintern Rostende Löcher von $\frac{1}{4}$ m² Fläche, die vom Brennstoff nicht bedeckt waren, weil an den Seitenwänden über dem Kühlkanal festgebackene Schlacke das Nachrutschen des Brennstoffes verhinderte. Die Schlacke backte meist vor dem Staurost in der Mulde etwas fest und konnte nur durch Überwerfen mit dem Schüreisen in den Schlackentrichter befördert werden. Da sich stellenweise der Brennstoff vor dem Schlackenrost stark anstaute, wurde natürlich auch ein Teil der unverbrannten Kohle beim Überschlagen der Schlacke mit übergerissen, was den Verlust durch Unverbranntes erhöhte. Die Kohle backte stark und hatte eine blähende Beschaffenheit. Hierdurch entstanden auf der hintern Rosthälfte vielfach Risse im Feuer, weil der Brennstoff auf den Schlackenstücken weitergeschoben wurde. Ein Überschub der Brennstoffschicht war kaum zu beobachten.

Die Versuchsergebnisse sind in der Zahlentafel 4 zusammengestellt. Man ersieht daraus, daß die Leistung je kg Brennstoff 5,29 kg, je m² Heizfläche 17,28 kg/h und der Wirkungsgrad der Anlage einschließlich Vorwärmer 64% betrug. In den letzten 5 Versuchsstunden besserte sich die Feuerhaltung wesentlich, weil der Brennstoff etwas trockner wurde, so daß die Leistung je kg Brennstoff auf 6,14 kg und je m² Heizfläche auf 18 kg stieg. Eine besondere Wärmebilanz für die letzten 5 h läßt sich nicht aufstellen, weil die untersuchten Kohlenproben dem Mittel der gesamten Versuchszeit von 8 h entsprechen und der Brennstoff in den letzten Versuchsstunden tatsächlich besser war.

Beim zweiten Versuch mit demselben Brennstoff zeigte sich in den ersten 3 Versuchsstunden eine schlechte Feuerhaltung, so daß nur die Versuchsergebnisse der letzten 5 h wiedergegeben sind. Auch hier gilt das Gesagte für die Brennstoffproben, woraus sich der günstigere Wirkungsgrad gegenüber dem

ersten Versuch erklärt. Die Leistung je kg Brennstoff betrug 5,78 kg und je m² Heizfläche 19,4 kg/h.

Zur Erprobung eines weniger backenden Brennstoffes fand ein dritter Versuch statt, bei dem ein Gemisch von 2 Teilen Mittelkohle und 1 Teil Koksasche verfeuert wurde. Hier war die Feuerhaltung besser, weil tatsächlich kein Backen eintrat und ein Überschieben des Brennstoffes in geringem Maße beobachtet werden konnte. Der Kohlensäuregehalt stieg gegenüber dem ersten Versuch von 7 auf 8,7%. Die Leistung betrug je kg Brennstoff 5,24 kg, je m² Heizfläche 23,48 kg/h und die Rostleistung 161,8 kg/m². Die letzte Zahl läßt erkennen, daß man mit diesen Rosten je m² Rostfläche annehmbare Brennleistungen zu erzielen vermag. Bei dem letzten Versuch wurde außerdem der im Rauchgasvorwärmer abgelagerte Flugkoks gewogen, wovon sich 390 kg in 8 h absetzten. Der Gehalt an brennbaren Stoffen betrug 44%. Diese Zahl läßt erkennen, wie notwendig es ist, mit nicht zu starkem Unterwind zu fahren, damit diese Verluste nicht ins Ungemessene steigen.

Der Rost wurde zur Prüfung seines Zustandes befahren, wobei sich kein merkbarer Verschleiß feststellen ließ. Als unzuweckmäßig erscheint es, daß zur bessern Zündung nachträglich ein Rückstrahlgewölbe von rd. 1,5 m Länge eingebaut worden ist. Durch diese Umänderung bleibt zwischen dem Zünd- und dem Rückstrahlgewölbe nur ein freier Raum von 0,7 m Breite; damit wird eine Abstrahlung zur Heizfläche nahezu unmöglich gemacht und der Wirkungsgrad des Kessels nur beeinträchtigt. Ein kürzeres Gewölbe mit stärkerm Ansteigen würde meines Erachtens vorteilhafter sein.

Nach den gemachten Beobachtungen erscheint der Rost als nicht geeignet zur Verfeuerung von backenden Brennstoffen, weil sich ohne eine Bearbeitung des Feuers von Hand keine gute Feuerhaltung erreichen läßt. Diese erfuhr außerdem dadurch eine

Beeinträchtigung, daß zur Vermeidung des Anbackens der Schlacke im Trichter der untere Schieber halb geöffnet werden mußte.

Der Pluto-Stoker auf der Zeche Mont Cenis.

Der untersuchte Schrägrohrkessel hat 301 m² Heizfläche, der Überhitzer 110 m². Hinter dem Kessel ist ein Rauchgasvorwärmer von 600 m² eingebaut, der noch für 3 weitere Kessel bestimmt ist. Der Pluto-Stoker stellt einen Schrägrost von 20° Neigung mit einer Breite von 4200 mm und einer Länge von 5000 mm dar (Abb. 4). Die gesamte Rostfläche beträgt mithin 21 m² und das Verhältnis von Rost- und Heizfläche 1:14. Der Rost selbst besteht aus 28 Hohlrostkörpern von je 150 mm Breite und

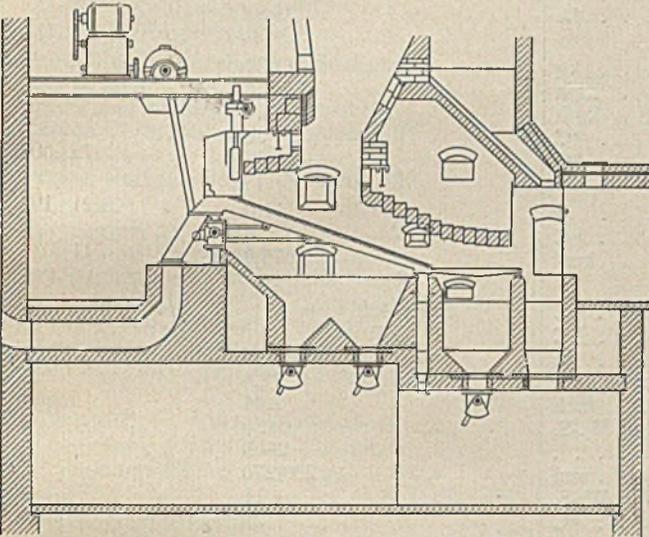


Abb. 4. Pluto-Stoker.

3500 mm Länge mit auswechselbarem Belag. An jeden dieser Körper ist ein Ausbrandstaurost von 1500 mm Länge in der Weise gelenkartig angeschlossen, daß sich das hintere Ende des Staurostes nach Bedarf heben oder senken läßt. Die Hohlrostkörper werden mit Hilfe der federnden und verstellbaren Seitenwangen gegeneinander gehalten. Unter dem Kohlenaufgabetrichter sind über den Hohlrostkörperköpfen ein mehrteiliger Kohlenaufgabeschieber und ein Schichtregler vorgesehen.

Der Antrieb des Rostes erfolgt durch einen Elektromotor mit dahintergeschaltetem Rädergetriebe zur Regelung der Hubgeschwindigkeit. Die Bewegung wird durch Exzenter auf den Rost übertragen. Der Antrieb ist derart durchgebildet, daß sich die Hohlrostkörper wechselseitig hin- und herbewegen, wodurch die Kohle selbsttätig in den Feuerraum und die ausgebrannte Schlacke in den Schlackenfall gelangt. Der erforderliche Unterwind wird dem Rost durch einen elektrisch angetriebenen Pelzer-Ventilator zugeführt. Der Unterwind strömt vom Windkanal aus durch einen Blechkasten den Köpfen der Hohlrostkörper zu. Oberhalb des Rostes ist vorn ein flaches Zündgewölbe von 800 mm Länge und 4200 mm Spannweite angebracht. Auch der hintere Rostteil ist oberhalb durch eine Rückstrahldecke abgeschlossen. Der mit geeichten Geräten festgestellte Kraftverbrauch des Antriebsmotors für den Rost und den Ventilator betrug 21 kWh; er hält

sich im Rahmen der üblichen Werte, da er sich nur auf 2 % der normalen Kesselleistung beläuft.

Die Versuchsergebnisse sind aus der Zahlentafel 5 ersichtlich. Der Wirkungsgrad betrug 56,3 % bei einer Heizflächenleistung von 28,1 kg/m² und einer Rostbelastung von 89,2 kg/m², die wohl als normal anzusehen ist.

Der Pluto-Rost ermöglicht infolge seiner schrägen Lage die Unterbringung großer Rostflächen, denn beim Versuchskessel stellt sich, wie schon in der Beschreibung erwähnt, das Verhältnis von Rost- und Heizfläche wie 1:14, während es beim Unterwindwandlerrost meist 1:25 beträgt. Da beim letztgenannten oft die Länge beschränkt ist, wäre im vorliegenden Falle nur der Einbau eines Rostes von 12–13 m² Fläche möglich gewesen. Im Hinblick auf die Rostfläche läßt sich also mit dem Pluto-Rost im Bedarfsfalle eine höhere Leistung erreichen.

Die Feuerhaltung wurde durch den Umstand erschwert, daß der Kohlenbehälter keilförmig ausgebildet war und sich infolgedessen der feuchte Schlamm leicht festsetzte. Deshalb mußte öfter von Hand nachgestoßen werden, weil die Aufgabekolben im toten Raum arbeiteten und zeitweise keine Kohle auf den Rost beförderten. Nach dem Auflockern des Brennstoffs im Behälter wurde die Schichthöhe ungleichmäßig, und die Feuerhaltung wechselte stark. Weiterhin war der Querschnitt für den Abzug der Gase vom Feuerraum zur Heizfläche zu klein, so daß bei angestrengtem Betrieb die aufgewirbelten Brennstoff- und Aschenteilchen am Mauerwerk festbackten und den Querschnitt noch mehr verengten, wodurch etwas Stauhitzte im Feuerraum eintrat. Der verfeuerte Brennstoff war stark mit Letten durchsetzt und infolgedessen nur schwer wirtschaftlich zu verbrennen.

Ein wesentlichen Vorteil gegenüber einem Wanderrost bietet nach den gemachten Beobachtungen der Pluto-Stoker nicht, obwohl eine gute Schürwirkung des Rostes festgestellt werden konnte, die bei der Verfeuerung von sehr feinkörnigen, leicht backenden Brennstoffen von Wert ist. Während des Versuches wurde auf die Feuerhaltung nicht eingewirkt und der Rost sich selbst überlassen.

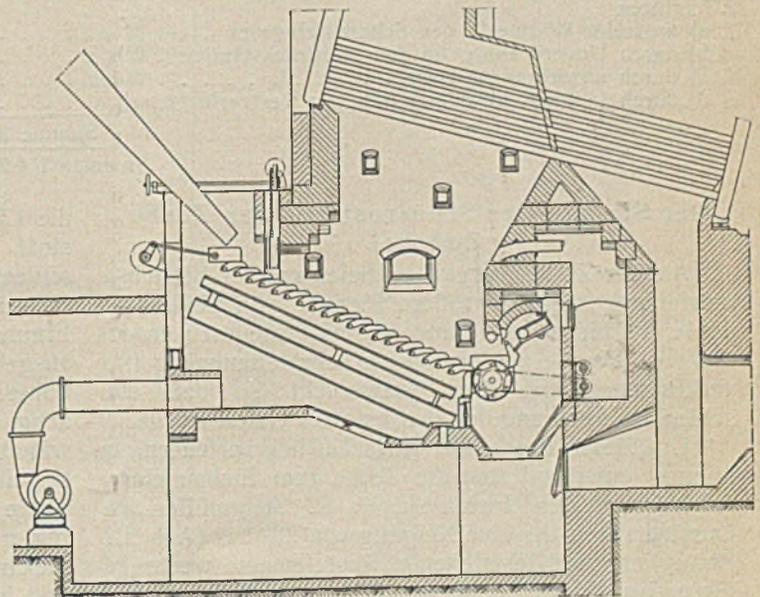


Abb. 5. Steinmüller-Schürrost.

Zahlentafel 5. Verdampfungsversuch mit einem Pluto-Stoker auf der Zeche Mont Cenis 1/3.

Dauer des Versuches		7 h 50 min			
Bauart des Kessels		Siederrohrkessel			
Bauart der Feuerung		Pluto-Stoker			
Heizfläche des Kessels m ²		301,3			
des Überhitzers m ²		110,6			
Rostfläche m ²		21,0			
Verhältnis der Rostfläche zur Heizfläche m ²		14,3			
Brennstoff:		Kohlenschlamm			
Art und Korn		Schacht 3			
Brennbares %		70,71			
Wasser %		16,34			
Asche %		12,95			
Heizwert kcal	u 5433			o 5726	
Verheizt insges. kg		14 666			
Rückstände an Asche und Schlacke insges. kg		2 143			
Rückstände von der Brennstoffmenge %		14,61			
Verbrennliches in den Rückständen %		33,55			
Speisewasser:					
Verdampft insges. kg		61 001			
Verdampft insges. kg/h		7787,4			
Verdampft je m ² Heizfläche kg/h		25,8			
Temperatur beim Eintritt in den Vorwärmer °C		38			
Temperatur beim Austritt aus dem Vorwärmer °C		78			
Dampf:					
Überdruck im Kessel at		11,0			
Temperatur beim Austritt aus dem Überhitzer °C		324			
Erzeugungswärme kcal		695,9			
Heizgase:					
Temperatur am Kesselende °C	links 405			rechts 340	
Temperatur im Feuerraum °C	1) 1251			2) 1206	
Kohlensäuregehalt am Kesselende %		7,5			
Sauerstoffgehalt am Kesselende %		12,4			
Luftüberschuß fach		2,44			
Druck unter dem Rost mm W.-S.		30			
Gangart		2-3			
Schichthöhe mm		230/270			
Zugstärke am Kesselende mm W.-S.		11			
Temperatur der Verbrennungsluft °C		25			
Verdampfung:					
1 kg Brennstoff verdampft an Wasser kg		4,16			
Ergebnisse					
Leistung von 1 kg Brennstoff an Dampf von 640 kcal kg		4,52			
Leistung von 1 m ² Heizfläche an Dampf von 640 kcal kg/h		28,1			
Leistung von 1 m ² Rostfläche, Brennstoffmenge kg/h		89,2			
Wärmeverteilung					
1. Nutzbar im		Unterer Heizwert		Oberer Heizwert	
a) Kessel		kcal	%	kcal	%
b) Überhitzer		2582	47,52	2582	45,09
c) Vorwärmer (anteilig berechnet)		313	5,76	313	5,47
		166	3,06	166	2,90
	Summe 1	3061	56,34	3061	53,46
2. Verloren					
a) an freier Wärme in den Schornsteingasen		1634	30,07	1927	33,66
b) durch Unverbranntes in den Herdrückständen		397	7,31	397	6,93
c) durch unverbrannte Gase	}	341	6,28	341	5,95
d) durch Leitung, Strahlung usw. als Restverlust					
	Summe 2	2372	43,66	2665	46,54
	Summen 1 + 2	5433	100,00	5726	100,00

Der Steinmüller-Schürrost auf der Zeche Zweckel.

Auf der Zeche Zweckel entfielen vor der Betriebsumstellung täglich größere Mengen von Schlammkohle, die bisher auf Wanderrosten verfeuert werden mußten. Da die Schlammkohle sehr lettenhaltig ist, verkrustete meist die Feuerschicht, so daß ein schlechter Ausbrand des Brennstoffes erzielt wurde.

Um diesen Brennstoff wirtschaftlich verfeuern zu können, entschloß sich die Zeche zum Einbau eines Schürrostes der Firma L. & C. Steinmüller in Gummersbach, der eine Neigung von 20° hat (Abb. 5). Bewegliche und feststehende Rostelemente wechseln hintereinander in der Kesselachse, und zwar beträgt der Vorschub der beweglichen Rostteile rd. 90 mm,

die Länge eines Elementes 300 mm. Da der Brennstoff infolge seiner knetigen Beschaffenheit sehr schlecht durch die Trichter nachrutscht, sind über der Kesselbreite 8 Zubringerkolben angebracht, die den Brennstoff auf den Rost schieben. Dieser ist ähnlich ausgebildet wie der für die Verbrennung von Braunkohle; nur wirken die Rostelemente nicht schachbrettartig, sondern die beweglichen Teile sind, wie erwähnt, hintereinander angeordnet. Ein Elektromotor betreibt Exzenterstangen und damit eine Zubringerplatte, welche die Schlammkohle unter den Schichtregler drückt. Die beweglichen Rostteile werden gleichfalls durch Exzenter mit Gestängen angetrieben und befördern den Brennstoff auf den Rost weiter, bis er an dessen Ende angelangt ist und von einer

ebenfalls durch einen Elektromotor angetriebenen Schlackentrommel erfaßt wird, welche die Schlacke unter den luftgekühlten Pendelstauern nach dem Schlackentrichter befördert. Die Schlackentrommel ist aus kreisförmig gebogenen Roststäben zusammengesetzt und wird ebenfalls durch Unterwind gekühlt,

was auch einen guten Ausbrand gewährleisten soll. Zuerst war für den Rost am hintern Ende ein Rückstrahlgewölbe eingebaut, mit dem aber nicht der gewünschte Ausbrand erzielt werden konnte. Außerdem hing das Rückzündgewölbe frei in den Feuerraum hinein, so daß mit keiner langen Lebensdauer

Zahlentafel 6. Verdampfungsversuche mit einem Steinmüller-Schürrost für Wasserrohrkessel auf der Zeche Zweckel.

Dauer des Versuches h	8			
Brennstoff:				
Verheizt im ganzen kg	19 110 Schlamm + 4664 Staub = 23 774			
Anteil des verheizten Kohlenstaubes %	19,6			
Schlamm verheizt auf 1 m ² Rostfläche kg/h	211,4			
Schlamm und Staub verheizt auf 1 m ³ Feuerraum kg/h	123,8			
Mittlere Kohlschichthöhe mm	links 202		rechts 210	
Mittlerer Rostvorschub Gang	1:3			
Herdrückstände (Asche und Schlacke)				
im ganzen kg	4285			
in % des verheizten Brennstoffs %	18,0			
davon Verbrenliches (Kohlenstoff) %	25,5			
Flugkoks kg	36,7			
davon Verbrenliches (Kohlenstoff) %	57,3			
Speisewasser:				
Verdampft im ganzen kg	110 171			
Verdampft im ganzen kg/h	13 771			
Verdampft auf 1 m ² Heizfläche kg/h	33,84			
Verdampft auf 1 m ² Heizfläche, bez. auf Dampf von 640 kcal kg/h	36,60			
Temperatur vor dem Vorwärmer °C	44,30			
Temperatur vor dem Kessel °C	106			
Belastungsart (gleichmäßig oder schwankend)	gleichmäßig			
Dampf:				
Überdruck im Kessel (Sattdampf) atü	10,6			
Temperatur hinter dem Überhitzer °C	319			
Erzeugungswärme kcal/kg	692,2			
Wärme	Unterer Heizwert		Oberer Heizwert	
auf 1 m ² Heizfläche kcal/h	34 799		36 924	
auf 1 m ² Rostfläche kcal/h	1 007 503		1 069 018	
auf 1 m ³ Feuerraum kcal/h	590 140		606 941	
Heizgase:	links		rechts	
CO ₂ am Kesselende %	12,1		11,3	
O ₂ am Kesselende %	6,7		7,9	
CO am Kesselende %	0		0	
CO ₂ am Speisewasser-Vorwärmerende %		10,1		
Temperatur im Feuerraum °C	1290		1305	
Temperatur am Kesselende °C	341		331	
Temperatur hinter dem Speisewasservorwärmer °C		221		
Verbrennungsluft:				
Temperatur unter dem Rost °C	20,3			
Luftüberschuß Kesselende	1,53			
Zugstärke				
am Kesselende mm W.-S.	8		10	
im Feuerraum mm W.-S.	5		2	
hinter dem Speisewasservorwärmer mm W.-S.		20		
Luftpressung unter der Rostfläche mm W.-S.	33		34	
Kraftverbrauch:				
Rostantrieb, Schlackentrommel, Staubzuteilschnecke und Staubventilator kW	67			
Unterwindventilator und Vorwärmerkratzer kW	32			
Verdampfung:				
a) durch 1 kg Brennstoff verdampftes Wasser kg	4,63			
b) dsgl., bezogen auf Dampf von 640 kcal Erzeugungswärme kg	5,01			
Wärmebilanz				
1. Nutzbar gemacht zur	Unterer Heizwert		Oberer Heizwert	
a) Dampfbildung	kcal	%	kcal	%
b) Überhitzung	2584	54,22	2584	51,10
c) Vorwärmung des Speisewassers	383	8,04	383	7,57
	207	4,34	207	4,09
Summe 1	3174	66,60	3174	62,76
2. Verloren				
a) im Kamin durch freie Wärme der Rauchgase	616	12,92	907	17,94
b) in den Herdrückständen durch unverbrannte Teile	372	7,80	372	7,36
c) durch Flugkoks	7	0,15	7	0,14
d) durch Leitung, Strahlung usw. als Rest	597	12,53	597	11,80
Summe 2	1592	33,40	1883	37,24
Summen 1 + 2	4766	100,00	5057	100,00

zu rechnen war. Aus diesem Grunde wurden das Rückzündgewölbe und die Ölbrenner entfernt und dafür 2 Zusatzstaubbrenner eingebaut.

Der ungemahlene Staub wird von dem Vorratsbehälter durch eine Schnecke in die Windleitung befördert. Der Zuführungsventilator saß zuerst zwischen Kessel und Schnecke. Diese Anordnung bewährte sich aber nicht, weil an dem Ventilator durch den aschenhaltigen Brennstoff ein großer Verschleiß eintrat. Man hat daher später die Schnecke hinter den Ventilator gesetzt.

Der Versuchskessel war ein Schrägröhrkessel mit folgenden Kennwerten: Heizfläche 407 m², Schürrostfläche 11,35 m², Heizfläche des Überhitzers 123 m², Heizfläche des Rauchgasvorwärmers 240 m². Der Versuch wurde mit Schlamm unter Kohlenstaubzusatz durchgeführt. Den Kraftverbrauch für die Motoren maß man mit 2 Kilowattzählern, und zwar für den Rostantrieb und die Schlackentrommel gemeinsam, weiterhin für die Staubschnecke und das Staubgebläse. Der beim Versuch verfeuerte Kohlenschlamm war abgelagert und daher nicht so feucht, wie er häufig betriebsmäßig verfeuert werden muß. Seine Zusammensetzung war anscheinend ziemlich ungleichmäßig, so daß man mit wechselnder Schichthöhe und Rostgeschwindigkeit fahren mußte.

Über die Versuchsergebnisse unterrichtet die Zahlentafel 6. Der verfeuerte Kohlenschlamm hatte im Mittel etwa 24% Wasser und 18% Asche. Sein unterer Heizwert lag bei 4400 kcal. Der ungemahlene Kohlenstaub war ziemlich trocken und hatte einen Wassergehalt von 3,2% bei einem Aschengehalt von 17,5%. Sein unterer Heizwert betrug 6187 kcal, seine Feinheit 40% Durchgang durch das 4900-Maschen-Sieb.

In der Schlacke befanden sich noch 25,5% brennbare Stoffe gleich 7,8% der gesamten aufgegebenen Brennstoffmenge. Der Kohlensäuregehalt betrug im Durchschnitt am Kesselende 12,1 bzw. 11,3%, die Feuerraumtemperaturen erreichten rd. 1300° C. Sie sind im Hinblick auf den hohen Wassergehalt des Brennstoffes als hoch zu bezeichnen, was wohl auf den Einfluß der Kohlenstaubzusatzfeuerung zurückzuführen war. Der Kraftverbrauch für den Rostantrieb, die Schlackentrommel, die Staubzuführungsschnecke und das Staubgebläse betrug 67 kW, für den

Unterwindventilator und Vorwärmerkratzer 32 kW, insgesamt also 99 kW.

Wie beobachtet werden konnte, hat sich der Rost als solcher bisher bewährt. Störend macht sich nur das starke Anbacken von Asche und Schlacke im Feuerraum bemerkbar. Diese Ansätze nehmen nach etwa 14-tägiger Betriebszeit einen derartigen Umfang an, daß der Kessel außer Betrieb gesetzt und die Schlacke, besonders von den Wänden, mit Meißeln entfernt werden muß. Der Übelstand wird hauptsächlich durch den zu niedrigen Feuerraum hervorgerufen. Sonst arbeitet der Rost zur Zufriedenheit der Zeche, zumal da der benutzte Brennstoff auf Wanderrosten nicht mit Erfolg verbrannt werden konnte.

Zusammenfassung.

Nach Hinweis auf die Gründe, warum die Schürroste auf den Zechen des Ruhrbezirks bisher nur vereinzelt Eingang gefunden haben, wird ausführlich über Versuche mit einem Martin-, einem Steinmüller- und einem Kablitz-Rost sowie einem Pluto-Stoker berichtet. Die Anlagen und die Versuchsdurchführung werden beschrieben, die Feuerungen selbst in Abbildungen, die Versuchsergebnisse in Zahlentafeln wiedergegeben. Bemerkt sei, daß bei allen Schürrosten die gesamte unter Druck stehende Rostfläche und nicht nur die Schürrostfläche für Vergleiche als Rostfläche herangezogen werden soll.

Die Versuche lassen erkennen, daß auf Schürrosten Steinkohlen-Abfallbrennstoffe mit hohem Aschengehalt mit Erfolg verfeuert werden können. Vor der Anschaffung solcher Roste empfiehlt es sich jedoch, durch Vorversuche die wirtschaftliche Verfeuerungsmöglichkeit solcher Erzeugnisse festzustellen. Die neue Ausführung des Schlackenrostes der Firma Martin ermöglicht, auch große Schlacken tafeln ohne Nachhilfe von Hand mechanisch auszutragen; während sich früher bei dieser Feuerung der Schlackenrost geradlinig bewegte, macht er neuerdings eine wälzende Bewegung. Bei dem untersuchten Kablitz- und dem Steinmüller-Rost sowie dem Pluto-Stoker handelte es sich um nachträglich eingebaute Anlagen, so daß vorhandene Mängel mit auf diesen Umstand zurückzuführen sind. Neuerdings ist man auf einigen Zechen mit Erfolg auch dazu übergegangen, sehr aschenreiche Brennstoffe auf Unterwind-Zonenwanderrosten zu verfeuern.

Die Lagerstätten des Platins in Südafrika.

Bericht über Exkursionen des 15. Internationalen Geologenkongresses in Pretoria. III.

Von Professor Dr. P. Kukuk, Bochum.

Unter den zahlreichen Mineralvorkommen des südafrikanischen Bodens nehmen die Platinlagerstätten¹ eine ganz besondere Stellung ein. Die geologisch-bergmännischen Untersuchungen im letzten

Jahrzehnt haben in Südafrika so große Vorräte an primärem Platin festgestellt, daß dadurch im Lande die verständliche Hoffnung geweckt worden ist, Südafrika werde sehr bald das Haupterzeugungsland der Welt an Platin sein. Obwohl diese Erwartungen durch die Untersuchungen der letzten Jahre eine neue Stütze gefunden haben, ist die junge Platinindustrie noch keineswegs in die schon seit Jahren ersehnte Großförderung eingetreten. Allem Anschein nach wird es sogar noch längere Jahre dauern, bis sich die Hoffnungen der Südafrikaner verwirklichen.

Geschichtliche Entwicklung des Platinbergbaus.

Im Hinblick auf die Bedeutung der Platinindustrie für die Zukunft des Landes sei zunächst kurz der ge-

¹ Du Toit: The geology of South Africa, 1926; Merensky: Die neuentdeckten Platinfelder im mittlern Transvaal und ihre wirtschaftliche Bedeutung, Z. Geol. Ges. 1927, S. 296; Krenkel: Geologie Afrikas, T. 2, 1928, S. 883; Hall: The Bushveld igneous complex, Handbuch der Regionalen Geologie 1929, S. 96; Hall: The Bushveld igneous complex with special reference to the eastern Transvaal, 15. Int. Geol. Congr. 1929, Guide Book Ex. C. 19, S. 83; Wagner: The platinum deposits and mines of South Africa, 1929; Schneiderhöhn: Erzmikroskopische und spektographische Untersuchungen von platinführenden Nickelmagnetkiesgesteinen des Bushveld igneous complex (Transvaal), Chemie der Erde, 1929, Bd. 4, S. 252; Krusch: Der 15. Int. Geologenkongreß in Pretoria, Z. B. H. S. Wes. 1929, S. B 253; Reich: Die Bodenschätze Südafrikas und der heutige Stand ihrer Verwertung, B. H. Jahrb. 1930, S. 28; Schneiderhöhn: Der 15. Intern. Geologenkongreß in Südafrika, Metallwirtsch. 1930, S. 273 und 341.

schichtlichen Entwicklung dieses Bergbaus gedacht. Man kennt Platin in Südafrika seit langem. Schon 1892 wurde auf das bis dahin unbekannt Vorkommen von Platin im Bezirk Klerksdorp hingewiesen¹. Angesichts des damaligen Platinpreises erschien eine wirtschaftliche Ausbeute des Edelmetalls als ausgeschlossen. Erst 1925 lenkte ein Bericht des bekannten Johannesburg-Geologen, Bergassessor Dr. Mernsky, die Aufmerksamkeit weiterer Kreise auf Platinvorkommen im Lydenburger Bezirk (Farm Maandagshoek) hin, deren durchschnittlicher Platingehalt 3,83 g/t betragen sollte. Bald darauf wurde das Auftreten von Platin durch Wagner² bestätigt, der den Gehalt dieser Lagerstätte auf 1,55–10,8 g/t angab. In Verbindung mit weiteren Ausführungen über die zu erwartende hohe Wirtschaftlichkeit der Platingewinnung bewirkten diese Mitteilungen beim ständigen Steigen der Platinpreise im Jahre 1925 ein Wettrennen auf Aktien der Platingesellschaften, das alle Zeichen des »booms« annahm. Sehr bald hatten sich etwa 50 Gesellschaften mit einem Kapital von 12 Mill. £ gebildet, deren Aktien stark überzeichnet worden waren. Von der großen Zahl neugegründeter Gesellschaften blieben 1929 nur noch 10 übrig, von denen nur drei, The Lydenburg Platinum Areas, die Onverwacht Platinum und die Potgietersrust Platins Co., tatsächlich Platin förderten. Alle andern Gesellschaften sind entweder über das Versuchsstadium nicht hinausgekommen oder stehen noch in der Entwicklung.

Die Gründe für das schnelle Eingehen der zahlreichen Gesellschaften sind nicht im Mangel an vorhandenem Platin, sondern darin zu erblicken, daß man in den Wirtschaftlichkeitsberechnungen die Schwierigkeiten des Platinausbringens aus den Erzen unterschätzt hat. Tatsächlich blieb die erzielte Platinausbeute fast immer weit hinter der rechnermäßigen zurück. Dazu kam der starke Abfall des Platinpreises, der von 20 £ je Unze³ in 1926 auf 11–12 £ in 1927 gesunken war.

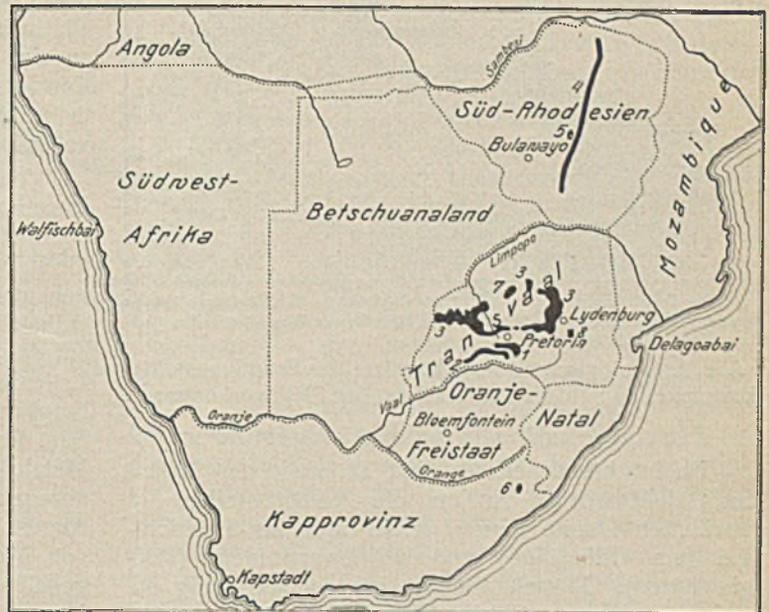
Die Vorkommen des Platins.

Nach Wagner kommen als Quellen des südafrikanischen Platins vorwiegend in Betracht (Abb. 1): 1. die goldführenden Konglomerate des Witwatersrand-Gebietes, 2. die Gangvorkommen des Waterberg-Bezirks, 3. die magmatischen und kontaktmetasomatischen Ablagerungen des Buschfeld-Massivs, 4. eluviale und alluviale Seifen.

Die goldführenden Witwatersrandschichten.

Diese Schichten sind schon seit längerer Zeit als platinführend bekannt. Es handelt sich um das bei der Goldgewinnung aus den Reefs als Nebenprodukt in den sogenannten Osmiridium-Konzentraten enthaltene Platin, dessen Menge entsprechend der Größe der Lagerstätte sehr erheblich ist. Aus ihnen wurde seit dem Jahre 1925 Platin im Werte von rd. 3,4 Mill. *fl.* gewonnen. Dieses Konzentrat enthält neben 6–11 % Platin noch 32–39 % Osmium (Os) und 28–35 %

Iridium (Ir) bzw. Osmiridium¹, ferner 9–15 % Ruthenium (Ru) sowie 0,1–0,5 % Rhodium (Rh) und Palladium (Pd). Es ist gleichzeitig die Hauptquelle des in der Welt verbrauchten Iridiums, dessen Wert den des Platins mehrfach übersteigt. Iridium wird in England mit etwa 560 *fl.* Unze bezahlt.



1. Witwatersrand-Goldfeld, 2. Blackreef, 3. Buschfeld-Komplex, 4. Great Dyke, 5. Somabula-Felder, 6. Insizwa-Kette, 7. Waterberg-Bezirk, 8. Uitkomst.

Abb. 1. Die wichtigsten Platinvorkommen Südafrikas (nach Wagner).

Die Ablagerungen des Waterberg-Bezirks.

Die im Norden des Buschfeld-Massivs gelegenen, erst 1923 entdeckten gangartigen Platinvorkommen dieses Bezirks sind an hydrothermale Quarzgangbreccien gebunden. Besonders reich an Platin soll ein bei Rietfontein und Wolgevonden ausstreichender, 10 m mächtiger Eisenglanz sein, dessen Platingehalt, wie bei allen derartigen Vorkommen, auf dampfförmige wäßrige Lösungen zurückgeführt wird. Wegen der starken Unregelmäßigkeit des Platingehaltes, der sich auf Nester in der Gangmasse beschränkt, sind die bergmännischen Untersuchungsarbeiten der Transvaal Platinum Ltd. schon 1926 wieder eingestellt worden.

Die Platinlagerstätten des Buschfeld-Gebietes.

Die auf primärer Lagerstätte vorhandenen Platinvorkommen des Buschfeld-Bezirks im mittlern Transvaal scheinen zu den reichsten primären Lagerstätten des Platins zu gehören, die auf der Erde entdeckt worden sind. Das rd. 450 km lange und etwa 250 km breite Buschfeld (Bushveld igneous complex) stellt eine gewaltige Intrusivmasse von pilzförmiger Gestalt dar (vgl. Abb. 1, Glückauf 1930, S. 629). In seinem äußern und tiefern kranzförmigen Rande aus ultrabasischen Tiefengesteinen, in der Hauptsache aus basischen Duniten (Peridotiten, Olivinfelsen) und Noriten (Gabbrogesteinen) zusammengesetzt, besteht der innere, hangende Teil dieses Lakkolithen aus etwas jüngern, sauren, roten Buschfeldgraniten, überlagert von Granophyren und Felsiten (Abb. 2). Die infolge starker magmatischer Differentiationsvorgänge

¹ Münzer: Das Platin in der Weltwirtschaft, 1929.

² South Africa Min. Eng. J. 1925, S. 620.

³ 1 Unze = 31,1 g.

¹ Nach Wagner sind hier im Jahre 1928 rd. 5670 Unzen Osmiridium gewonnen worden.

gleich normalen Sedimenten gut geschichteten Dunite und Norite fallen vom Ausgehenden nach der Mitte des Massivs hin gleichmäßig und flach ein. An diesen Außenrand bildenden basischen Gesteine sind die Platinlagerstätten gebunden.

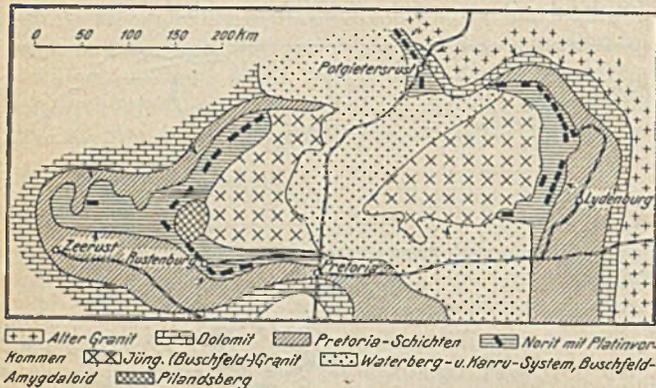


Abb. 2. Geologische Übersichtsskizze des Eruptivgesteinskomplexes im mittlern Transvaal mit den Platinvorkommen¹.

Eluviale und alluviale Ablagerungen.

Platinführende Seifen sind an mehreren Stellen festgestellt worden, so um die Austrittsstellen der erwähnten Dunite herum, ferner u. a. im Steelportal (am Olifantfluß) und bei Zwartfontein (Potgietersrus). Ob sich diese Seifen als bauwürdig erweisen werden, muß die Zukunft lehren.

Die wirtschaftlich wichtigsten Vorkommen sind auf das Gebiet mit besonders weitgehenden magmatischen Spaltungsvorgängen, und zwar auf den »Lopolith« des Buschfeldes beschränkt. Im eigentlichen Buschfeld-Komplex lassen sich nach Wagner u. a. vier Hauptarten von Platinlagerstätten unterscheiden: a) Hortonolith-Dunitlagerstätten, b) Chromitlagerstätten, c) Lagerstätten des Platins in Verbindung mit magmatischen Nickel-, Kupfer- und Eisensulfiden, d) kontaktmetasomatische Lagerstätten in veränderten Dolomiten und Eisensteinzonen, die unmittelbar von platinführenden Noriten und Pyroxeniten unter- und überlagert werden.

Die Hortonolith-Dunitvorkommen (Abb. 3) ähneln den senkrecht in die Tiefe verlaufenden

¹ Vereinfacht umgezeichnet nach Hall, Geol. Survey of South Africa.

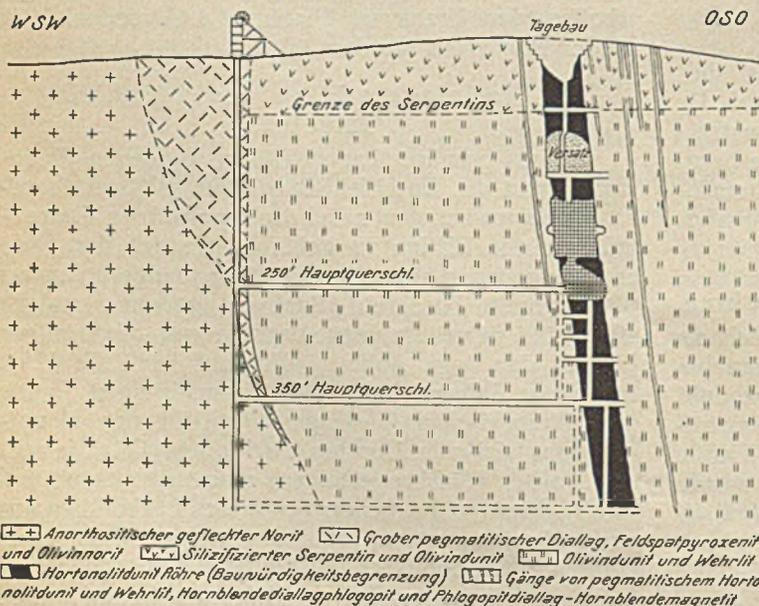


Abb. 3. Schnitt durch die Mooihoek-Platinpfeife (nach Wagner).

Kimberlitröhren. Sie stellen jüngere, magmatische, röhrenförmige Ausscheidungen (pipes) von 10–15 m Durchmesser in ultrabasischen, ringartig angeordneten Silikatmagmen von Olivinduniten und Diallagpegmatiten dar, welche die verschiedenen Lagen des Norits senkrecht durchsetzen. An der Oberfläche machen sie sich als Hügel (Kopjes) kenntlich. Das Platin ist hier an das Hortonolith-Dunitgestein, d. h. an eine sehr eisenreiche Abart des Olivins (von der Formel $Mg_2SiO_4 + Fe_2SiO_4$) gebunden, und zwar meist in mikroskopisch feiner Form. Sulfide fehlen fast vollständig.

Von den zahlreichen Lagerstätten dieser Art im Rustenburg- und Lydenburg-Bezirk (mehr als 50 Vorkommen sind festgestellt worden) kennt man nur drei, die so reich an Platin sind, daß sie bergmännisch ausgebeutet werden können. Zur Zeit unseres Aufenthaltes in Südafrika standen diese drei Vorkommen auf den Farmen Onverwacht (60 km nordwestlich von Lydenburg), Mooihoek (70 km nördlich von Lydenburg) und Driekop (6 km nördlich von Mooihoek) in Bau. Das Platin tritt hier vorwiegend als gediegenes Metall in Kristallen, die bis zu 0,3 g schwer sind, und unregelmäßigen Körnchen auf. Hier ist es auch im August 1924 zum ersten Male in bauwürdigen Mengen von Merensky¹ nachgewiesen worden. Der Platingehalt dieser Vorkommen, der im allgemeinen im Innern der Röhre am höchsten ist und nach den Rändern abnimmt, schwankt stark und bewegt sich zwischen wenigen und 1213 dwts (1886 g) je sh. t (0,205 %). Im Durchschnitt hat das bauwürdige Erz einen Gehalt von etwa 10 g/t. Trotz der heutigen großen wirtschaftlichen Bedeutung des Platins kann dem Bergbau auf diesen drei Vorkommen keine große Zukunft vorausgesagt werden, weil sich die Hortonolith-Dunitkörper anscheinend alle nach der Tiefe hin verjüngen und neue bauwürdige Körper noch nicht bekannt geworden sind². Bei dieser Tiefenentwicklung der Dunitkörper wird die Platinführung so gering, daß sich eine Einstellung der Betriebe auf diesen Vorkommen in absehbarer Zeit erwarten läßt³. Über Einzelheiten dieser Lagerstättenart auf der Mooihoek-Grube unterrichtet Abb. 3.

Die Erze der beiden Dunitlagerstätten von Mooihoek und Driekop (Lydenburg Platinum Areas) werden in der gemeinsamen Aufbereitung zu Maandaghoek im Lydenburg-Bezirk mit einer Leistung von rd. 135 t/Tag verarbeitet. Das Ausbringen aus den Erzen soll etwa 82 % betragen. Je Monat beläuft sich die Menge an Platinmetallen auf rd. 750 Unzen (23 kg) aus etwa 3300 t Erz. Das dem Uraler ähnliche Platin der Hortonolith-Dunitvorkommen enthält 84 % Pt, 12,8 % Fe und 3,2 % Ir neben Spuren von Os, Rh und Pd. Dabei ist sein Feingehalt weit geringer als der des Buschfeld-Platins. Die Konzentrate mit 60 % Platinmetallen gehen vorläufig nach England, wo die Schlußraffination erfolgt.

¹ Merensky: Die neuentdeckten Platinfelder im mittlern Transvaal usw., Z. Geol. Ges. 1926, S. 296; Glückauf 1926, S. 577.

² Die Möglichkeit der Auffindung neuer Vorkommen soll natürlich nicht bestritten werden.

³ Nach einer neuern Mitteilung soll die Onverwacht-Grube inzwischen eingestellt worden sein, weil sich der Hortonolithkörper bei 270 m Tiefe auf rd. 2,15 m verschmälert hat.

Die in der Noritzone auftretenden Chromeisensteinlagerstätten enthalten in mehreren Horizonten bandförmige bis schlierenartige Anreicherungen von Chromeisen mit Silikaten, die Platin (ohne Palladium) führen. Wegen der Unregelmäßigkeit ihrer Ausbildung und ihres geringen Platingehaltes haben die früher versuchsweise gebauten Vorkommen heute kaum mehr Aussicht auf eine wirtschaftliche Ausbeutung. Da-

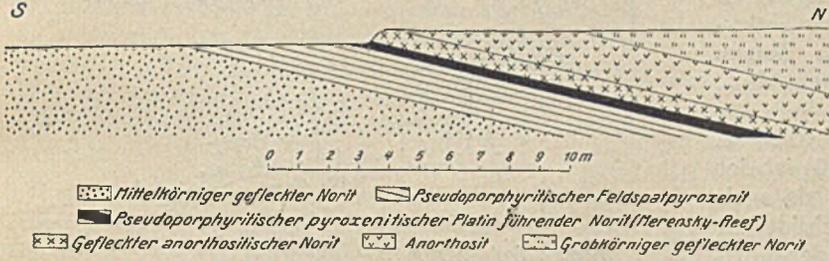


Abb. 4. Schnitt durch den Merensky-Horizont im Lydenburg-Bezirk Transvaals (Farm Maandagshoek). Nach Wagner.

gegen werden diese Vorkommen in steigendem Ausmaß auf Chromerze ausgebeutet. Der Durchschnittsgehalt der Erze beträgt 43% Cr₂O₃ und 28,5% FeO. Die geförderte Chromerzmenge des Jahres 1929 belief sich auf etwa 60000 t.

Zu den unter c und d genannten Gruppen gehören die ausgedehnten Lagerstätten des Merensky- und des Main-Potgietersrust-Horizontes. Bei dem erstgenannten handelt es sich um eine im Hangenden und Liegenden wohlabgegrenzte, sulfidische Erzführende, grobkörnige Gesteinszone von dunkler (vielfach rostbrauner) Färbung im Norit, die sich auf

Hunderte von Kilometern im Norit des Buschfeldes verfolgen läßt. Entsprechend dem Main-Reef im Witwatersrand-Gebiet ist sie als »Platin-Reef« bezeichnet worden. Die Vorkommen sind im Osten (im Pietersburg-Lydenburg-Bezirk) mit einigen Unterbrechungen auf rd. 145 km, im Westen (im Pretoria-Rustenburg-Bezirk) sogar auf etwa 190 km und im Norden (bei Potgietersrust) ebenfalls auf viele Kilometer Erstreckung festgestellt worden (Abb. 2). Hauptträger des Platins ist im allgemeinen das Merensky-Reef, eine bemerkenswert gleichmäßig ausgebildete dunkle Schicht eines pseudoporphyrischen, pyroxenitischen Diallagnorits mit sulfidischen Einlagerungen, die von hellern, feldspatreichen Norit- und Anorthositgesteinen unter- und überlagert wird (Abb. 4). Das infolge magmatischer Differentiationsvorgänge schichtenförmig ausgebildete, im Streichen und Fallen mit der Hauptbankung des Nebengesteins konkordant gelagerte Reef hat 1–10 m Mächtigkeit. Es ist im allgemeinen flach geneigt und fällt zur Mitte des Buschfeld-Massivs ein. An seinem Aufbau nehmen, wie erwähnt, Sulfide, und zwar Magnetkies, Kupferkies und Pentlandit (Eisennickelkies), mit 1–3% teil. Bezüglich der Platinführung gilt der Satz, daß der Gehalt an Platinmetallen mit der Höhe des Gehalts an Sulfiden steigt, jedoch verläuft er mehr dem Kupfer- als dem Nickelgehalt der Sulfidmagmen parallel. Das Platin ist hier kaum gediegen, sondern als Arsenid in der Form des »Sperryliths« (PtAs₂) und des »Cooperits« Pt(AsS)₂ vorhanden.

Über die Einzelausbildung des Reefs ist noch folgendes zu bemerken. Im Pietersburg-Lydenburg-Bezirk schwankt die Mächtigkeit des Merensky-Reefs zwischen 2 und 15 m. Es enthält überall Platin in Form des Sperryliths, wo die Schicht dünn ist, und zwar in wechselnden Mengen von 3–5 g/t. Ist es aber mächtiger, so konzentriert sich das Platin im oberen Teil. Im Hinblick auf die großen Schwierigkeiten der Aufbereitung erscheint das Reef hier vorläufig noch nicht als bauwürdig.

Im Pretoria-Rustenburg-Bezirk¹ sinkt zwar die Mächtigkeit des Platin führenden Hauptreefs auf 1 und 2 m herab, dafür zeigt es aber eine für eine magmatische Lagerstätte staunenswerte Gleichmäßigkeit der Ausbildung. Abb. 5 läßt die Eingliederung des Horizontes zwischen die Chromit- und Magnetit-

horizonte auf der von uns besuchten Klipfontein-Kroondal-Platinum-Grube (Potgietersrust Platinum Ltd.) ersehen. Abb. 6 zeigt die petrographische Sonderausbildung dieses Horizontes. Das teils gediegen, teils als Platinsulfarsenid vertretene Platin ist hier vorwiegend an das nur wenige Zentimeter mächtige Chromitband gebunden. Während diese Bänke einen Gehalt von 13–14 dwts (20–22 g/t) und mehr

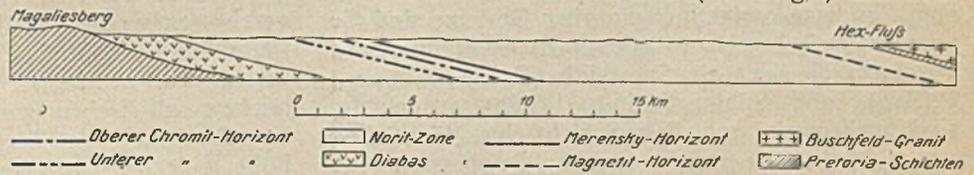


Abb. 5. Schnitt durch die Noritzone des Buschfeldes bei Rustenburg (nach Wagner).

Platin haben, führt das höher gelegene eigentliche Merensky-Reef (pseudoporphyrischer Diallag-Norit) von 0,60–1,20 m Mächtigkeit in der sulfidischen Zone nur 1,7 dwts (2,6 g/t). An andern Stellen des Grubenfeldes haben sich höhere Gehalte ergeben.

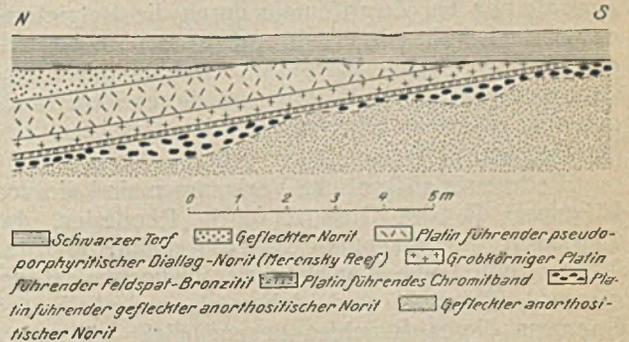


Abb. 6. Profil des Platin führenden Merensky-Reefs auf der Kroondal-Farm (nach Wagner).

Wie überall im Gebiete des Merensky-Reefs unterscheidet man auch hier eine sekundäre oxydische und eine unveränderte primäre sulfidische Erzzone. Ihre Grenze verläuft zwar sehr unregelmäßig, fällt aber einigermaßen mit dem Grundwasserspiegel zusammen, der heute bemerkenswerterweise meist höher liegt als die untere Grenze der oxydischen Zone. In der vorwiegend unterhalb des Grundwasserspiegels

¹ Wagner: The Rustenburg platinum deposits, Guide Book Intern. Geol. Congr. 1929, E. 9.

gelegenen primären sulfidischen Zone tritt das Platin meist als Platinsulfarsenid in Kristallen von Cooperit oder Sperrylith auf. Dagegen findet sich das Platin in der etwa 15–20 m herabreichenden oxydischen Zone vorwiegend als metallisches Platin und nur untergeordnet als Platinsulfarsenid. Merkwürdigerweise reichert sich sekundär ausgeschiedenes Platin auch noch unmittelbar unterhalb des Chromitbandes in bauwürdigen Mengen an (Abb. 6). Bemerkenswert ist auch der Unterschied im Palladiumgehalt in beiden Zonen. Enthält das Platin in der sulfidischen Zone 20–25 % Palladium, so zeigt es in der oxydischen Zone nur einen Gehalt von rd. 19 %.

Im Potgietersrust-Bezirk (Abb. 2) ist der platinführende Horizont sowohl faziell als auch sonst sehr abweichend von dem geschilderten Merensky-Reef ausgebildet. Hier stellt der Norit verwickelte Intrusionsgebilde dar, welche die Transvaalschichten teils durchsetzen, teils über- oder unterlagern, wobei die Gesteine dieser Formation und die liegenden Dolomitkontakte metamorph verändert worden sind. Das dem Merensky-Horizont vergleichbare Reef ist hier mehr als 30 km in der Noritzone nachgewiesen. Es setzt sich aus einer dicken Lage pseudoporphyrischen Diallag-Norit mit bemerkenswert großen, linsenförmigen Körpern von grobkörnigem Bronzit ($MgFe[SiO_3]$) und Nickelmagnetkies zusammen. An diese kontaktmetamorphen Gesteine sind die pneumatolytischen Hauptvorkommen der Platinmetalle geknüpft, die hier als Sperrylith ($PtAs_2$), Cooperit $Pt(AsS)_2$ und Stibiopalladinit (Pd_3Sb) ausgebildet sind. Stellenweise soll diese Schicht eine Mächtigkeit von mehr als 43 m erreichen, wovon die obersten 24 m durchschnittlich 4,6 g Platin je t enthalten, während die Sulfide selbst nach Schneiderhöhn's¹ Untersuchungen fast frei von Platinmetallen sind. An andern Punkten, so bei den Farmen Vaalkop, Sandsloot und Zwartfontein (25 km nördlich von Potgietersrust) hat man Platingehalte bis zu 20 dwts (31 g/t) festgestellt. Das letztgenannte Vorkommen wird seit 1927 auf der Zentralgrube bei Zwartfontein durch die Potgietersrust-Gesellschaft mit Erfolg gebaut und in der zugehörigen naßmagnetischen Aufbereitung mit Flotation verarbeitet. Die Vorkommen dieses Horizontes gehören zu den reichsten Platinlagerstätten des Buschfeldes.

Weitere südafrikanische Vorkommen sind die von Uitkomst, die des Great Dyke in Rhodesien, des Blackreefs, der Somabula-Felder und die der Jnsizwa-Kette (Abb. 1), die hier als vorläufig noch nicht genügend untersucht und daher als außerhalb des Rahmens dieses Berichtes liegend nicht näher behandelt werden sollen.

Abbau und Aufbereitung der Erze.

Die Abbauverhältnisse des Merensky-Reefs sind im allgemeinen angesichts der ungestörten Lagerungsverhältnisse recht einfach. Im Felde der Klipfontein-Kroondal-Grube ist das mit 9–10° einfallende Merensky-Reef, dessen Ausdehnung man durch Schürffgräben und Schächte auf mehr als 6500 m am Ausgehenden und bis 100 m senkrecht (700 m im Einfallen) festgestellt hat, mit Hilfe von Seigerschächten, einfallenden Strecken und von diesen ausgehenden Feldort-

strecken erschlossen. Durch diese Strecken wird der Erzkörper in rechteckige Abbaustreifen zerlegt (Abb. 7). Etwa 600 m vom Ausgehenden der Reefs niedergebrachte Seigerschächte dienen als Wetter- und später als Förderschächte. Der teilweise mit Versatz geführte Abbau entspricht etwa dem auf den Reefs

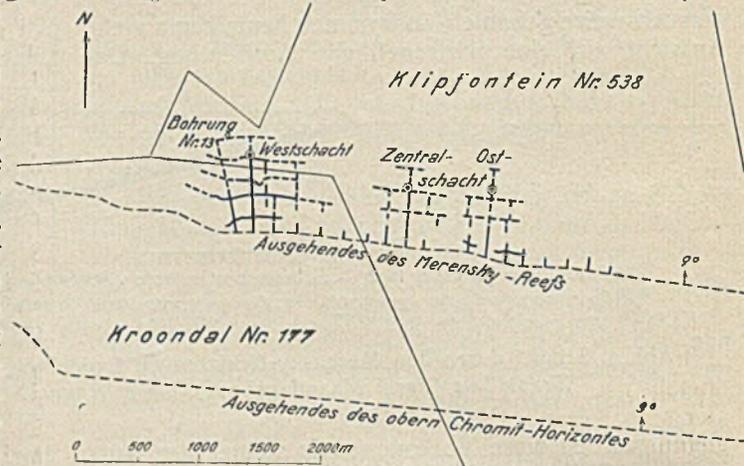


Abb. 7. Grundriß der Kroondal- und der Klipfontein-Platingrube.

des Witwatersrand-Gebietes umgehenden Abbaubetrieb. Die Hereingewinnung läßt sich mit Preßluft-hämmern bewerkstelligen, da das Gestein der Oxydationszone des Reefs verhältnismäßig weich ist. Dagegen muß das festere Gestein der primären Zone geschossen werden. Während das ärmere oxydische Erz auf eine Mächtigkeit von etwa 30 inches (0,76 m) verteilt ist, beschränkt sich das Vorkommen des reichern sulfidischen Erzes auf nur 12 inches (0,29 m). Zur Erreichung der bergbaulich notwendigen Strebhöhe wird hier auch ein Teil des höher gelegenen Merensky-Reefs mitgewonnen. Nach Angabe der Betriebsleitung sind die Gewinnungskosten je t verhältnismäßig gering, da sich bergbaulich keine Schwierigkeiten bieten. Die Selbstkosten sollen für das weichere oxydische Erz nur 4 \mathcal{M}/t , für das härtere sulfidische Erz dagegen 10–11 \mathcal{M}/t betragen. Der durchschnittliche Platingehalt der geförderten Erze wird zu 6,5 dwts = 10 g/t angegeben, ist aber stellenweise höher. Nach Mitteilung der Betriebsleitung sollen hier mehr als 3 Mill. t Erze in der Oxydationszone und ein Mehrfaches in der primären sulfidischen Zone festgestellt worden sein. Die für eine Durchsatzmenge von 6000–7000 t je Monat vorgesehene neue Aufbereitungsanlage war bei Gelegenheit unseres Besuches noch im Bau. Die Einzelheiten des geplanten Aufbereitungsverfahrens waren daher noch nicht mit Sicherheit in Erfahrung zu bringen.

Entsprechend der viel größern Mächtigkeit der Potgietersrust-Vorkommen ist hier das Abbauverfahren anders ausgebildet. Die unter weit steilern Winkeln einfallende und viel dickere Lagerstätte wird hier mit einem vereinigten Scheiben- und Versatzbau abgebaut.

Noch anders gestaltet sich der Abbau der erwähnten Hortonolith-Dunitkörper (Abb. 3). Hier hat man nach Einstellung des Tagebaus den unterirdischen Betrieb aufgenommen und die röhrenförmigen Lagerstätten durch Querschläge erschlossen, die von einem im Nebengestein abgeteufte Schacht ausgehen. Man durchörtert dann den Erzkörper kreuzweise durch Strecken, die im Abstände von 15 m auf-

¹ Metallwirtsch. 1930, S. 279.

gefahren werden, und gewinnt die einzelnen Scheiben der platinführenden Gesteine im Firstenbau.

Zu den geringen technischen Schwierigkeiten des Abbaus der Platinerze steht ihre Aufbereitung in starkem Gegensatz. Für die Erze der Hortonolith-Dunitröhren glaubte man anfänglich an keine besondere Erschwernisse der Aufbereitung, weil das Platin hier meist als gediegenes Metall vorhanden ist. Als man aber durch die gewöhnlichen Verfahren ein zu geringwertiges Konzentrat erhielt, mußte man weitere zu Hilfe nehmen, bis man durch die Anwendung der Amalgamation in Verbindung mit besondern Katalysatoren die gewünschte Anreicherung auf 60% erreichte.

Noch schwieriger sind die Erze des Merensky-Reefs aufzubereiten. Für die Herstellung eines wirtschaftlich verwendungsfähigen Platinkonzentrates, d. h. eines Konzentrates mit mindestens 60% Platinmetallen, ist die Frage nach dem Verhalten der Erze der sekundären und primären Zone von größter Bedeutung. Nach dem Ergebnis zahlreicher Versuche läßt sich der vorwiegend im Cooperit und Sperryolith vorhandene Platingehalt aus der primären sulfidischen Zone des Merensky-Horizonts leichter konzentrieren als der aus der sekundären oxydischen Zone. Zunächst werden die Platinmetalle durch die üblichen Aufbereitungsverfahren in Verbindung mit der Flotation in Konzentraten angereichert. Eine stärkere Anreicherung ist jedoch nur durch metallurgische Verfahren möglich, von denen schon mehrere ausgearbeitet worden sind. Das Verfahren des Krupp-Gruson-Werkes geht darauf hinaus, die durch Flotation angereicherten Konzentrate zu einer Speise auf Kupfernickelstein niederzuschmelzen. Nach dem Umschmelzen und der Behandlung mit Schwefelsäure gehen Kupfer, Nickel und Eisen in Lösung, während die Platinmetalle als Schwamm übrig bleiben. Dieser wird auf Platinmetalle niedergeschmolzen. Weitere Verfahren, auf die hier nicht näher eingegangen werden soll, sind als Chlorinations-, Johnson-Matthey- und Eklund-Verfahren bekannt geworden. Keiner der bisher eingeschlagenen Wege scheint jedoch eine völlig ausreichende Lösung dieses Aufbereitungsproblems gebracht zu haben, obwohl von der Leitung der Platingruben angegeben wurde, daß befriedigende Aufbereitungsverfahren gefunden worden seien. Tatsächlich hat man noch keinen Großbetrieb nach einem dieser Verfahren eingerichtet. Nach den vorliegenden statistischen Mitteilungen muß vielmehr angenommen werden, daß bis vor kurzem bei der Ausgewinnung noch etwa die Hälfte des analytisch in den Erzen festgestellten Platins verloren gegangen ist.

Die günstigsten Aufbereitungsverhältnisse scheinen bei den Erzen des Potgietersrust-Bezirks vorzuliegen. Hier steht eine naßmagnetische Aufbereitung, verbunden mit Flotation, seit mehreren Jahren in Betrieb. Bis Ende 1928 sollen hier rd. 1100 t Konzentrate mit etwa 146 kg Pt, 148 kg Palladium und 6,5 kg Gold gewonnen worden sein.

Die wirtschaftlichen Verhältnisse des Platinbergbaus. Zukunftsaussichten.

Die wirtschaftliche Ausbeutung des Platins hängt also aufs engste mit der Ausarbeitung eines befriedigenden Aufbereitungsverfahrens zusammen. Die

Lösung dieser sehr lohnenden Aufgabe beschäftigt zurzeit lebhaft die maßgebenden Firmen auf diesem Gebiete, auch deutsche. Große Bedeutung für die weitere Entwicklung hat ferner der Umstand, daß der nach dem Kriege weit über dem Friedenspreis stehende Weltplatinpreis infolge geschickter russischer Machenschaften im Laufe der letzten Jahre immer stärker gefallen ist, und zwar von etwa 15 auf 10 *M/g* und weniger¹. Heute ist er sogar bis etwa auf dieselbe Höhe wie vor dem Kriege gesunken. Hierdurch wird die Wirtschaftlichkeit der gegenüber den andern Haupterzeugungsländern zurzeit noch mit hohen Selbstkosten arbeitenden südafrikanischen Platinindustrie stark beeinträchtigt. Auf der andern Seite ist für die Entwicklung der südafrikanischen Platinindustrie von größter Wichtigkeit, daß sie der finanziellen Hilfe großer Geldinstitute sicher sein kann, die auch noch an der Gold- und Diamantengewinnung Südafrikas beteiligt sind. Sie vermag daher auch etwaige weitere verlustreiche Versuchsjahre zu überstehen. Gestützt auf die verfügbaren großen Mittel haben einige der finanzkräftigsten Gesellschaften ihre Anlagen zur Gewinnung des Platins erfolgreich weiter entwickelt. Nach Wagner sollen noch vor Ende des Jahres 1930 vier Anlagen, Waterval (Rustenburg) Platinum Mining Co., Ltd., Platinum Exploration Co., Ltd., Elefantsfontein Platinum, Ltd., und Transvaal Consolidated Land and Exploration Co., Ltd., mit einer Erzeugungsmenge von je 25000 Unzen (rd. 755 kg) Platin neben den schon vorhandenen Anlagen der Potgietersrust Platins, Ltd., und der Lydenburg Platinum Areas, Ltd., bereitstehen. Südafrika würde dann jährlich mehr als 100000 Unzen (rd. 3100 kg) Platin erzeugen können.

Trotz der erwähnten günstigen Vorbedingungen ist die südafrikanische Platinerzeugung aus den angegebenen Hauptgründen bis heute noch sehr bescheiden geblieben. So betrug die gesamte südafrikanische (verkaufte) Platinerzeugung nach Wagner im Jahre 1928² nur rd. 17800 Unzen (553 kg) im Werte von rd. 241000 £ (4,8 Mill. *M*) gegenüber einer Platinerzeugung von rd. 10400 Unzen (323 kg) in 1927 und von rd. 4900 Unzen (125 kg) in 1926. Verglichen mit der auf rd. 5425 kg geschätzten Weltplatinförderung des Jahres 1928 ist also die derzeitige Platinerzeugung Südafrikas vorläufig noch ohne Bedeutung.

Unter Würdigung aller Umstände müssen die Zukunftsaussichten der Platinindustrie³ jedoch als hoffnungsvoll beurteilt werden, und zwar aus folgenden Erwägungen. Zweifellos handelt es sich in den wirtschaftlich bedeutungsvollsten Platinvorkommen, in dem Merensky-Reef des Buschfeldes, um eine gleichmäßig ausgebildete, ausgedehnte flözartige Lagerstätte, deren Platinvorräte nach allem, was man heute weiß, als fast unbegrenzt erscheinen. Diese Tatsache ist um so wichtiger, als die Vorräte der vielgenannten, zurzeit in erster Linie gebauten Dunitvorkommen sicherlich beschränkt sind. Dazu kommt, daß die Vorkommen des Merensky-Reefs entgegen der sonst (besonders beim Golde) unterhalb der reichen Zementationszone beobachteten Ver-

¹ Nach Krusch soll der Preis je g raffiniertes Platin im Jahre 1929 zwischen 10 und 7,50 *M* betragen haben.

² Die Förderung soll in 1929 auf rd. 22000 Unzen (685 kg) gestiegen sein.

³ Vgl. besonders Wagner: The platinum deposits and mines of South Africa, 1929, S. 285.

armung der Erzzone keine Veränderung der Erzführung zeigen. Nach allen Feststellungen hält die Erzführung auch nach der Tiefe hin an, wahrscheinlich sogar in größere Teufen, als sie bergbaulich erreicht werden können. Wichtig ist ferner, daß auch die äußere Form (Flözform) des Erzkörpers eine bergmännisch leichte und wirtschaftliche Ausgewinnung ermöglicht, und zwar sowohl im Tiefbau als auch im Tagebau, zumal da sich der Bergbaubetrieb noch lange Zeit in geringen Teufen — vielfach noch oberhalb des Grundwasserspiegels — bewegen wird. Die allerdings heute noch recht bedeutenden Schwierigkeiten liegen in der Aufbereitung des Platins aus den bergmännisch gewonnenen Erzen, da die bekannten einfachen Verfahren des Witwatersrand-Berzirks auf die Platinerze keine Anwendung finden können. Dazu kommt, daß die in der Aufbereitung gewonnenen Konzentrate sehr reich sein müssen, um verkaufsfähig zu sein. Nur Konzentrate mit mehr als 60% Platinmetallen werden von den ausländischen Platinraffinerien, in erster Linie der Edelmetallraffinerie in Acton bei London, angekauft.

Die weitere Entwicklung hängt im übrigen nicht unwesentlich von der Frage des Zusammenschlusses der Weltplatinerzeuger, die zurzeit von England aus

sehr energisch erstrebt wird, von der Höhe des Platinpreises sowie von der Aufnahmefähigkeit des Weltmarktes für Platin ab. Da dieses Edelmetall nur für wenige Industrien und Gewerbe (chemische und elektrische Industrie, Zahntechnik, Schmuckindustrie) ein notwendiges Erzeugnis ist, erscheint es als sehr schwierig, neue Verwendungsmöglichkeiten dafür zu finden. Wagner hat daher angeregt, diese Frage durch einen besondern Ausschuß aus Wissenschaftlern und Praktikern untersuchen zu lassen. Die Frage der Verwendung steht natürlich zum Teil wieder in enger Beziehung zu dem Preise, zu dem das Platin gewonnen werden kann. Sollten sich die Annahmen Wagners verwirklichen, daß sich die Selbstkosten der Gewinnung des südafrikanischen Platins demnächst niedriger stellen werden als in den alten Haupterzeugungsländern (Rußland und Kolumbien), so könnte Südafrika auf die Dauer die genannten Länder im Preise unterbieten und den Markt an sich reißen. Möglicherweise ist das Platin sogar berufen, in währungstechnischer Beziehung die Stelle des Goldes einzunehmen, falls die Befürchtungen der Witwatersrand-Industrie für die absehbare Erschöpfung der Goldgewinnung in Transvaal zur Wahrheit werden sollten.

Kohलगewinnung und -außenhandel der Tschechoslowakei im Jahre 1929.

Das Jahr 1929 weist für den gesamten Kohlenbergbau der Tschechoslowakei recht günstige Gewinnungsergebnisse auf. Erhöhte Versorgung der Inlandverbraucher und des Handels und gute Konjunktur der Hauptindustriezweige während des Sommers steigerten die Förderung und den Kohlenabsatz. Die Steinkohlenförderung stieg von 14,02 Mill. t im Jahre 1927 auf 14,56 Mill. t in 1928 und auf 16,75 Mill. t in der Berichtszeit. Gegenüber dem Vorjahr ist das eine Zunahme um 2,19 Mill. t oder 15,04%, gegen 1927 um 2,73 Mill. t oder 19,51%. Die Vorkriegsförderung mit 14,27 Mill. t wurde um 2,48 Mill. t oder 17,37% überschritten.

Die Entwicklung des Braunkohlenbergbaus war bisher nicht so günstig wie die des Steinkohlenbergbaus. In Braunkohle konnte auch in der Berichtszeit die Vorkriegsförderung noch nicht erreicht werden; der Rückgang ist hauptsächlich darauf zurückzuführen, daß die Hauptbezugsländer für tschechische Braunkohle, in der Vorkriegszeit Deutschland und Österreich, diese Kohle in der Nachkriegszeit nicht mehr in demselben Maße beziehen. Für Deutschland ist dies vor allen Dingen auf die Entwicklung des mitteldeutschen Braunkohlenbergbaus zurückzuführen, während in Österreich die Braunkohle durch die ungünstige Entwicklung der Eisenbahntarife immer mehr durch die Steinkohle verdrängt wird. Trotzdem ist auch die Braunkohलगewinnung in den letzten 3 Jahren erheblich gestiegen; mit 22,56 Mill. t in der Berichtszeit übertraf sie die vorjährige Gewinnung mit 20,45 Mill. t um 2,10 Mill. t oder 10,29%, gegen 1913 mit 23,02 Mill. t aber blieb sie um rd. 462 000 t oder 2,01% zurück.

Die Kokserzeugung ist im Berichtsjahr weiter gestiegen, nachdem sie 1928 die Vorkriegserzeugung zum erstenmal überschritten hatte. Seit dem Jahre 1922, dem Tiefpunkt der Kokserzeugung, trat ein Wiederanstieg ein, der sich nach einer geringfügigen Unterbrechung in den Jahren 1925 und 1926 in den 3 letzten Jahren lebhaft fortgesetzt hat. Die Steigerung der Kokserzeugung ist eine europäische Erscheinung und hat ihren Ursprung einerseits in der guten Beschäftigung der Schwerindustrie, andererseits in dem steigenden Verbrauch an Hausbrandkoks. Die Kokserzeugung

des Jahres 1929 war mit 3,16 Mill. t um rd. 342 000 t oder 12,12% höher als im Vorjahr (2,82 Mill. t), gegen 1927 mit 2,43 Mill. t zeigt sie eine Steigerung um rd. 735 000 t oder 30,25%.

An Preßsteinkohle wurden 1929 270 000 t hergestellt, d. s. rd. 56 000 t oder 25,94% mehr als im Jahre 1928. Die Preßbraunkohlenherstellung bezifferte sich auf 256 000 t gegen 241 000 t 1928 und 212 000 t 1927. Genauere Angaben vermittelt die folgende Zahlentafel.

Zahlentafel 1. Kohलगewinnung der Tschechoslowakei.

	1927	1928	1929	± 1929 gegen 1928
	t	t	t	t
Steinkohle . . .	14 016 300	14 560 305	16 750 674	+ 2 190 369
Braunkohle . . .	19 620 637	20 451 421	22 555 212	+ 2 103 791
Koks	2 428 584	2 821 423	3 163 250	+ 341 827
Preßsteinkohle .	160 254	214 613	270 294	+ 55 681
Preßbraunkohle .	211 770	241 174	256 109	+ 14 935

Die auf Mähren und Schlesien entfallenden Fördermengen, die in der voraufgegangenen Zahlentafel eingegeben sind, werden in der Zahlentafel 2 eingehender behandelt.

Wie die nachstehende Zahlentafel ersehen läßt, entfallen rd. 77,86% der Steinkohlenförderung der Tschechoslowakei auf die Bezirke Mähren und Schlesien. Mit 13,04 Mill. t war deren Gewinnung um 1,65 Mill. t oder 14,47% größer als im Jahre zuvor (11,39 Mill. t); gegen 1927 mit 10,82 Mill. t wurde eine Steigerung um 2,22 Mill. t oder 20,57% erzielt. Die Kokserzeugung ist von 2,27 Mill. t auf 2,58 Mill. t, die Preßsteinkohलगewinnung von rd. 214 000 t auf 271 000 t und die Braunkohलगewinnung von rd. 220 000 t auf 226 000 t gestiegen. Im Gegensatz zum Steinkohlenbergbau ist der Braunkohlenbergbau in diesen Bezirken nur unbedeutend.

Die Zahl der betriebenen Werke in Mähren und Schlesien blieb gegenüber 1928 unverändert. Die Belegschaftsziffer hat im Laufe der Berichtszeit eine dauernde Erhöhung erfahren. Während sich die Arbeiterzahl im Steinkohlenbergbau im Januar 1929 auf 40 824 Mann stellte, erhöhte

Zahlentafel 2. Kohlenbergbau in Mähren und Schlesien im Jahre 1929.

Bezirk	Be- triebene Werke	Arbeiter- zahl	Förderung oder Erzeugung			
			1927 t	1928 t	1929 t	± 1929 gegen 1928 t
Steinkohle:						
Ostrau-Karwin	37	38 938	10 343 310	10 907 200	12 550 233	+ 1 643 033
Rossitz-Oslawan	4	2 430	466 849	478 727	487 267	+ 8 540
Mähren-Trübau-Boskowitz	2	126	7 122	7 602	4 367	- 3 235
zus.	43	41 494	10 817 281	11 393 529	13 041 867	+ 1 648 338
Koks:						
Ostrau-Karwin	8	3 206	1 873 300	2 240 000	2 529 033	+ 289 033
Rossitz-Oslawan	1	70	23 670	31 480	50 300	+ 18 820
zus.	9	3 276	1 896 970	2 271 480	2 579 333	+ 307 853
Preßkohle:						
Ostrau-Karwin	4	77	108 760	150 005	199 543	+ 49 538
Rossitz-Oslawan	1	19	51 120	63 600	71 760	+ 8 160
zus.	5	96	159 880	213 605	271 303	+ 57 698
Braunkohle:						
Südmähren	9	701	208 679	218 542	225 162	+ 6 620
Sörgsdorf, Schlesien	1	2	879	1 014	847	- 167
zus.	10	703	209 558	219 556	226 009	+ 6 453

sie sich bis zum Jahresende um 1917 auf 42741 Mann. Im Durchschnitt des Jahres wurden 41 494 Mann beschäftigt.

Anschließend hieran bieten wir in der folgenden Zahlentafel einen Überblick über den Brennstoffaußenhandel der Tschechoslowakei in den Jahren 1927 bis 1929.

Zahlentafel 3. Kohlenaußenhandel der Tschechoslowakei.

	1927 t	1928 t	1929 t	± 1929 gegen 1928 %
Einfuhr:				
Steinkohle	1 726 426	2 462 372	2 330 649	- 5,35
Koks	239 818	265 971	385 531	+ 44,95
Braunkohle	24 101	64 418	107 226	+ 66,45
Preßkohle	24 698	33 971	37 696	+ 10,97
Ausfuhr:				
Steinkohle	1 885 230	1 675 442	1 854 285	+ 10,67
Braunkohle	2 919 728	2 998 526	3 069 664	+ 2,37
Koks	757 939	783 884	883 975	+ 12,77
Preßkohle	159 158	140 273	160 937	+ 14,73

Die Steinkohleneinfuhr war in der Berichtszeit etwas geringer als im Jahre 1928. Der Grund hierfür liegt hauptsächlich darin, daß 1928 infolge des Streiks im Brüxer Revier und der Befürchtung eines Streiks im Ostrauer Revier ungewöhnlich viel Steinkohle eingeführt wurde, so daß ein gewisser Rückgang im Jahre 1929 eine ganz natürliche Erscheinung ist. Die Gesamthöhe der Einfuhr ist aber immer noch so bedeutend, daß die Bilanz des Steinkohlenaußenhandels auch im letzten Jahr wieder passiv war.

Die Einfuhr an Koks stieg von 266 000 t im vorausgegangenen Jahr auf 386 000 t in 1929, das ist ein Mehr um 120 000 t oder 44,95%. Die Bezüge an Braunkohle, die im Jahre zuvor 64 000 t betragen hatten, weisen im Berichtsjahr mit 107 000 t eine starke Steigerung, und zwar um 43 000 t oder 66,45% auf. Die Preßkohleneinfuhr erhöhte sich mit 38 000 t 1929 um 4 000 t oder 10,97%. Während die Einfuhr an Steinkohle gegenüber 1928 eine Verminderung um 132 000 t oder 5,35% erfahren hat, verzeichnete die Steinkohlenausfuhr mit 1,85 Mill. t gegen das Vorjahr mit 1,68 Mill. t eine Steigerung um 179 000 t oder 10,67%.

Die Entwicklung der Braunkohlenausfuhr ist im ganzen günstig, sie weist in letzter Zeit eine wenn auch langsame, so doch anhaltende Zunahme auf. Hinter der Vorkriegszeit, als aus den böhmischen Braunkohlenrevieren ungefähr 7 Mill. t jährlich ins Ausland gingen, blieb sie allerdings noch sehr zurück; es besteht wenig Aussicht, den Vorkriegsstand wieder zu erreichen. Von 2,92 Mill. t 1927

stieg die Ausfuhr an Braunkohle 1928 auf 3 Mill. t, um dann im Berichtsjahr eine Höhe von 3,07 Mill. t zu erreichen. Gegen 1927 ist das ein Mehr von 150 000 t oder 5,14%, gegen das Vorjahr beträgt die Steigerung 71 000 t oder 2,37%.

Zahlentafel 4. Kohlenaußenhandel der Tschechoslowakei.

Herkunfts- bzw. Empfangsland	1927 t	1928 t	1929 t	± 1929 gegen 1928 t
Steinkohle: Einfuhr:				
Polen	537 917	1 053 074	940 468	- 112 606
Deutschland	1 187 568	1 405 189	1 387 416	- 17 773
andere Länder	941	4 109	2 765	- 1 344
zus.	1 726 426	2 462 372	2 330 649	- 131 723
Koks:				
Deutschland	238 342	262 086	360 367	+ 98 281
andere Länder	1 476	3 885	25 164	+ 21 279
zus.	239 818	265 971	385 531	+ 119 560
Braunkohle:				
Deutschland	24 101	64 418	107 226	+ 42 808
Preßkohle	24 698	33 971	37 696	+ 3 725
Steinkohle: Ausfuhr:				
Österreich	1 300 288	1 213 760	1 353 621	+ 139 861
Ungarn	172 200	208 897	206 380	- 2 517
Deutschland	305 292	239 740	222 831	- 16 909
Jugoslawien	13 428	5 590	10 649	+ 5 059
Italien		1 767	33 805	+ 32 038
andere Länder	94 022	5 688	26 999	+ 21 311
zus.	1 885 230	1 675 442	1 854 285	+ 178 843
Braunkohle:				
Deutschland	2 642 860	2 731 462	2 781 441	+ 49 979
Österreich	266 439	263 634	286 292	+ 22 658
Ungarn	7 798	1 601	1 219	- 382
andere Länder	2 631	1 829	712	- 1 117
zus.	2 919 728	2 998 526	3 069 664	+ 71 138
Koks:				
Österreich	240 902	258 856	281 087	+ 22 231
Ungarn	300 440	326 485	436 901	+ 110 416
Polen	144 776	145 080	127 427	- 17 653
Rumänien	16 497	17 648	16 182	- 1 466
Jugoslawien	27 827	28 783	19 292	- 9 491
Deutschland		2 519	1 430	- 1 089
andere Länder	27 497	4 513	1 656	- 2 857
zus.	757 939	783 884	883 975	+ 100 091
Preßkohle:				
Deutschland	154 852	136 131	155 985	+ 19 854
Österreich		3 002	-	- 3 002
andere Länder	4 306	1 140	4 952	+ 3 812
zus.	159 158	140 273	160 937	+ 20 664

Die Koksausfuhr war mit 884 000 t um 100 000 t oder 12,77% größer als im Jahre zuvor. Die Ursache dieser Steigerung ist vor allem in der starken Beschäftigung der Eisenindustrie der Länder zu suchen, die Koks aus der Tschechoslowakei beziehen. Der steigenden Koksausfuhr steht aber auch eine wachsende Einfuhr fremden Kokses, besonders aus Deutschland, gegenüber, die die Zunahme der Koksausfuhr zu einem Teil wieder ausgleicht.

Über die Verteilung des Außenhandels nach Ländern gibt die Zahlentafel 4 Aufschluß.

An der gesamten Steinkohleneinfuhr waren 1929 beteiligt Deutschland mit 1,39 Mill. t oder 59,53% (1928: 1,41 Mill. t oder 57,07%) und Polen mit 940 000 t oder 40,35% (1,05 Mill. t oder 42,77%). Mithin hat sich der Bezug aus Deutschland und Polen gegenüber dem voraufgegangenen Jahr um 18 000 t oder 1,26% bzw. um 113 000 t oder 10,69% vermindert.

Österreich als Hauptabnehmer der tschechischen Steinkohle erhielt von der Gesamtsteinkohlenausfuhr 1,35 Mill. t oder 73% (1928: 1,21 Mill. t oder 72,44%). Deutschland, das an zweiter Stelle steht, bezog 223 000 t oder 12,02%, gegen 240 000 t oder 14,31%. Die Ausfuhr nach Ungarn, dessen Markt auch 1929 hart umstritten war, zeigt ein Weniger von rd. 2500 t oder 1,20%, während Italien seine Bezüge im Berichtsjahr um 32 000 t erhöhte.

Der beste Abnehmer für Braunkohle ist nach wie vor Deutschland, das 1929 2,78 Mill. t oder 90,61% der Gesamtbraunkohlenausfuhr bezog gegenüber 2,73 Mill. t oder 91,09% 1928. Die Ausfuhr nach Österreich stieg in der Berichtszeit gegenüber 1928 um rd. 23 000 t oder 8,59%. Sollte jedoch der in Österreich von einzelnen Seiten angelegte Braunkohlensoll Wirklichkeit werden, so wird damit die Ausfuhr böhmischer Braunkohle nach Österreich empfindlich bedroht.

Ungarns und Österreichs Bedarf an Koks war um 110 000 t bzw. 22 000 t größer, wogegen Polens Aufträge wie auch die Jugoslawiens um 18 000 t bzw. rd. 9 000 t zurückgegangen sind.

In Preßkohle war Deutschland fast der einzige Abnehmer. Der Versand nach dort betrug mit 156 000 t 20 000 t oder 14,58% mehr als im Vorjahr. Insgesamt wurden an Preßkohle 1929 161 000 t gegen 140 000 t im verflossenen Jahr ausgeführt.

Die nachstehende Zusammenstellung bietet eine Übersicht über die Entwicklung des Gesamtkohlenverbrauchs (das ist die Förderung abzüglich Ausfuhr aber zuzüglich der Einfuhr) und des Koksverbrauchs in der Tschechoslowakei.

Zahlentafel 5. Kohlen- und Koksverbrauch der Tschechoslowakei 1920—1929.

Jahr	Steinkohle ¹ t	Braunkohle t	Koks ¹ t
1920	10 914 946	16 210 204	1 565 576
1921	11 268 899	16 538 613	1 238 736
1922	9 391 561	15 478 841	610 906
1923	10 721 548	14 090 696	1 228 086
1924	13 572 501	17 737 678	1 867 684
1925	12 846 356	16 151 298	1 760 731
1926	13 059 396	15 621 878	1 664 818
1927	14 538 377	17 079 896	1 906 370
1928	15 900 121	17 756 775	1 925 008
1929 ²	16 345 106	19 592 774	2 664 806

¹ Die für die Kokserzeugung verbrauchte Kohle ist im Steinkohlenverbrauch enthalten, so daß der Gesamtverbrauch nicht aus der Zusammenzählung des Koks- und Kohlenverbrauchs gewonnen werden kann.

² Vorläufige Zahlen.

Die starke Steigerung des Verbrauchs der letzten Jahre spiegelt die günstige Entwicklung des Wirtschaftslebens der Tschechoslowakei besonders wider.

Im folgenden sei noch auf die Arbeiterverhältnisse im tschechoslowakischen Bergbau eingegangen. Das Jahres-

einkommen der Bergarbeiter in den Stein- und Braunkohlenruben erfuhr folgende Gestaltung.

Zahlentafel 6. Jahreseinkommen im Stein- und Braunkohlenbergbau.

Jahr	Steinkohlenbergbau		Braunkohlenbergbau	
	Hauer K	Gesamtbelegschaft K	Hauer K	Gesamtbelegschaft K
1919	6 587	5 400	7 025	5 696
1920	13 925	11 347	15 802	12 776
1921	19 231	17 393	21 610	18 241
1922	14 796	12 648	18 532	15 428
1923	11 749	9 983	11 826	10 363
1924	12 665	10 753	12 965	11 229
1925	12 118	10 230	12 212	9 851
1926	13 721	11 327	12 543	10 985
1927	13 549	11 214	12 837	11 190
1928	14 286	11 911	13 222	11 767

Die höchsten Nominallöhne wurden im Jahre 1921 gezahlt, in dem auch die Teuerung ihren Höchstpunkt hatte. Der Preisrückgang in den nachfolgenden Jahren hatte auch einen Lohnabbau zur Folge, der jedoch hinter der Verbilligung der Lebenshaltungskosten zurückblieb, so daß sich das Realeinkommen der Bergarbeiter nach der Stabilisierung erhöht hat.

Über den Schichtverdienst im Steinkohlenbergbau nach Bezirken unterrichtet die Zahlentafel 7.

Zahlentafel 7. Schichtverdienst im Steinkohlenbergbau.

Jahr	Kladno- Rakovnik K	Pilsen- Radnitz K	Schatzlar- Schwadowitz K	Ostrau- Karwin K	Rositz- Oslawan K	Gesamt- Stein- kohlen- bergbau K
	Hauer:					
1919	26,10	21,43	19,30	25,83	24,10	24,87
1920	48,83	43,87	47,29	56,28	49,84	52,10
1921	67,63	65,30	72,16	78,77	63,65	73,82
1922	60,50	62,91	63,41	74,77	59,36	68,73
1923	46,24	45,56	41,99	58,78	42,18	52,83
1924	45,78	41,47	39,30	52,69	39,18	48,85
1925	46,31	41,36	39,75	54,05	40,04	50,40
1926	46,21	41,22	40,84	59,61	40,69	54,06
1927	47,14	42,14	41,92	59,93	40,07	54,43
1928	48,63	43,43	42,12	61,10	40,40	55,72
Gesamtbelegschaft:						
1919	21,60	19,62	18,18	20,19	19,25	19,96
1920	37,58	36,65	39,56	44,48	37,87	41,65
1921	55,54	55,91	59,77	64,14	48,81	65,26
1922	50,70	53,46	53,84	60,60	45,45	56,61
1923	39,05	38,27	36,09	47,20	33,28	43,40
1924	38,21	34,85	33,71	42,78	30,68	40,26
1925	38,50	35,63	34,18	43,45	31,75	40,87
1926	38,80	35,92	34,98	47,33	33,09	43,58
1927	39,11	37,10	35,66	47,25	32,81	43,75
1928	40,64	38,50	36,17	48,77	33,49	45,18

Der Schichtverdienst im Braunkohlenbergbau ist für die Jahre 1919 bis 1928 in der nachstehenden Zusammenstellung ersichtlich gemacht.

Zahlentafel 8. Schichtverdienst im Braunkohlenbergbau.

Jahr	Nordböhmen		Falkenau- Elbogen		Gesamt-Braun- kohlenbergbau	
	Hauer K	Gesamt- belegschaft K	Hauer K	Gesamt- belegschaft K	Hauer K	Gesamt- belegschaft K
1919	27,42	21,06	20,98	16,62	26,44	20,51
1920	61,37	46,30	46,30	37,75	57,89	44,70
1921	86,74	66,53	72,87	58,12	81,80	64,10
1922	81,88	62,99	67,24	54,93	76,71	60,50
1923	60,91	46,23	54,25	43,26	57,64	45,03
1924	55,60	44,04	50,87	40,69	53,03	42,70
1925	53,77	39,09	52,59	40,63	52,89	38,65
1926	54,43	43,04	51,77	40,59	53,15	41,75
1927	54,48	41,72	51,59	40,49	53,22	40,73
1928	56,91	45,10	52,73	41,48	54,93	43,31

UMSCHAU.

Beobachtungen der Wetterwarte der Westfälischen Berggewerkschaftskasse zu Bochum im Mai 1930.

Mai 1930	Luftdruck, zurückgeführt auf 0° Celsius, Normalschwere und Meereshöhe	Lufttemperatur ° Celsius					Luftfeuchtigkeit		Wind, Richtung und Geschwindigkeit in m/s, beobachtet 36 m über dem Erdboden und in 116 m Meereshöhe			Niederschlag		Allgemeine Witterungserscheinungen	
		Tagesmittel mm	Tagesmittel	Höchstwert	Zeit	Mindestwert	Zeit	Absolute Tagesmittel g	Relative Tagesmittel %	Vorherrschende Richtung		Mittlere Geschwindigkeit des Tages	Regenhöhe mm		Schneehöhe cm = mm Regenhöhe
										vorm.	nachm.				
1.	762,1	+10,7	+14,9	17.30	+ 5,4	7.00	6,3	66	NO	NO	3,9	—	—	ziemlich heiter	
2.	62,3	+14,4	+20,0	16.00	+ 5,6	5.15	6,9	61	NO	NO	2,1	—	—	heiter, zeitweise Bewölkung	
3.	66,4	+15,6	+21,6	15.00	+ 7,7	6.15	6,6	52	O	NNO	2,4	—	—	heiter, zeitweise Bewölkung	
4.	64,1	+11,7	+15,7	15.00	+ 7,1	7.30	8,1	79	SW	W	2,4	—	—	früh mäßiger Nebel, nachm. heiter	
5.	60,1	+12,7	+17,4	15.45	+ 6,9	5.30	7,4	70	N	O	1,7	—	—	ziemlich heiter	
6.	56,3	+11,3	+14,8	16.00	+ 9,5	4.00	8,4	81	SO	SW	2,6	1,5	—	regnerisch	
7.	54,0	+10,6	+15,1	14.15	+ 6,6	5.30	7,1	73	NW	NW	2,7	0,0	—	bewölkt, zeitweise heiter	
8.	56,9	+ 7,0	+10,9	16.30	+ 4,2	24.00	5,7	73	NW	NW	3,3	0,7	—	bewölkt, zeitw. heiter, abds. Regen	
9.	58,0	+ 8,4	+11,3	14.30	+ 1,9	6.00	5,1	62	SW	SW	4,5	0,0	—	heiter, zeitweise Bewölkung	
10.	54,7	+ 7,8	+11,2	17.30	+ 6,3	24.00	7,0	86	SSW	W	3,5	10,2	—	3.40–14.20 m. Uthr. Rg., nm. ztw. ht.	
11.	50,7	+10,3	+13,9	13.45	+ 5,9	1.00	7,9	82	SO	SW	3,6	5,3	—	nachts und tags mit Unterbr. Regen	
12.	55,4	+ 9,4	+12,5	16.00	+ 7,1	24.00	6,8	75	WSW	WNW	4,7	5,6	—	2.20–7.20 Regen, tags zeitw. heiter	
13.	58,1	+11,0	+13,9	15.30	+ 6,9	1.30	8,0	80	SW	S	3,2	4,7	—	früh und nachmittags Regen, bedeckt	
14.	57,8	+12,9	+16,1	16.30	+10,4	1.00	9,0	79	W	NW	3,2	12,2	—	nchts. u. vm. Rg., 12.14, 14.45 Ferngw.	
15.	64,1	+12,6	+18,1	17.30	+ 7,8	5.30	7,5	70	W	NW	2,0	0,0	—	heiter, zeitw. Bewölkung [im SO	
16.	66,6	+14,4	+17,8	16.00	+ 8,4	4.30	9,4	76	S	NW	2,2	0,0	—	vorm. Regensch., nachm. bewölkt	
17.	66,5	+15,4	+18,9	17.30	+10,9	6.00	8,7	68	SW	SO	1,9	—	—	wechs. Bewölkung, vorwieg. heiter	
18.	60,3	+13,0	+21,6	13.30	+ 9,4	21.30	9,6	78	SSO	NW	2,9	6,0	—	v. Rgsh., 14 ⁰⁰ -16, 23 ⁰⁰ -24 Rg., 22 ⁴⁵ Gw.	
19.	65,3	+10,6	+14,1	16.30	+ 7,2	6.00	6,7	70	SW	W	3,4	0,7	—	nchts. u. geg. 11 Reg., tags vorw. heit.	
20.	64,1	+11,2	+13,4	13.00	+ 6,9	5.00	8,2	81	SSW	SW	3,4	0,8	—	vorm. zl. ht., nachm. bew., abds. Reg.	
21.	63,8	+12,6	+16,2	16.00	+ 8,5	5.00	8,0	73	N	N	2,0	0,1	—	bewölkt, zeitweise heiter	
22.	62,0	+13,8	+19,3	16.30	+ 9,6	6.00	8,2	75	NO	NO	3,3	3,8	—	wechs. Bew., mitt. u. nm. Gew. u. Reg.	
23.	60,0	+15,1	+22,0	14.30	+ 8,9	5.00	8,5	65	NO	NO	4,3	0,1	—	heiter, zeitweise Bewölkung	
24.	58,7	+12,9	+18,5	13.30	+10,8	4.00	9,9	87	NO	NO	3,4	6,9	—	früh Regen, nachm. Gewitter u. Regen	
25.	56,8	+13,0	+16,0	12.30	+10,8	4.00	9,1	79	S	SSW	3,0	—	—	bewölkt	
26.	55,7	+13,0	+14,7	11.45	+11,5	4.00	9,9	88	SSW	SW	3,7	1,6	—	vorm. und nachm. mit Unterbr. Regen	
27.	55,6	+14,5	+19,5	18.00	+11,4	5.00	9,4	76	S	W	1,9	0,0	—	wechselnde Bewölkung	
28.	60,3	+18,3	+22,4	16.00	+ 9,5	5.00	9,3	61	SSW	SW	2,7	—	—	heiter, zeitweise Bewölkung	
29.	64,8	+18,1	+22,9	14.30	+14,8	5.00	9,1	60	SW	W	2,5	—	—	wechs. Bewölkung, ziemlich heiter	
30.	62,9	+18,8	+24,8	15.00	+11,5	5.00	10,4	64	NO	NO	3,6	—	—	heiter	
31.	63,6	+17,7	+24,2	13.00	+13,6	3.30	12,1	79	OSO	OSO	2,5	12,4	—	zl. heit., mitt. u. nachm. Gew. u. Reg.	
Mts.-Mittel	760,2	+12,9	+17,2	.	+ 8,5	.	8,2	73	.	.	3,0	72,6	—		

Summe 72,6
Mittel aus 43 Jahren (seit 1888): 60,5

Beobachtungen der Magnetischen Warten der Westfälischen Berggewerkschaftskasse im Mai 1930.

Mai 1930	Deklination = westl. Abweichung der Magnetnadel vom Meridian von Bochum										Mai 1930	Deklination = westl. Abweichung der Magnetnadel vom Meridian von Bochum									
	Mittel aus den tägl. Augenblickswerten 8 Uhr und 14 Uhr = annäherndem Tagesmittel	Höchstwert	Mindestwert	Unterschied zwischen Höchst- und Mindestwert = Tagesschwankung	Zeit des		Störungscharakter 0 = ruhig 1 = gestört 2 = stark gestört	Mittel aus den tägl. Augenblickswerten 8 Uhr und 14 Uhr = annäherndem Tagesmittel	Höchstwert	Mindestwert		Unterschied zwischen Höchst- und Mindestwert = Tagesschwankung	Zeit des		Störungscharakter 0 = ruhig 1 = gestört 2 = stark gestört						
					Höchstwertes	Mindestwertes							Höchstwertes	Mindestwertes							
1.	36,6	43,1	28,1	15,0	14,4	8,9	1	0	17.	36,2	47,1	19,8	27,3	14,5	0,0	1	1				
2.	36,0	42,8	29,1	13,7	14,6	8,8	1	0	18.	33,5	41,4	23,4	18,0	13,4	18,3	1	1				
3.	36,0	42,0	29,2	12,8	14,5	9,2	0	0	19.	34,4	44,4	29,0	15,4	2,7	5,9	1	1				
4.	37,6	47,9	25,5	22,4	14,4	5,0	1	1	20.	36,9	41,3	29,8	11,5	13,9	0,8	1	1				
5.	42,6	50,5	16,0	34,5	13,9	3,3	2	2	21.	34,4	43,0	26,0	17,0	3,9	19,8	1	1				
6.	36,6	45,9	25,9	20,0	13,3	23,8	1	1	22.	35,4	42,7	26,8	15,9	13,5	7,5	1	1				
7.	36,8	43,0	12,9	30,1	13,1	2,8	2	2	23.	33,8	39,9	27,5	12,4	2,1	8,3	1	1				
8.	37,2	42,0	22,0	20,0	13,1	1,3	1	1	24.	35,6	41,5	29,0	12,5	13,6	6,8	0	1				
9.	36,0	44,0	23,0	21,0	15,0	22,1	1	1	25.	34,4	40,0	27,6	12,4	14,1	18,8	1	1				
10.	33,8	39,0	24,8	14,2	13,0	1,4	1	1	26.	34,0	40,0	28,2	11,8	12,3	7,8	1	0				
11.	35,0	40,4	28,1	12,3	12,3	7,2	1	1	27.	34,5	40,0	28,3	11,7	13,9	7,8	0	0				
12.	36,6	41,5	21,0	20,5	13,9	1,7	1	1	28.	34,6	42,5	27,9	14,6	15,0	7,5	0	0				
13.	35,0	43,7	25,7	18,0	14,9	1,3	1	1	29.	34,2	39,5	28,1	11,4	13,5	8,5	1	1				
14.	—	—	—	—	—	—	—	—	30.	35,4	39,9	26,0	13,9	15,9	23,1	1	1				
15.	—	—	—	—	—	—	—	—	31.	36,8	45,4	14,6	30,8	13,4	1,5	2	2				
Mts.-Mittel	34,7	46,1	9,0	37,1	16,5	19,9	1	2	Mts.-Mittel	35,7	42,9	24,6	18,2	.	Mts.-Summe	28	27				

Eine neue Vorrichtung zur Untersuchung der Grubenwetter.

Von Dr. H. Winter, Leiter des berggewerkschaftlichen Laboratoriums und Lehrer an der Bergschule zu Bochum.

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

Nachdem die Preußische Schlagwetterkommission vor etwa 50 Jahren planmäßig die Zusammensetzung der Wetter in den westfälischen Steinkohlengruben untersucht hatte, verbreitete sich die chemische Untersuchung von Wetterproben immer mehr im Ruhrgebiet wie auch in den andern Steinkohlenbezirken Deutschlands. Noch heute finden diese Prüfungen in mehr oder weniger regelmäßigen Zwischenräumen, zumal auf Anordnung der Bergbehörden, auf allen Schlagwettergruben statt. Seit etwa 40 Jahren bedient man sich dabei der bekannten von Broockmann umgeänderten Schondorffschen Vorrichtung, auf die ich nicht näher einzugehen brauche. Es sei nur erwähnt, daß der Gehalt der Wetter an Kohlensäure und Grubengas in einer abgemessenen Menge durch Absorption der Kohlensäure in Kalilauge und durch Verbrennen des Methans an einem durch elektrische Stromwirkung glühend gemachten Platindraht bestimmt wird.

Die einzelnen Teile dieser Vorrichtung sind durch Gummischläuche miteinander verbunden, was zu Unstimmigkeiten führen kann, da Gummi für Gase, besonders für Kohlensäure, merklich durchlässig ist¹. Einen zweiten heikeln Punkt bildet die mit Quecksilber gefüllte und damit abgesperrte Birne, in der das Methan zu seiner Bestimmung am glühenden Platindraht verbrannt wird. Soweit es sich in den zur Untersuchung gelangenden Wettern um geringhaltige Methanluftgemische handelt, läßt sich kein Einwand gegen diese Anordnung erheben. Kommen aber, wie es von Zeit zu Zeit immer wieder der Fall ist, explosive, bei der Einsendung als normale Grubenwetter bezeichnete Gemische in der Birne zur Verbrennung, so bewirkt das erste Aufglühen des Platindrahtes die Zündung. Die Explosion in der Birne erfolgt je nach der Wetterzusammensetzung mehr oder minder heftig, wobei der Verschluss des Gefäßes herausgeschleudert oder dieses sogar vollständig zertrümmert wird. Dadurch wird aber die Sperrflüssigkeit, das Quecksilber, weit und breit zerstäubt, läßt sich nicht vollständig wieder sammeln und schafft allmählich eine Luft mit bedenklichem Quecksilbergehalt, so daß der Untersuchende mit der Zeit mehr oder minder bösartige Gesundheitsstörungen infolge von Quecksilbervergiftung erleidet. Die Anwendung des Quecksilbers als Sperrflüssigkeit ist auch aus dem Grunde wenig zweckmäßig, weil die Überführung der Wetter aus dem Meßgefäß in die Birne z. B. derart erfolgt, daß das Quecksilberausgleichgefäß des erstgenannten höher, das Quecksilbergefäß der Birne dagegen niedriger gehängt wird; dadurch werden aber bei der Bewegung der Wetter in der Vorrichtung größere Druckunterschiede hervorgerufen, die man bei der Gasanalyse möglichst vermeiden soll.

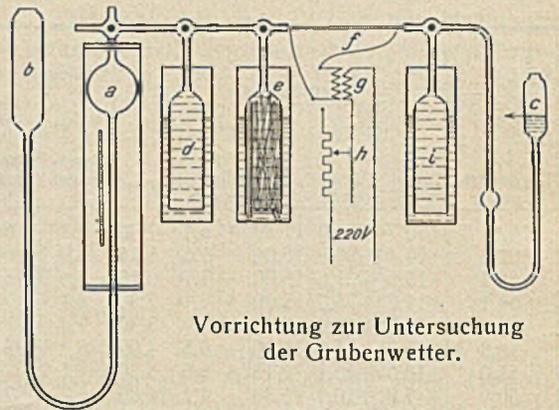
Diese Fehlerquellen haben Anlaß zum Bau der neuen Vorrichtung gegeben, bei der sämtliche Schlauchverbindungen durch Glasschliffe und die Verbrennungsbirne mit Quecksilber als Sperrflüssigkeit durch eine Drehschmidtsche Platinkapillare mit gesättigter Kochsalzlösung als Sperrflüssigkeit ersetzt worden sind. Die Glasschliffe werden zweckmäßig durch Erweiterung des einen Endes der Röhre in Form einer Muffe hergestellt, so daß das zylindrische Ende einer zweiten Röhre genügend Platz darin findet. Durch zwei auf den Röhrenenden befestigte, durch Schrauben einander zu nähernde Hartgummipfatten lassen sich die Schliffe zuverlässig miteinander verbinden und auch leicht wieder lösen.

Die nachstehend wiedergegebene neue Vorrichtung² setzt sich aus folgenden Teilen zusammen: 1. dem Meß-

¹ Stock und Stähler: Praktikum der quantitativen anorganischen Analyse, 1930, S. 5.

² Sie wird, wie die alte, von der Firma Robert Müller in Essen hergestellt.

gefäß *a* (500 beliebige Volumeneinheiten) mit dem Quecksilberhebegefäß¹ *b* und der Ausgleichvorrichtung *c*, 2. dem Kaligefäß *d* zur Absorption der Kohlensäure, 3. dem Phosphorgefäß *e* zur Absorption des Sauerstoffs, 4. der Platin-



Vorrichtung zur Untersuchung der Grubenwetter.

kapillare *f* zur Verbrennung des Methans mit dem Transformator *g*, dem Reglungswiderstand *h* und der in der Abbildung nicht wiedergegebenen Kühlvorrichtung und 5. dem Gefäß *i* mit gesättigter Kochsalzlösung als Sperrflüssigkeit.

Die Vorrichtung wird folgendermaßen gehandhabt. Nachdem man die zu untersuchende Wetterprobe mit Hilfe einer Quecksilberpumpe in das Meßgefäß *a* übergeführt, die Temperatur darin durch Bewegung des Wassers im Kühlmantel ausgeglichen, die Oberfläche des Wassers im Ausgleichrohr *c* auf Null eingestellt und schließlich Gasvolumen und Temperatur abgelesen hat, verbindet man das Meßgefäß mit dem Kaligefäß *d* und drückt das Gas zur Absorption der Kohlensäure hinüber. Nach mehrmaligem Hin- und Herbewegen der Wetterprobe zieht man diese in das Meßgefäß zurück, gleicht die Temperatur aus, berücksichtigt ihre Änderung durch die bekannte Benutzung der Ausgleichvorrichtung und liest das neue Volumen ab. Der Unterschied der beiden Messungen, durch 5 geteilt, ergibt den Kohlensäuregehalt in %. Der Dreiweghahn hinter der Platinkapillare *f* wird jetzt auf Verbindung des Meßgefäßes mit dem Kochsalzgefäß gestellt, der Heizstrom ($58 \text{ A} \times 1,5 \text{ V} \sim$) zur Erhitzung der Kapillare eingeschaltet, bis diese, gegebenenfalls unter Benutzung des Widerstandes *h*, rotglühend geworden ist. Nun drückt man die Wetterprobe mit Hilfe des Quecksilberhebegefäßes *b* langsam durch die glühende Kapillare und saugt sie vorsichtig wieder zurück. Nach Wiederholung der Vorgänge ist die Verbrennung, während der dauernd Kühlwasser durch die Kühlvorrichtung der Kapillarenden geschickt wird, bei den gewöhnlichen Wettern beendet. Bei höherem Methangehalt der Wetter muß der Verbrennungsvorgang entsprechend verlängert werden; selbst bei der Untersuchung von explosiven Schlagwettermischungen braucht man eine Explosion nicht zu befürchten, da das Platinkapillarrohr die Übertragung der Zündung auf die noch im Meßgefäß befindliche Hauptmenge des Gases ausschließt. Nach vollendeter Verbrennung wird die Kochsalzlösung bis zur Marke angesaugt, der Dreiweghahn zur Verbindung des Meßgefäßes mit der Ausgleichvorrichtung umgestellt, die Temperatur durch Wasserbewegung im Kühlmantel ausgeglichen, der Temperaturunterschied an der Ausgleichvorrichtung berücksichtigt und das Gasvolumen gemessen. Die festgestellte Raumverminderung entspricht der Verdichtung der beiden Raumteile Wasserdampf gemäß der Gleichung $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$ und ergibt daher, durch 10 geteilt, den Methangehalt in %. Das Volumen der durch die Verbrennung des Grubengases gebildeten Kohlensäure ist gleich der Hälfte dieser Raumverminderung. Zur Nachprüfung bringt man deshalb die Kohlensäure im Kaligefäß

¹ Durch Überschichten des Quecksilbers im offenen Schenkel mit Wasser hebt man seine unmittelbare Verbindung mit der Luft auf.

zur Absorption und mißt ihr Volumen unter den beschriebenen Bedingungen.

Soll auch der Gehalt der Wetter an Sauerstoff ermittelt werden, so erfolgt dessen Absorption im Phosphorgefäß *e*. Bei der Berechnung des Sauerstoffs aus der Volumenabnahme muß man natürlich berücksichtigen, daß zur Verbrennung des festgestellten Methans das Doppelte seines Volumens an Sauerstoff verbraucht worden ist. Hat die Raumverminderung nach der Verbrennung über 10 Volumeneinheiten, entsprechend mehr als 1% CH₄, ergeben, so

muß die Verbrennung so lange wiederholt werden, bis keine weitere Raumverminderung mehr stattfindet.

Natürlich muß auch diese Vorrichtung durch eine blinde (Luft-) Analyse auf Dichtigkeit vor dem Gebrauch untersucht werden, was sich häufiger empfiehlt, damit sie stets gebrauchsfähig bleibt. Man darf auch nicht vergessen, auf das Quecksilber im Meßgefäß ein »Tröpfchen« Wasser zu bringen, um jede Messung bei dampfgesättigtem Zustand vorzunehmen.

WIRTSCHAFTLICHES.

Hollands Kohलगewinnung und -außenhandel im 1. Vierteljahr 1930.

Die Steinkohलगewinnung der holländischen Zechen betrug im 1. Vierteljahr 1930 3,04 Mill. t gegen 2,76 Mill. t in der entsprechenden Zeit des Vorjahrs. Die arbeitstägliche Förderung stellte sich in der Berichtszeit auf 40550 t gegen 38074 t im Durchschnitt 1929 und 36040 t 1928. Die Zahl der im Steinkohlenbergbau Hollands beschäftigten Arbeiter erhöhte sich von 35731 in 1929 auf 37899 im 1. Viertel des laufenden Jahres. Die Entwicklung der Gewinnung und Belegschaft seit 1913 geht aus der nachstehenden Zusammenstellung hervor.

Zahlentafel 1. Gewinnung und Belegschaft im holländischen Steinkohlenbergbau.

Jahr	Zahl der Arbeitstage	Steinkohलगewinnung ¹		Zahl der beschäftigten Arbeiter ²		
		insges. t	arbeits-tätig t	unter-tage	über-tage	insges.
1913 . . .		1 873 079		7 169	2 546	9 175
1925 . . .	304	7 116 970	23 412	22 176	8 230	30 406
1926 . . .	306	8 842 687	28 854	23 203	8 463	31 666
1927 . . .	303	9 488 412	31 283	24 547	9 091	33 638
1928 . . .	303	10 920 054	36 040	24 481	9 556	34 037
1929 . . .	305	11 612 702	38 074	25 124	10 607	35 731
1930: Jan.	26	1 059 723	40 759	26 684	10 992	37 676
Febr.	24	984 529	41 022	26 905	11 070	37 975
März	25	997 025	39 881	26 940	11 105	38 045
1. V.-J.	75	3 041 277	40 550	26 843	11 056	37 899

¹ Einschl. Kohlenschlamm. — ² Jahresdurchschnitt bzw. Stand vom 1. jedes Monats.

Über die Brennstoffeinfuhr Hollands in den ersten 3 Monaten 1930 unterrichtet Zahlentafel 2. Im Vergleich mit dem 1. Viertel 1929 ergibt sich bei Steinkohle eine Zunahme um 582000 t oder 31,49%, während die Bezüge an Koks und Preßsteinkohle von 99600 t auf 94900 t bzw. von 83700 t auf 76200 t abnahmen.

Zahlentafel 2. Brennstoffeinfuhr Hollands Januar-März 1930.

Monat	Steinkohle		Koks		Preßsteinkohle ¹	
	1929 t	1930 t	1929 t	1930 t	1929 t	1930 t
Januar .	733 313	954 684	36 118	37 815	27 013	34 410
Februar .	589 144	718 359	26 072	25 155	24 239	21 936
März . .	526 069	757 641	37 427	31 967	32 432	19 809
1. V.-J.	1 848 526	2 430 684	99 617	94 937	83 684	76 155

¹ Außerdem wurden im 1. Vierteljahr 1930 (1929) noch 30596 (35685) t Preßbraunkohle eingeführt.

Die Verteilung der Kohleneinfuhr auf die verschiedenen Bezugsländer ist im einzelnen aus Zahlentafel 3 zu ersehen.

Hiernach erhöhte sich die Steinkohleneinfuhr aus Deutschland gegenüber dem 1. Vierteljahr 1929 von 1,29 Mill. t auf 1,82 Mill. t oder um 526000 t bzw. 40,8%; der Anteil an der Gesamteinfuhr stieg gleichzeitig von 69,78% auf 74,72%. Der Bezug aus Großbritannien erfuhr eine Steigerung von 461000 t auf 519000 t oder um 58000 t bzw.

Zahlentafel 3. Verteilung der Brennstoffeinfuhr nach Herkunftsländern.

Herkunfts-länder	1. Vierteljahr		
	1929 t	1930 t	± 1930 gegen 1929 t
Steinkohle:			
Deutschland . . .	1 289 965	1 816 293	+ 526 328
Belgien	79 085	67 109	- 11 976
Großbritannien . . .	460 888	519 254	+ 58 366
Polen und Danzig . . .	18 588	26 313	+ 9 440
andere Länder . . .		1 715	
zus.	1 848 526	2 430 684	+ 582 158
Koks:			
Deutschland . . .	92 340	90 292	- 2 048
Belgien	4 492	1 398	- 3 094
andere Länder . . .	2 785	3 247	+ 462
zus.	99 617	94 937	- 4 680
Preßsteinkohle:			
Deutschland . . .	81 067	73 251	- 7 816
Belgien	2 617	2 724	+ 287
andere Länder . . .		180	
zus.	83 684	76 155	- 7 529
Preßbraunkohle:			
Deutschland . . .	35 416	30 484	- 4 932
andere Länder . . .	269	112	- 157
zus.	35 685	30 596	- 5 089

12,66%, während der Anteil dieses Landes an dem holländischen Gesamtbezug sich von 24,93% auf 21,36% verringerte. Aus Belgien kamen 67000 t oder 2,76% gegen 79000 t oder 4,28% im 1. Vierteljahr 1929. An Koks wurden aus Deutschland 90000 t oder 95,11% der Gesamtmenge eingeführt (1929 rd. 92000 t oder 92,7%). An der Preßstein- und Preßbraunkohleneinfuhr war Deutschland mit 73000 (81000) t oder 96,19 (96,87)% bzw. mit 30000 (35000) t oder 99,63 (99,25)% beteiligt.

Die Ausfuhrzahlen für die einzelnen Monate sind in Zahlentafel 4 wiedergegeben.

Zahlentafel 4. Brennstoffausfuhr¹ Hollands Januar-März 1930.

Monat	Steinkohle		Koks		Preßsteinkohle ²	
	1929 t	1930 t	1929 t	1930 t	1929 t	1930 t
Januar .	317 732	303 820	125 360	182 147	7 136	10 254
Februar .	243 412	260 268	91 667	148 047	9 174	6 980
März . .	264 686	250 186	132 621	168 005	9 727	10 656
1. V.-J.	825 830	814 274	349 648	498 199	26 037	27 890

¹ Ohne Bunkerkohle. ² An Preßbraunkohle kamen im 1. Vierteljahr 1930 (1929) 3238 (10060) t zur Ausfuhr.

Die Steinkohlenausfuhr Hollands blieb in der Berichtszeit mit 814000 t um 11600 t oder 1,4% hinter dem vorjährigen Ergebnis zurück. Der Koksversand dagegen hat sich mit 498000 t um nahezu 150000 t oder reichlich

42 % erhöht; auch bei Preßsteinkohle ergibt sich eine geringe Zunahme der Ausfuhr (+ 1850 t).

Die Gliederung der Ausfuhr nach Empfangsländern ist aus Zahlentafel 5 zu ersehen.

Zahlentafel 5. Verteilung der Brennstoffausfuhr nach Empfangsländern.

Empfangsländer	1. Vierteljahr		
	1929 t	1930 t	± 1930 gegen 1929 t
Steinkohle:			
Deutschland	124 429	145 243	+ 20 814
Belgien	463 841	405 190	- 58 651
Frankreich	208 906	215 986	+ 7 080
Schweiz	20 979	37 400	+ 16 421
Algerien, Tunis	7 675	3 482	+ 2 780
andere Länder		6 973	
zus.	825 830	814 274	- 11 556
Koks:			
Belgien	60 959	133 132	+ 72 173
Frankreich	221 675	288 373	+ 66 698
Schweiz	12 132	10 417	- 1 715
Luxemburg	22 408	20 774	- 1 634
Deutschland	28 221	33 839	+ 5 618
andere Länder	4 253	11 664	+ 7 411
zus.	349 648	498 199	+ 148 551
Preßsteinkohle:			
Frankreich	12 075	15 891	+ 3 816
Schweiz	4 952	2 910	- 2 042
Belgien	3 984	3 298	- 686
Deutschland	5 026	5 791	+ 765
zus.	26 037	27 890	+ 1 853
Preßbraunkohle	10 060	3 238	- 6 822

Nach wie vor sind Hauptabnehmer niederländischer Kohle Belgien mit 405 000 t oder 49,76 % und Frankreich mit 216 000 t oder 26,52 %. Allerdings haben sich die Lieferungen nach Belgien gegen 1929 erheblich vermindert, und zwar um 59 000 t oder 12,64 %, wogegen nach Deutschland mit 145 000 t rd. 21 000 t Kohle mehr ausgeführt wurden. Von den Kokslieferungen erhielten Frankreich 288 000 t oder 57,88 % und Belgien 133 000 t oder 26,72 %; bei beiden Ländern ist im Vergleich mit dem 1. Viertel 1929 ein nennenswerter Mehrbezug an holländischem Koks zu verzeichnen (+ 67 000 bzw. + 72 000 t).

In der folgenden Zahlentafel 6 geben wir einen Überblick über die für fremde Schiffe verladene Bunkerkohle nach Verschiffungshäfen in den ersten 3 Monaten der letzten beiden Jahre.

Zahlentafel 6. Bunkerkohle für Schiffe im auswärtigen Handel im 1. Vierteljahr 1930.

Verschiffungshafen	1. Vierteljahr		
	1929 t	1930 t	± 1930 gegen 1929 t
Rotterdam	264 432	330 246	+ 65 814
Pernis und Vondel Plaaf	25 165	32 579	+ 7 414
Schiedam	28 756	34 764	+ 6 008
Vlaardingen	24 802	25 962	+ 1 160
Maassluis	5 510	6 577	+ 1 067
Amsterdam	34 203	25 965	- 8 238
Ymuiden	3 124	3 438	+ 314
Vlissingen	5 877	6 320	+ 443
andere Häfen	2 758	2 140	- 618
zus.	394 627	467 991	+ 73 364

In der Berichtszeit wurden 468 000 t Bunkerkohle für fremde Schiffe verladen; allein 330 000 t oder 70,57 % entfallen auf den Hafen Rotterdam. Hauptsächlichste Abnehmer für Bunkerkohle waren Deutschland (122 000 t), Großbritannien (88 000 t), Italien (59 000 t), Norwegen (54 000 t), Frankreich (42 000 t) und Schweden (39 000 t).

Im Anschluß hieran bieten wir nachstehend noch eine Zusammenstellung über den Heizölabsatz Hollands für fremde Schiffe im auswärtigen Handel.

Zahlentafel 7. Heizöl für Schiffe im auswärtigen Handel im 1. Vierteljahr 1930.

Verschiffungshafen	1. Vierteljahr		
	1929 t	1930 t	± 1930 gegen 1929 t
Rotterdam	7 375	9 597	+ 2 222
Amsterdam	1 684	51	- 1 633
Schiedam	2 032	3 159	+ 1 127
Vlaardingen	1 257	688	- 569
andere Häfen	6	90	+ 84
zus.	12 354	13 585	+ 1 231

Der Saarbergbau im 1. Vierteljahr 1930.

Jahr bzw. Monat	Zahl der Arbeitstage	Förderung			Gesamt- absatz t	Koks- erzeugung t	Lagerbestand ¹			Bestands- veränderung t	Belegschaft ¹					
		insges. t	arbeits- täglich t	Auf 1 Mann der bergm. Belegschaft kg			Kohle t	Koks t	zus. t		Arbeiter			Technische und kaufmännische Angestellte	Gesamt- belegschaft	
											unter- tage	über- tage	in Neben- betrieben			
1913	300,00	13216309	44054	801	250410	
1924	298,81	14032118	46960	708	14138509	216099	126273	1156	127429	- 107015	56372	15491	3045	74908	3157	78065
1925	286,16	12989849	45393	680	11994749	272352	121373	688	122061	- 5368	54130	15544	3009	72583	3163	75746
1926	299,43	13680874	45690	692	13737729	255270	65405	2673	68078	- 53983	55762	15180	2865	73807	3665	77472
1927	280,48	13595824	48472	740	13064715	262388	596799	3988	600787	+ 532709	50456	14133	2756	67345	3649	70994
1928	291,20	13106718	45009	811	13536218	267399	167300	4009	171309	- 429478	44016	13113	2783	59912	3420	63332
1929	300,16	13579348	45240	836	13688667	235738	57980	1722	59702	- 111607	44139	12946	2824	59909	3399	63308
1930:																
Jan.	25,36	1256182	49534	882	1230023	26919	84139	4216	88355	+ 28653	45161	12777	2871	60809	3383	64192
Febr.	24,00	1189627	49568	898	1097586	23378	176180	5185	181365	+ 93010	45134	12640	2994	60768	3380	64148
März	24,08	1150213	47766	881	1108797	26901	217596	8384	225980	+ 44615	44726	12732	2871	60329	3378	63707
zus. bzw. Durch- schnitt	73,44	3596022	48965	887	3436406	77198	.	.	.	+ 166278	45007	12716	2912	60635	3380	64015

¹ Ende des Jahres bzw. Monats.

Deutschlands Außenhandel in Nebenerzeugnissen der Steinkohle im April 1930¹.

	April				Januar-April			
	Einfuhr		Ausfuhr		Einfuhr		Ausfuhr	
	1929	1930	1929	1930	1929	1930	1929	1930
	Menge in t							
Steinkohlenteer	2 705	955	10 820	5 220	11 947	4 402	25 335	24 771
Steinkohlenpech	762	601	22 202	44 640	3 323	2 330	72 979	158 812
Leichte und schwere Steinkohlenteeröle, Kohlenwasserstoff, Asphalt-naphtha . . .	12 206	49 679	14 112	15 595	46 942	113 442	41 227	42 901
Steinkohlenteerstoffe	791	199	3 699	2 485	3 124	1 924	11 186	10 220
Anilin, Anilinsalze	7	—	205	179	30	5	776	687
	Wert in 1000 M							
Steinkohlenteer	154	57	894	338	757	279	2 134	2 202
Steinkohlenpech	40	31	1 213	2 117	160	117	3 843	7 534
Leichte und schwere Steinkohlenteeröle, Kohlenwasserstoff, Asphalt-naphtha . . .	4 268	15 944	1 857	1 606	16 187	38 341	5 838	5 116
Steinkohlenteerstoffe	367	147	1 443	1 036	1 138	1 207	4 898	4 528
Anilin, Anilinsalze	8	—	248	204	37	6	964	759

¹ Einschl. Zwangslieferungen.

Deutschlands Außenhandel in Erzen, Schlacken und Aschen im April 1930.

Jahr, Monats- durchschnitt bzw. Monat	Bleierz		Eisen- und Manganerz usw.		Schwefelkies usw.		Kupfererz, Kupferstein usw.		Zinkerz	
	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t
1913: Insges.	142 977	4 458	16 009 876	2 775 701	1 023 952	28 214	27 594	25 221	313 269	44 731
Monatsdurchschnitt	11 915	372	1 334 156	231 308	85 329	2 351	2 300	2 102	26 106	3 728
1928: Insges.	48 795	17 143	14 865 070	486 838	1 084 338	36 866	364 249	1 128	162 590	202 371
Monatsdurchschnitt	4 066	1 429	1 238 756	40 570	90 362	3 072	30 354	94	13 549	16 864
1929: Insges.	79 538	21 815	18 593 283	533 695	1 170 325	46 781	438 089	8 416	178 867	180 477
Monatsdurchschnitt	6 628	1 818	1 549 440	44 475	97 527	3 891	36 507	701	14 906	15 040
1930: Januar	7 964	1 618	1 619 111	47 198	79 199	9 037	23 793	1 300	17 065	16 027
Februar	9 995	1 739	1 686 050	48 148	82 981	3 135	49 548	687	14 670	17 824
März	5 268	1 534	1 327 067	54 909	95 147	4 085	12 138	166	9 251	16 894
April	3 628	1 963	1 339 840	49 596	69 308	2 086	23 600	557	11 578	14 809
Januar-April: Menge	26 856	6 853	5 972 068	199 852	326 636	18 343	109 079	2 710	52 563	65 553
Wert in 1000 M	6 593	1 229	114 142	2 095	9 933	372	6 825	787	4 772	5 803

Deutschlands Außenhandel in Erzeugnissen der Hüttenindustrie im April 1930.

Jahr, Monats- durchschnitt bzw. Monat	Eisen und Eisenlegierungen Ausfuhr			Kupfer und Kupferlegierungen		Blei und Bleilegierungen		Nickel und Nickellegierungen		Zink und Zinklegierungen	
	Einfuhr t	Ausfuhr t	davon Reparations- lieferungen t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t
1913: Insges.	618 291	6 497 262	—	256 763	110 738	84 123	57 766	3416	2409	58 520	138 093
Monatsdurchschnitt	51 524	541 439	—	21 397	9 228	7 010	4 824	285	201	4 877	11 508
1928: Insges.	2 397 435	5 029 905	125 132	315 407	144 476	148 936	27 731	4504	2664	151 734	45 977
Monatsdurchschnitt	199 786	419 159	10 428	26 284	12 040	12 411	2 311	375	222	12 645	3 831
1929: Insges.	1 818 451	5 813 358	266 201	279 139	173 929	137 636	32 270	4877	2759	144 913	45 184
Monatsdurchschnitt	151 538	484 447	22 180	23 262	14 494	11 470	2 689	406	230	12 076	3 765
1930: Januar	127 131	521 398	13 680	16 751	17 734	7 303	2 941	307	254	8 288	3 993
Februar	111 994	434 093	31 891	14 742	18 090	9 052	2 900	304	189	6 375	2 131
März	124 178	491 149	24 801	16 154	15 786	8 892	3 570	328	212	11 103	3 575
April	125 227	423 997	19 147	15 150	14 919	5 208	4 425	218	177	8 509	2 445
Januar-April: Menge	488 531	1 870 637	89 518	62 796	66 529	30 456	13 836	1157	832	34 277	12 144
Wert in 1000 M	99 121	610 190	43 619	97 436	152 608	13 392	11 218	4128	4149	14 349	6 192

Gewinnungsergebnisse des polnisch-oberschlesischen Steinkohlenbergbaus im März 1930.

Monats- durchschnitt bzw. Monat	Steinkohle			Koks		Preßkohle		Belegshaft		
	Gewinnung insges. t	je Kopf und Schicht t	Absatz (ohne Selbst- verbrauch und Deputate) t	Er- zeugung t	Absatz t	Her- stellung t	Absatz t	Zechen	Ko- kereien	Brikket- fabriken
1913	2 666 492	1,202	2 447 937	76 499	.	26 733	.	89 581	1911	313
1923	2 208 304	0,605	1 925 273	114 434	115 015	25 715	25 484	150 856	4058	354
1924	1 975 156	0,728	1 711 775	79 070	79 460	28 811	28 942	126 706	2746	403
1925	1 787 235	1,023	1 557 043	80 223	75 809	23 498	23 369	84 222	1862	298
1926	2 162 165	1,205	1 965 604	92 881	91 293	17 399	17 485	76 875	2049	195
1927	2 309 148	1,287	2 058 363	116 686	124 698	20 410	20 150	77 074	2330	195
1928	2 513 937	1,366	2 322 357	138 999	138 630	22 029	21 999	77 559	2559	192
1929	2 845 309	1,356	2 573 099	154 835	152 515	29 342	29 644	87 385	2793	255
1930: Januar	2 812 858	1,331 ¹	2 193 182	175 233	122 297	31 619	25 108	93 336	2984	332
Februar	2 261 839	1,285 ¹	1 768 419	142 361	97 990	18 993	16 466	90 617	2856	330
März	2 172 881	1,304 ¹	1 757 152	143 220	94 899	21 705	16 986	86 454	2744	316

¹ Vorläufige Zahlen.

Die Brennstoffausfuhr Polnisch-Oberschlesiens nach den wichtigsten Ländern im März 1930 geht aus der folgenden Zusammenstellung hervor.

	Steinkohle			Koks			Preßsteinkohle		
	März		± 1930 gegen 1929	März		± 1930 gegen 1929	März		± 1930 gegen 1929
	1929 t	1930 t		1929 t	1930 t		1929 t	1930 t	
Gesamtabsatz	2 369 708	1 757 152	- 612 556	145 332	94 899	- 50 433	20 810	16 986	- 3824
davon Inlandabsatz	1 633 772	1 045 441	- 588 331	132 788	87 907	- 44 881	19 913	16 953	- 2960
nach dem Ausland	735 936	711 711	- 24 225	12 544	6 992	- 5 552	897	33	- 864
hiervon nach									
Deutschland	700	183	- 517	20	—	- 20	—	—	—
Dänemark	62 908	96 110	+ 33 202	—	—	—	—	—	—
Danzig	30 639	14 338	- 16 301	2 692	980	- 1 712	142	15	- 127
Österreich	219 520	132 296	- 87 224	5 159	1 611	- 3 548	610	13	- 597
Finnland	2 500	6 071	+ 3 571	—	—	—	—	—	—
Italien	28 235	27 610	- 625	84	—	- 84	—	—	—
Jugoslawien	3 417	1 435	- 1 982	—	615	+ 615	15	—	- 15
Lettland	35 457	51 192	+ 15 735	619	1 430	+ 811	—	—	—
Litauen	6 643	3 370	- 3 273	37	210	+ 173	—	—	—
Memel	800	790	- 10	80	—	- 80	—	—	—
Norwegen	13 096	41 160	+ 28 064	—	—	—	—	—	—
Rumänien	5 954	2 846	- 3 108	2 176	1 690	- 486	105	—	- 105
Rußland	—	4 001	+ 4 001	—	—	—	—	—	—
Schweden	101 360	142 321	+ 40 961	—	—	—	—	—	—
der Schweiz	19 704	10 626	- 9 078	—	—	—	—	—	—
der Tschechoslowakei	72 599	38 321	- 34 278	—	—	—	10	5	- 5
Ungarn	51 436	12 709	- 38 727	1 677	456	- 1 221	15	—	- 15
andern Ländern	13 342	20 188	+ 6 846	—	—	—	—	—	—
Bunkerkohle	67 626	106 144	+ 38 518	—	—	—	—	—	—

Deutschlands Gewinnung an Eisen und Stahl.

Monats- durchschnitt bzw. Monat	Roheisen				Rohstahl				Walzwerkserzeugnisse				Zahl der in Betrieb befind- lichen Hochöfen
	Deutschland		davon Rheinland- Westfalen		Deutschland		davon Rheinland- Westfalen		Deutschland		davon Rheinland- Westfalen		
	insges. t	arbeits- täglich t	insges. t	arbeits- täglich t	insges. t	arbeits- täglich t	insges. t	arbeits- täglich t	insges. t	arbeits- täglich t	insges. t	arbeits- täglich t	
1913 ¹	1 609 098	52 901	684 096	22 491	1 577 924	61 879	842 670	33 046	1 391 579	54 572	765 102	30 004	313
1913 ²	908 933	29 883	684 096	22 491	1 014 788	39 796	842 670	33 046	908 746	35 637	765 102	30 004	.
1926	803 627	26 421	646 936	21 269	1 028 470	40 332	823 294	32 286	856 340	33 582	674 804	26 463	109
1927	1 091 877	35 897	862 705	28 363	1 359 224	53 303	1 081 903	42 428	1 072 231	42 048	827 970	32 469	114
1928	983 694	32 252	764 228	25 057	1 209 758	47 442	955 201	37 459	963 474	37 783	739 169	28 987	100
1929	1 116 731	36 714	915 419	30 096	1 353 840	53 266	1 097 634	43 186	940 997	37 023	725 310	28 537	100
1930: Jan.	1 092 206	35 232	884 566	28 534	1 275 469	49 057	1 025 932	39 459	897 116	34 504	678 647	26 102	95
Febr.	964 517	34 447	790 688	28 239	1 177 268	49 053	956 041	39 835	799 405	33 308	614 512	25 605	93
März	1 007 576	32 502	822 956	26 547	1 201 835	46 224	984 134	39 365	836 808	32 185	642 075	25 683	92
April	901 358	30 045	720 943	24 031	1 033 383	43 058	826 319	34 430	737 355	30 723	555 914	23 163	90

¹ Deutschland in seinem frühern Gebietsumfang. — ² Deutschland in seinem jetzigen Gebietsumfang.

Österreichs Außenhandel in Kohle und Eisen im Jahre 1929.

	Einfuhr		Ausfuhr	
	1928 t	1929 t	1928 t	1929 t
Steinkohle	4 593 371	5 302 441	4 391	7 156
Braunkohle	412 130	528 940	9 993	8 259
Koks	646 594	748 030	60 839	26 995
Briketts	59 631	78 836	310	372
Eisenerz	1 290	1 887	310 367	264 393
Manganerz	407	.	—
Schwefelkies	71 975	.	119
Schwefelkiesabbrände	1 536	.	42 928
Roheisen	33 327	35 785	62 793	42 961
Alteisen	715	6 272	43 441	21 844
Ferrosilizium und andere Eisenlegierungen	6 685	6 298	12 429	6 636
Rohblöcke, vorgewalzte Blöcke	2 230	3 069	16 142	17 491
Eisen und Stahl in Stäben	8 560	10 770	63 872	52 725
Bleche und Platten	32 087	.	10 954
Weißblech	37 241	2 097	14 495	121
andere Bleche	7 343	.	385
Draht	1 474	1 215	14 539	11 213
Röhren	40 498	43 394	1 337	1 873
Schienen und Eisenbahnoberbauezeug	1 084	2 468	9 148	8 837
Nägels und Drahtstifte	980	804	729	450
Maschinenteile aus nicht schmiedbarem Guß und aus schmiedbarem Eisen	4 203	.	3 442
Waren aus nicht schmiedbarem Guß und aus schmiedbarem Eisen	7 801	.	5 310
sonstige Erzeugnisse aus Eisen und Eisenwaren	124	12 268	1 047	34 315
Eisen und Eisenwaren insges.	155 330 ¹	175 874	277 658 ¹	218 557

¹ Berichtigte Zahlen.

Förderung und Verkehrslage im Ruhrbezirk¹.

Tag	Kohlenförderung t	Koks- er- zeugung t	Preß- kohlen- her- stellung t	Wagenstellung zu den Zechen, Kokereien und Preß- kohlenwerken des Ruhrbezirks (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)		Brennstoffversand				Wasser- stand des Rheines bei Caub (normal 2,30 m) m
				rechtzeitig gestellt	gefehlt	Duisburg- Ruhrorter (Kipper- leistung) t	Kanal- Zechen- H ä f e n t	private Rhein- t	insges. t	
Juni 15. Sonntag		148 450	—	3 375	—	—	—	—	—	—
16.	360 798	75 539	10 570	21 941	—	23 827	42 189	13 309	79 325	2,86
17.	362 537		10 613	21 887	—	23 231	32 517	10 077	65 825	2,89
18.	379 985	77 195	10 327	22 271	—	23 039	57 864	10 049	90 952	2,90
19.	61 259	62 911	6 043	11 145	—	24 475	—	5 947	30 422	2,84
20.	391 345	84 384	11 043	22 266	—	12 913	29 677	6 303	48 893	2,77
21.	383 232	74 145	8 368	22 861	—	22 986	43 362	7 056	73 404	2,70
zus. arbeitstägl.	1 939 156 374 354	522 624 74 661	56 964 10 997	125 746 24 275	— —	130 471 25 187	205 609 39 693	52 741 10 182	388 821 75 062	.

¹ Vorläufige Zahlen.

Roheisen- und Stahlerzeugung Luxemburgs im April 1930.

Monats- durch- schnitt bzw. Monat	Roheisenerzeugung				Stahlerzeugung			
	insges. t	davon			insges. t	davon		
		Thomas- eisen t	Gießerei- eisen t	Puddel- eisen t		Thomas- stahl t	Martin- stahl t	Elektro- stahl t
1913 . . .	212 322	196 707	14 335	1280	98 519	97 849	670	
1926 . . .	213 262	205 448	7 274	540	186 978	184 570	1794	
1927 . . .	227 708	220 441	6 152	1115	205 875	205 332	543	
1928 . . .	230 838	225 883	4 565	390	213 923	211 397	1957	
1929 . . .	242 174	238 271	3 553	350	225 188	222 520	1878	
1930:								
Jan.	249 875	243 159	6 331	385	216 315	215 278	822	
Febr.	231 326	226 536	4 790	—	214 857	213 826	865	
März	248 983	245 698	3 285	—	225 285	224 127	874	
April	221 209	217 964	3 245	—	198 250	197 609	522	
zus.	951 393	933 357	17 651	385	854 707	850 840	3083	
Monats- durchschn	237 848	233 339	4 413	96	213 677	212 710	771	

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse¹.

Der Markt für Teererzeugnisse war in der Berichtswoche ziemlich flau. Abgesehen von Benzolen, die fest und lebhaft in allen Sorten gefragt wurden, war der Markt ziemlich ruhig. Karbolsäure war flau, in roh neigte sie zur Schwäche. Für Naphtha war nur geringes Interesse festzustellen. Kreosot war im allgemeinen knapp und ruhig. Straßenteer fand bei leichter Preissteigerung befriedigenden Absatz. Toluol ist beständig, dagegen ist Pech schwach und hilft die Läger füllen.

Nebenerzeugnis	In der Woche endigend am	
	13. Juni	20. Juni
Benzol (Standardpreis) . . . 1 Gall.		s
Reinbenzol 1 "		1/7
Reintoluol 1 "		1/11
Karbolsäure, roh 60% . . . 1 "	2/1	2 1/2
" krist. 1 lb.	2/5	2/3—2/5
Solventnaphtha I, ger., Osten 1 Gall.		7 1/2
Solventnaphtha I, ger., Westen 1 "		1 1/2
Rohnaphtha 1 "		1/1
Kreosot 1 "		1/—
Pech, fob Ostküste . . . 1 l. t		15
" fas Westküste . . . 1 "		47/6
Teer 1 "	44/6—46/6	46/6—47/6
schwefelsaures Ammo- niak, 20,6% Stickstoff 1 "		27/6
	10 £ 2 s	

Das Geschäft in schwefelsauerem Ammoniak lag im Inland trotz unveränderten Preises für übliche Sorten vollständig danieder. Auch das Auslandgeschäft war bei feststehenden Notierungen ungenügend. Insgesamt kamen 2138 t zum Versand.

Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt in der am 20. Juni 1930 endigenden Woche¹.

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). Die allgemein schwache Lage auf dem Kohlen- und Koksmarkt hat sich auch in der Berichtswoche fortgesetzt. Anzeichen einer Besserung sind nicht vorhanden. Die Zechen arbeiten recht unregelmäßig, zahlreiche Arbeiter erhalten die Abkehr oder arbeiten nur noch mit täglicher Kündigung. Abschlüsse und Nachfragen wurden in geringem Maße getätigt; für die allgemeine Lage sind sie von geringer Bedeutung. Die Gaswerke von Frederikshavn wünschten Angebote über 3000 t Gaskohle, desgleichen die Kertminder Gaswerke für geringe Mengen. Die Pariser Gaswerke gaben 12 000 t Durham-Gaskohle zu laufenden Preisen in Auftrag. Die Gaswerke von Fredrikstad holten Angebote ein über Lieferung von 3000 t Gaskohle für den Monat Juli, während die Belfaster Gaswerke solche über 18 000 t erbaten. Die Ostschwedischen Eisenbahnen gaben 8000 t Kesselkohle für die Monate Juli bis September in Auftrag. Nach einer letzten Nachricht hielten die Antwerpener Elektrizitätswerke Nachfrage für Lieferung von 200 000 t Kohle, und zwar für kleine Kesselkohle, Koks- und Waliser Kohle. Andererseits liegen für den Augenblick keine Nachfragen vor, so daß in der Tat der Geschäftsverlauf recht flau ist. Die Festlandvorräte sind außerordentlich beträchtlich, wie auch die weitem Aussichten recht ungewiß sind. Neben der Schwierigkeit, neue Geschäftsabschlüsse zu tätigen, tritt verstärkend die Ungewißheit des Kohlengesetzes hinzu. Auch auf dem Koksmarkt ist die Lage größtenteils schwach. Der deutsche Koks- und Kohlenhandel hält nach wie vor an seinen Kartellpreisen fest, kann aber infolge der reichlichen Vorräte und der dadurch gedrückten Preise nicht mit der heimischen Industrie in Wettbewerb treten. Die Preise hielten sich durchweg auf der Höhe der Vorwoche. Beste Kesselkohle Blyth notierte 13/6 s gegen 13 1/4—13/6 s in der Vorwoche. Beste Kesselkohle Durham sowie kleine Kesselkohle Durham blieben mit 15/6 bzw. 12/6 s unverändert, desgleichen beste Gaskohle und Koks- und Koks- mit 15/6 bzw. 13—13/6 s. Auch Gaskoks blieb mit 21/6 s auf der Höhe der Vorwoche. Kleine Kesselkohle Blyth ging von 10—10/6 s auf 10 s zurück, gewöhnliche Bunkerkohle von 13/3 auf 13—13/3 s und besondere Bunkerkohle von 14/6 auf 14/3 s zurück. Dagegen zeigt Gießerei- und Hochofenkoks eine Preissteigerung von 17 auf 17—17/3 s.

¹ Nach Colliery Guardian vom 20. Juni 1930, S. 2336.

¹ Nach Colliery Guardian vom 20. Juni 1930, S. 2330 und 2356.

2. Frachtenmarkt. Auf dem Tyne-Frachtenmarkt ist eine leichte Besserung im Mittelmeergeschäft festzustellen, dennoch ist die allgemeine Lage lustlos und ohne jede Aussicht auf eine Besserung der Geschäftsabschlüsse. Die Schiffseigentümer halten lieber ihren Schiffsraum zu-

rück, als daß sie die wenigen niedrigen Angebote annehmen. In Cardiff ist die Lage bei reichlich vorhandenem Schiffsraum ebenfalls ruhig. Die Frachtsätze sind im allgemeinen nominell unverändert. Angelegt wurden im Durchschnitt für Cardiff-Genua 6 s 9 d und -Alexandrien 8 s 2 d.

PATENTBERICHT.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 12. Juni 1930.

1a. 1124833. G. F. Lieder G. m. b. H., Wurzen (Sa.). Absiebvorrichtung mit schwingender Sieb- und Transportrinne. 4. 11. 29.

5b. 1124458. Paul Cremer, Werne (Lippe). Schmiervorrichtung, besonders für Abbau- und Bohrhämmer in Verbindung mit einer Arretiervorrichtung von Verschlussschrauben oder Muttern. 21. 2. 29.

5b. 1125121. Fried. Krupp A. G., Essen. Fördergerät mit einer endlosen Schräkette. 17. 8. 29.

5c. 1124550. Emil Drees, Milspe (Westf.). Kappschuh für Grubenstempelverbindungen. 16. 5. 30.

81e. 1124911. Maschinenbau-Anstalt Humboldt, Köln-Kalk. Sicherungseinrichtung an Kreiselwippen. 17. 5. 30.

81e. 1125460. Gutehoffnungshütte Oberhausen A. G., Oberhausen (Rhld.). Verbindung für die Stöße an Schüttelrutschen u. dgl. 17. 5. 30.

Patent-Anmeldungen,

die vom 12. Juni 1930 an zwei Monate lang in der Auslegung des Reichspatentamtes ausliegen.

5a, 40. G. 77593. Dipl.-Ing. Walter Goldstern, Berlin-Schöneberg. Verfahren zum Löschen von ausströmenden, brennenden Gasen. 30. 9. 29.

5b, 20. M. 108971. Metallwaren- und Federnfabrik Hans Dannert, Hagen (Westf.). Spiralfeder mit von ihr gehaltenem Stahlring zum Halten des Werkzeuges an Preßluftschlämmern. 27. 2. 29.

5c, 10. Q. 1603. Hugo Queens, Gladbeck (Westf.). Nachgiebiger Gleitschuh. Zus. z. Pat. 487716. 4. 9. 28.

5c, 10. R. 74442. Friedrich Reidiger, Beuthen (O.-S.). Elastischer Metallgrubenstempel. 27. 4. 28.

10b, 9. M. 104911. Maschinenfabrik Hartmann A. G., Offenbach (Main). Vorrichtung zur Vermeidung feuchter Niederschläge in den Rohrleitungen usw. bei der Wrasen- und Abfallabsaugung am Brikkettstrang von Brikkettpressen. 26. 5. 28.

81e, 2. K. 113276. Fried. Krupp A. G., Essen. Fördervorrichtung. 2. 2. 29.

81e, 10. H. 122595. Mark Frederik Higgins und Tage Georg Nyborg, Worcester (England). Bandförderer. 22. 7. 29. Großbritannien 18. 9. 28.

81e, 104. A. 55503. Anhaltische Kohlenwerke, Halle (Saale), und Dipl.-Ing. Ernst Peters, Petsa, Post Rositz (Thüringen). Vorrichtung zum restlichen Entleeren klebrigen Schüttgutes aus Kippwagenzügen. 26. 9. 28.

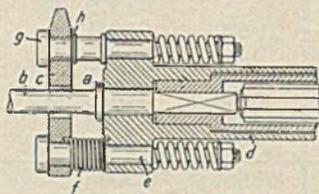
Deutsche Patente.

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

1a (34). 499143, vom 22. 10. 25. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Büttner-Werke A. G. in Uerdingen (Rhein), und »Atma« Studiengesellschaft für Atommechanik m. b. H. in Düsseldorf. Verfahren zur Aufbereitung von natürlichen Mineralstoffen durch Abschrecken der auf höhere Temperaturen erhitzten Mineralstoffe durch Flüssigkeiten.

Zum Abschrecken der erhitzten Mineralstoffe sollen Flüssigkeiten verwendet werden, die eine chemische Umsetzung der Mineralstoffe bewirken. Beim Aufbereiten von Phosphoriten kann man Schwefelsäure und beim Aufbereiten von Bauxit eine Alkalilauge benutzen. Bei der Behandlung der Stoffe mit den Flüssigkeiten können die Stoffe mechanischen Beanspruchungen unterworfen, z. B. durch eine Fall- oder Schleuderwirkung vermahlen werden.

5b (20). 499145, vom 7. 8. 28. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Fried. Krupp A. G. in Essen. Für Preßluftschlämmern, besonders Bohrhämmer, bestimmte Vorrichtung zum Festhalten des mit einem Bund versehenen Werkzeuges.



Die Vorrichtung besteht aus dem sich vor den Bund *a* des Werkzeuges *b* um dieses legenden Anschlaghebel *c*, der auf dem unter Federdruck stehenden, im Gehäuse *d* des Hammers geführten Bolzens *e* drehbar ist. Der Hebel *c* wird durch die um den Bolzen *e*

gelegte Biegungsfeder *f*, die mit einem Ende in den Hebel *c* und mit dem andern Ende in das Gehäuse *d* eingreift, in der Sicherungslage gehalten, bei der das freie Ende des Hebels zwischen den Kopf *g* und den Bund *h* des zweiten unter Federwirkung stehenden, im Gehäuse *d* geführten Bolzens greift. Die Spannung der Feder *f* ist so bemessen, daß diese den Anschlaghebel *c* gegen den Kopf des Bolzens *e* drückt.

5c (1). 499225, vom 8. 3. 27. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. George William Christians in Chattanooga (V. St. A.). Einrichtung zum Verschließen von Felsspalten. Priorität vom 11. 9. 26 ist in Anspruch genommen.

Die Einrichtung besteht aus einem Gefäß, in dem die im Wärmezustand plastische Masse (z. B. Asphalt), die zum Verschließen der Felsspalten dient, geschmolzen wird, und aus einer etwas tiefer als das Gefäß stehenden Pumpe, durch welche die geschmolzene Masse in die Felsspalten gedrückt wird. Das Saugrohr der Pumpe mündet in den oberen Teil des Gefäßes, in das man ständig so viel Masse einträgt, daß der Spiegel der Masse höher liegt als der untere Scheitel der Rohrmündung.

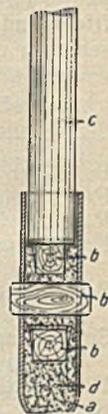
5c (1). 499226, vom 8. 3. 27. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. George William Christians in Chattanooga (V. St. A.). Vorrichtung zum Verschließen von Spalten in Gestein. Priorität vom 11. 9. 26 ist in Anspruch genommen.

Die Vorrichtung besteht aus einer Druckpumpe, durch die eine heiße, beim Erkalten erstarrende Masse (z. B. Asphalt) in die zu verschließenden Gesteinspalten gedrückt wird. In dem Druckrohr der Pumpe ist achsrecht ein elektrischer Heizdraht vorgesehen, der durch in Abständen angeordnete, als Speichen ausgebildete Isolierstücke gehalten wird. Die dem Flüssigkeitsstrom zugekehrte Kante der Speichen ist als Schneide ausgebildet, und die äußere Kante der Speichen ist dem Halbmesser des Druckrohres entsprechend gekrümmt. Die Speichen können zwischen den Stirnflächen der durch Muffen verbundenen Teile des Druckrohres angeordnet und in Isoliermasse eingebettet werden.

5c (10). 499430, vom 28. 7. 28. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Gebr. Hinselmann G. m. b. H. in Essen. Nachgiebiger Teleskop-Grubenstempel, bei dem der Oberstempel die in dem Unterstempel angebrachten Holzeinlagen allmählich zerstört.

In dem Unterstempel *a* sind Aussparungen für die Holzeinlagen *b* versetzt zueinander in einem solchen Abstand untereinander vorgesehen, daß beim Zusammenquetschen, Durchbiegen oder Durchbrechen einer Holzeinlage *b* durch den auf den Oberstempel *c* wirkenden Gebirgsdruck die tiefer liegende Holzeinlage beansprucht wird, bevor die obere Einlage ihre Widerstandsfähigkeit verloren hat. Die Stärke der Holzeinlagen kann man so verschieden wählen, daß sich beim Zusammenschieben des Stempels eine bestimmte Widerstandskurve ergibt. Der Zwischenraum zwischen den Holzeinlagen läßt sich mit Bergklein oder feinen Kohlen *d* ausfüllen, was eine besonders große Widerstandsfähigkeit des Stempels gewährleistet.

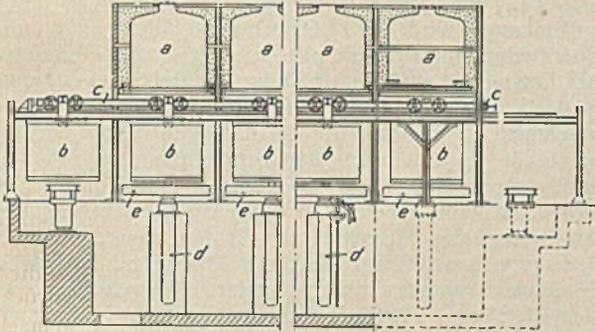
10a (14). 499231, vom 19. 12. 28. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Sächsische Maschinenfabrik



vorm. Rich. Hartmann A. G. in Chemnitz. *Stamprkasten für Koksofenbeschickmaschinen.*

Die Wandungen des Kastens sind aus mit Rippen versehenen Gußplatten zusammengesetzt, die durch Schrauben miteinander verbunden, auf der Innenfläche bearbeitet und an den Stoßflächen mit Nut und Feder versehen sind.

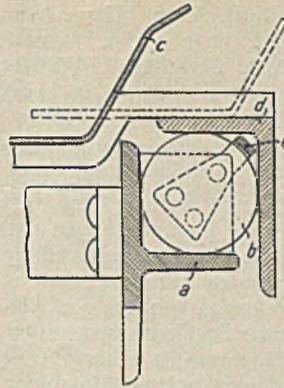
10a (36). 499232, vom 16. 10. 26. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Société de Recherches et de Perfectionnements Industriels in Puteaux (Frankreich). *Mehrkammerofen zur Destillation von verkohlbaren Stoffen bei niedriger Temperatur.*



Der Ofen hat hintereinander angeordnete, unten offene Heizkammern *a*, in denen durch Einleiten von Dampf eine Temperatur erzeugt wird, die von Kammer zu Kammer steigt. Das zu verkohlende Gut wird in gelochten Kästen *b*, die in das unterhalb der Heizkammern verfahrbare Gestell *c* eingehängt und durch die hydraulischen Hubvorrichtungen *d* gehoben und gesenkt werden, von unten her nacheinander in die aufeinanderfolgenden Kammern eingeführt, wobei es sich allmählich höher erhitzt. Die die Kästen *b* tragende Platte *e* der Hubvorrichtungen ist oben mit einem Dichtungsrand versehen, so daß die Platte bei ihrer höchsten Lage die Heizkammern von unten verschließt und der Heizdampf auf das Gut zur Wirkung kommen kann.

35a (10). 499715, vom 18. 11. 25. Erteilung bekanntgemacht am 22. 5. 30. Allgemeine Elektrizitätsgesellschaft in Berlin. *Einrichtung zur Anzeige von Seilrutsch bei Treibscheibenfördermaschinen.*

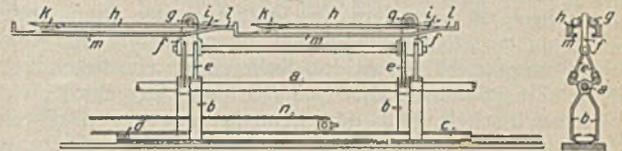
Dem Teufenzeiger der Fördermaschine sind vom Korb aus gesteuerte Lichtsignale so zugeordnet, daß ein etwa eingetretener Seilrutsch der Größe nach erkennbar wird. Die Lichtsignale sind über Relais mit Haltestromkreisen geschaltet. Jedem Signal des Teufenzeigers entspricht ein Signal, das vom Förderkorb mit Hilfe an der Schachtwandung vorgesehener Kontaktstücke eingeschaltet wird. Die Schaltung ist dabei so gewählt, daß nur die bei und nach dem Einschalten eines der vom Förderkorb einzuschaltenden Signale wirkungsbereit gemachten Signale des Teufenzeigers zur Wirkung kommen. Von der Teufenzeigermutter kann ein Umschalter gesteuert werden, der auf halber Teufenhöhe den Stromkreis sämtlicher Signale unterbricht und die im Schacht befindlichen Kontaktstücke in die Bereitschaftsstellung für den nächsten Fördertrieb bringt.



81e (58). 499409, vom 17. 9. 26. Erteilung bekanntgemacht am 15. 5. 30. Maschinenfabrik G. Hausmann, E. Hinselmann & Co. G. m. b. H. in Essen. *Auf Kugeln gelagerte Schüttelrutsche.*

Die Laufbahn *a* für die Kugeln *b*, auf denen die Rutsche *c* mit Hilfe der an ihr befestigten L- oder J-Eisen *d* ruht, wird durch ein ortsfestes L- oder J-Eisen gebildet, an dem in einem Winkel von 45° zur Waagrechten der Bügel *e* befestigt ist, der mit der Laufbahn *a* einen Käfig für die Kugeln *b* bildet. Der Bügel *e* liegt in dem Winkel des Eisens *d* zwischen diesem und den Kugeln *b*.

81e (108). 499032, vom 6. 10. 28. Erteilung bekanntgemacht am 8. 5. 30. Dr.-Ing. Herbert Schuster in Nürnberg. *Vorrichtung zum Abteilen eines Brikettwurfes mit Hilfe eines Greifers.*



Auf der achsrecht verschiebbaren Welle *a* sind zwei Greifer mit zweiarmigen Greifarmen *b* drehbar gelagert, welche am freien Ende des einen Armes durch die die Brikette von oben und unten umfassenden U-förmigen Prätzen *c* miteinander verbunden sind. Die Prätzen haben die Länge des abzuteilenden Brikettwurfes und sind an einem Ende offen, am andern jedoch durch die nachgiebige Platte *d* geschlossen. Der andere Arm der Greifarme ist durch das Gelenkstück *e* mit dem Teil *f* verbunden. Die beiden Teile *f* ruhen mit Rollen *g* auf je einer ortsfesten Fahrbahn *h*. Die beiden Fahrbahnen *h* sind durch die Weichen *i* und *k* mit den tiefer liegenden Fahrbahnen *l* und *m* verbunden. Werden die Teile *f* durch Verschieben der Welle *a* aus der dargestellten Lage nach rechts bewegt, so gelangen ihre Rollen von der Fahrbahn *h* über die durch Federn in der Höchstlage gehaltenen Weichen *i* auf die etwas tiefer liegende Fahrbahn *e*, wodurch sich die Greifarme dem Brikettstrang nähern. Beim darauf folgenden Verschieben der Welle *a* nach links laufen die Rollen der Teile *f* auf die Fahrbahnen *m*, wodurch die Greifer geschlossen werden, so daß die Prätzen *c* den Brikettwurf erfassen und vom Strang abziehen. Sind die Teile *f* am Ende der Fahrbahnen *m* angekommen, so wird die Welle *a* nach rechts verschoben. Dabei laufen die Rollen der Teile *f* über die durch Federn in der tiefsten Lage gehaltenen Weichen *k* auf die obere Fahrbahn *h* auf, wobei sich die Greifer öffnen und den Brikettwurf freigeben, der alsdann das endlose Kratzerband *n* weiter befördert.

BÜCHERSCHAU.

Erzlagerstättenkunde. Von Dr. Dr. Georg Frebold, Privatdozenten an der Technischen Hochschule zu Hannover. Bd. 1: Magmatische Erzlagerstätten. 103 S. mit 31 Abb. Bd. 2: Sedimentäre und metamorphe Erzlagerstätten. 97 S. mit 28 Abb. (Sammlung Götschen, Bd. 1014 und 1015.) Berlin 1929, Walter de Gruyter & Co. Preis jedes Bds. geb. 1,50 Mk.

Die beiden Bändchen geben auf engstem Raum eine planmäßige Übersicht und Kennzeichnung der Klassen und Unterabteilungen der Erzlagerstätten. Die Einteilungsgrundlage ist rein genetisch, wie sie heute in der Behandlung des Gegenstandes ganz allgemein üblich geworden ist. Auf Einzelbeschreibungen kennzeichnender Beispiele hat der Verfasser verzichtet, jedoch werden bei allen Ab-

teilungen wichtige Vertreter genannt. Der Schwerpunkt ist unter voller Berücksichtigung der neusten Fortschritte und Erkenntnisse auf die Schilderung der jeweiligen Entstehungsvorgänge gelegt worden. Der Leser erhält dadurch einen guten Einblick in den gegenwärtigen Zustand unseres Wissens von der Bildung der Erze und ihrer Lagerstätten.

Trotz des geringen Umfangs wird in den beiden Büchern eine ausreichende und ansprechende Einführung in ein Wissensgebiet geboten, das sonst nur aus umfangreichen und teuren Lehrbüchern zugänglich ist. Studierende der Natur- und Bergwissenschaften, aber auch andere Kreise mögen zu ihrem Nutzen auf diese beiden Götschen-Bändchen mit ihrem belehrenden Inhalt hingewiesen sein.

Klockmann.

Hütte. Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Hrsg. vom Akademischen Verein Hütte, E. V. in Berlin. 4., neu bearb. Aufl. 968 S. mit 582 Abb. Berlin 1930, Wilhelm Ernst & Sohn. Preis in Leinen geb. 35 *ℳ*, in Leder 38 *ℳ*.

Während die dritte Auflage¹ gegenüber der im Jahre 1922 erschienenen zweiten keine auffallenden Veränderungen aufwies, zeigt die vorliegende Auflage eine verhältnismäßig große Menge sachlicher Veränderungen und Umarbeitungen. Das Format ist durch Verwendung dünneres Papieres gegenüber den ersten Auflagen sehr viel handlicher geworden. Unter der großen Anzahl von Mitarbeitern sind viele Namen bekannter Fachleute anzutreffen. Die Herausgabe hat Professor Hanemann besorgt. Die Gesamtanordnung des Buches erinnert jetzt in Einteilung, Inhalt und Abbildungen lebhaft an die bekannte, von demselben Verein herausgegebene »Hütte für Ingenieure«. Im ersten Abschnitt werden allerlei Hilfswissenschaften, Zustandsschaubilder, Metallographie, Eigenschaften des Eisens, feuerfeste Stoffe, Schlacken, Werkstoffprüfung und andere Metalle besprochen. Der zweite Abschnitt behandelt die Anlage von Hüttenwerken, weitere Abschnitte berichten über die Wärme- und Kraftwirtschaft sowie Hilfsmaschinen. In besonderen Abschnitten werden Brennstoffe, Verbrennung, Feuerungsanlagen, Ofenbaustoffe und Gaserzeuger erörtert. Auch der Kokerei ist ein besonderer Abschnitt gewidmet, ebenso am Schlusse des Buches der Wasserwirtschaft und der Zementerzeugung. Daß die Eisen- und Stahlerzeugung sowie die Eisengießerei, ebenso die Eisen- und Stahlverarbeitung in allen Einzelheiten besprochen werden, ist selbstverständlich. Der bearbeitete Stoff ist außerordentlich umfangreich, die Behandlung kurz und knapp, an einzelnen Stellen sogar zu knapp (beispielsweise kann man mit solchen allgemeinen Angaben wie auf S. 187 und 188 nichts anfangen). Sehr wertvoll ist die

¹ Glückauf 1924, S. 756.

Beigabe der zahlreichen kleinen, aber sehr klaren Abbildungen.

Das Buch erfüllt zweifellos sehr gut den Zweck, für den es geschrieben worden ist. B. Neumann.

Schmiermittel und ihre richtige Verwendung. Ein Hilfsbuch bei der Auswahl und Beurteilung eines geeigneten Schmiermittels für Maschinenbesitzer, Betriebsleiter, Einkäufer und Ölhändler. Von Dr. Curt Ehlers, Hamburg. 112 S. mit 4 Abb. Leipzig 1928, Otto Spamer. Preis geh. 8 *ℳ*, geb. 10 *ℳ*.

Eingangs wird der Leser unter »Allgemeines über Mineralschmieröle« in die Anschauungen und Kenntnisse über Entstehung und Verarbeitung der Rohöle, Erzeugung und Merkmale der Öle in den einzelnen Produktionsländern eingeführt. Dann folgen Abhandlungen über wichtige analytische Eigenschaften der Schmieröle und über die Ölprüfverfahren, wie sie in neuerer Zeit durchgeführt werden. Schließlich behandelt der Verfasser die besondere Verwendung der Mineralfettöle für Maschinen, Motoren, Werkzeuge usw. Eingeschobene Abschnitte besprechen Öleinkauf, Schmiervorgang, unter Verwendung von Mineralfettölen hergestellte Schmiermittel, Ölrückstände und Wiedergewinnung gebrauchter Öle. Ein Anhang über gebräuchliche Zusätze zu Schmiermitteln gibt einen Einblick in die Verwendungsmöglichkeit tierischer und pflanzlicher Fette.

Das Buch faßt alles das zusammen, was jeder, der sich mit Schmiermitteln beschäftigt, wissen muß. Die einzelnen Abschnitte sind kurz und übersichtlich gehalten und vermitteln in anschaulicher und leicht faßlicher Form die Grundkenntnisse für die Anwendung der Schmiermittel. Wie der Titel des Buches andeutet, ist das Werk ein Hilfsbuch, das zweifellos seinen Zweck erfüllen wird.

Schumann.

Z E I T S C H R I F T E N S C H A U¹.

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

Mineralogie und Geologie.

Das Mikrotom im Dienste der paläobotanischen und petrographischen Erforschung von Braunkohle und Torf. Von Jurasky. Braunkohle. Bd. 29. 24. 5. 30. S. 437/47*. Besprechung der Mikrotomtechnik. Schilderung eines neuen Verfahrens, das auch erdige Braunkohle und Torf im Dünnschnitt von weitgehender Feinheit zu zerlegen gestattet. Schrifttum.

Über einige neue Untersuchungsmethoden an Salzgesteinen und ihre Anwendung im Kalibergbau unter besonderer Berücksichtigung der Verhältnisse auf dem Kaliwerk Wilhelmshall-Ölsburg. Von Ferling. Kali. Bd. 24. 1. 6. 30. S. 161/9*. Geologischer Verband und Aufbau des Salzstockes von Wilhelmshall-Ölsburg. (Forts. f.)

Herstellung von Faserkohle durch künstliche Inkohlung. Von Lange und Erasmus. Braunkohle. Bd. 29. 24. 5. 30. S. 463/9*. Nachweis, daß Holz, das vor der Einbettung durch irgendwelche Umstände die Eigenschaft verloren hat, sich mit Huminsäuren vollzusaugen, seine Holzzellenstruktur behielt und im Laufe der Inkohlung nach der Einbettung zur Faserkohle wurde.

Braunkohlenforschung und Pollenanalytik. Von Kirchheimer. Braunkohle. Bd. 29. 24. 5. 30. S. 448/63*. Die mikrofloristische, im besondern pollenanalytische Methode als Hilfsmittel der Braunkohlenforschung. Ausführliche Besprechung der Pollenanalyse, ihre Bedeutung für die Frage der Entstehung und Umwandlung der Braunkohle. Schrifttum.

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

Die mikroskopische Untersuchung von Braunkohlenstaub. Von Stach. Z. pr. Geol. Bd. 38. 1930. H. 5. S. 67/70*. Wiedergabe und Deutung zahlreicher Mikrobilder von Braunkohlenstaub.

Die Zellulose in der Braunkohle und ihre Bedeutung für die Frage der Kohlenentstehung. Von Bode. Z. pr. Geol. Bd. 38. 1930. H. 5. S. 70/4*. Darlegung, daß vom geologisch-botanischen Standpunkt aus eine Beteiligung der Zellulose an der Kohlenbildung unbedingt angenommen werden muß.

Bewegungsvorgänge bei der Aufrichtung des rheinisch-westfälischen Steinkohlengebirges. Von Nehm. Glückauf. Bd. 66. 14. 6. 30. S. 790/7*. Die Ausdrucksformen der Bewegungsvorgänge (Faltungen und Störungen). Erörterung der verschiedenen Störungsgruppen. Schlußfolgerungen.

Autochthonie und Allochthonie bei der Braunkohle. Von Gothan. Z. pr. Geol. Bd. 38. 1930. H. 5. S. 65/7. Ablehnung der Versuche, gewisse ältere Braunkohlen im besondern der Gegend von Halle vorwiegend für allochthon zu erklären.

Das Erzvorkommen und der Erzbergbau im ober-schlesischen Industrievier in der Vergangenheit, in der Jetztzeit und voraussichtlich in der Zukunft. Von Nastainzik. Kohle Erz. Bd. 27. 6. 6. 30. Sp. 345/50. Geschichtliches. Betrachtung über die Eisenerz- sowie über die Blei- und Zinkervorkommen. Schlußfolgerungen.

Über die Bauxite der Province. Von Richter. Z. pr. Geol. Bd. 38. 1930. H. 5. S. 75/8*. Geographische, geologische und lagerstättliche Verhältnisse der genannten Vorkommen.

Hydrothermal origin of the Rand gold deposits. I: Testimony of the conglomerates. Von

Graton. Econ. Geol. Bd. 25. 1930. Beiheft zu H. 3. S. 1/185. Ausführliche Abhandlung über die Entstehung der Goldvorkommen am Witwatersrand. Die Herkunft und Entstehung der Konglomerate. Die Bedeutung der Konglomerate für die Bewegung der Erzlösungen und die Ausfällung des Goldes. Hydrothermale Entstehung.

Beardmore-Nezah gold area, Ontario. Von Langford. Econ. Geol. Bd. 25. 1930. H. 3. S. 251/69*. Allgemeiner geologischer Bau. Beschreibung der Formationen und Gesteine. Die goldführenden Gänge. Schrifttum.

The Tin Mountain Spodumene Mine, Black Hills, South Dakota. Von Schwartz. Econ. Geol. Bd. 25. 1930. H. 3. S. 275/84*. Geologische Verhältnisse. Beschreibung der auftretenden Mineralien. Vergleich mit den Vorkommen auf der Grube Etta.

Erfahrungen mit geophysikalischen Methoden. Von Reich. Metall Erz. Bd. 27. 1930. H. 11. S. 287/91*. Bericht über Erfolge und Mißerfolge der geophysikalischen Verfahren, besonders in den Kupferbezirken Südafrikas. Abschätzung der Anwendungsmöglichkeiten der geophysikalischen Verfahren mit Hilfe roher Messungen des elektrischen Widerstandes und der magnetischen Suszeptibilität.

Watkan met eenvoudig electrisch bodemonderzoek in Nederlandsch-Indië gedaan worden? Von Wieslander. Mijningenieur. Bd. 11. 1930. H. 5. S. 105/10*. Kurze Übersicht über die verschiedenen Verfahren der elektrischen Bodenuntersuchung. Kosten der Untersuchungen. Benötigte Geräte. Gebiete in Niederländisch-Indien, in denen die Anwendung der Verfahren Erfolge verspricht.

Bergwesen.

Die geschichtliche Entwicklung des Steinkohlenbergbaus in der heutigen Provinz Westfalen bis zum Jahre 1865. Von Meuß. (Forts.) Kohle Erz. Bd. 27. 6. 6. 30. Sp. 355/8*. Bestimmung der 1. und 2. Tiefbausohele sowie des Schachtpunktes. (Forts. f.)

Betriebsstatistische Erfassung der Leistung und der Selbstkosten des Abbaubetriebes. Von Matthes. Bergbau. Bd. 43. 5. 6. 30. S. 337/41. Mitteilung von Erfahrungen, die bei der betriebsstatistischen Erfassung des Abbaubetriebes einer Zeche gesammelt worden sind.

Vergleich zwischen den Leistungen im Strebau mit kurzen Abbaustößen und dem Schrägbau mit großer Abbaufont. Von Lenze. Bergbau. Bd. 43. 5. 6. 30. S. 341/3*. Beschreibung des Schrägbaus auf der Zeche Ver. Constantin der Große. Vorrichtung, Arbeitseinteilung, Leistung.

Über den Aufbau einer Unfallstatistik für den Bergbau. II. Von Sieben. (Schluß.) Kohle Erz. Bd. 27. 6. 6. 30. Sp. 349/52. Vorschlag des Internationalen Arbeitsamtes zur Gliederung der Unfallstatistik. Zusammenfassung.

Druckwirkungen im Liegenden. Von Spackeler. (Schluß.) Glückauf. Bd. 66. 14. 6. 30. S. 797/804*. Praktische Beispiele für die Druckwirkung im Liegenden. Einwirkungen auf den Abbau. Abbaustrecken, Querschläge, liegende Flöze.

Vorschläge zur Bekämpfung von Wassereintrüben im Bergbau. Von Müller. Techn. Bl. Bd. 20. 8. 6. 30. S. 483/4*. Erörterung der Gesichtspunkte für die Anlage von Dammtüren untertage. Neuere Ausführungen.

Note sur le ventilateur Sulzer. Von Meunier. Rev. univ. min. mét. Bd. 73. 1. 6. 30. S. 318/24*. Bedeutung der Wetterführung. Beispiele für die Möglichkeiten der Aufstellung der Hauptventilatoren und ihren Anschluß an die Schächte. Die Sulzer-Ventilatoren.

Brandverhütung und Brandbekämpfung bei Entstehungsbränden. Von Meuß. Bergbau. Bd. 43. 12. 6. 30. S. 353/7. Mittel zur Verhütung des Brandausbruchs sowie zur Bekämpfung von Entstehungsbränden. Besprechung verschiedener Lösungsverfahren.

Die chemischen und physikalischen Vorgänge bei Kohlensäureausbrüchen. II. Von Ruff. Z. B. H. S. Wes. Bd. 78. 1930. Abh. H. 1. S. B22/32*. Das Verhältnis von Grob- und Feinkorn. Die chemische Zusammensetzung der Kohle. Koksasbeute. Spezifisches Gewicht. Aufnahmevermögen für Kohlensäure und für Methan. Kohlensäure und Methanausbrüche.

Der günstigste Trennungsgrad bei Erzaufbereitungsprozessen. Von Madel. Metall Erz. Bd. 27. 1930. H. 11. S. 285/7*. Bedeutung und Anwendung der

von Hancock angegebenen Formel für das Metallausbringen. Berechnung des Mengenausbringens, bei dem der günstigste Trennungsgrad eintritt.

Die Schlammtröcknungsanlage auf der Schachtanlage Prosper 2 in Bottrop. Bergbau. Bd. 43. 12. 6. 30. S. 357/60*. Beschreibung der von den Böttnerwerken in Uerdingen errichteten Anlage. Betriebszahlen und Wirtschaftlichkeit.

Über pneumatische Flotationsapparate bei der Flotation von Erzen. Von Mayer. Kohle Erz. Bd. 27. 6. 6. 30. Sp. 351/6*. Bauart und Arbeitsweise der Vorrichtungen von Callow und Mac Intosh.

Die Verarbeitung der Bleizinkerze der Ssodon-Bergwerke in der Aufbereitungsanlage Misur bei Alagir im Kaukasus. Von Salau. Metall Erz. Bd. 27. 1930. H. 11. S. 281/5*. Beschreibung der naßmechanischen Wäsche in Verbindung mit Magnetscheidung und Schwimmaufbereitung. Gesamflotation des Erzes in einer neuerrichteten Anlage. Betriebsergebnisse.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Die Energiequellen Deutschlands. Von Mattern und Thierbach. E. T. Z. Bd. 51. 12. 6. 30. S. 839/48*. Übersicht über die wichtigsten Wasserkräfte und den Stand ihres Ausbaus. Die Energieerzeugung mit Brennstoffen.

Entwicklung und Aufgaben der deutschen Energieversorgung. Von Petersen. E. T. Z. Bd. 51. 12. 6. 30. S. 849/53*. Darstellung der Entwicklung an Hand der Statistik. Gesellschaftsformen der öffentlichen Unternehmungen. Erörterung der nächstliegenden Ziele und Aufgaben.

Das Großkraftwerk Finkenheerd unter besonderer Berücksichtigung der Wärmerwirtschaft. Von Warrelmann. Z. V. d. I. Bd. 74. 31. 5. 30. S. 709/19*. Entwicklung der Elektrizitätswirtschaft in der Provinz Brandenburg. Lage und Größe des Werkes. Wahl der Feuerungsart und des Dampfdruckes. Aufbau der Gesamtanlage.

Die Ausnutzung der Laufwasserkräfte am Hengsteysee. Von Spetzler. Z. V. d. I. Bd. 74. 7. 6. 30. S. 761/6*. Beschreibung der maschinentechnischen Einrichtungen der vom Ruhrverband Essen ausgebauten Wasserkraftwerke Hengstey und Stiftsmühle.

Der heutige Stand der Rohbraunkohlenfeuerung. Von Paetsch. Intern. Bergwirtsch. Bd. 23. 30. 5. 30. S. 163/8*. Wirtschaftliche Bedeutung und Grenzen der Rohbraunkohlenfeuerung; ihre neuzeitliche Gestaltung.

Salzgehalt im Speisewasser, sein Einfluß auf den Laugenablaß am Kessel. Von Klein. (Schluß.) Wärme. Bd. 53. 31. 5. 30. S. 398/402*. Bestimmung der abzulassenden Laugenmenge. Verluste durch die Entsalzung des Kesselwassers. Verringerung des Salzgehaltes durch Plattenkocher.

Dampfdruckumformung durch Koenemann-Transformatoren. Von Praetorius. Arch. Wärmewirtsch. Bd. 11. 1930. H. 6. S. 191/5*. Thermische Druckumformer. Physikalische Grundlagen des Koenemann-Transformators. Anwendungsgebiete. Bisherige Erfahrungen.

Untersuchungen an einer 50000 kW-Ruthsspeicheranlage. Von Wellmann. Z. V. d. I. Bd. 74. 7. 6. 30. S. 743/53*. Beschreibung der Anlage auf dem Kraftwerk Charlottenburg. Gewährleistungen. Abnahmeversuche und Dauerversuche. Baukosten.

Die Bedeutung des Ruthsspeichers für die Elektrizitätswirtschaft. Von Stein. Z. V. d. I. Bd. 74. 7. 6. 30. S. 754/80*. Entwicklung und Wirtschaftlichkeit. Grundlast und Spitze im gleichen Werk sowie bei zusammengesetzten Werken. Wasserkraft, und Dampfkraft. Ruthsspeicher als Reserve für Wasserkraft.

Ruthsturbine. Von Landau. Wärme. Bd. 53. 7. 6. 30. S. 409/15*. Entwicklung der Frischdampfmaschine. Ausführungen der Ruthsturbine. (Schluß f.)

Die Ljungström-Dampfmaschine. Von Haerberle. Arch. Wärmewirtsch. Bd. 11. 1930. H. 6. S. 185/90*. Gründe für die Einführung dieser Turbinenart. Bauliche Einzelheiten unter Berücksichtigung der Wärmespannung. Stromerzeuger. Betriebsergebnisse und Erfahrungen.

Neue Erfahrungen mit der elektrischen Lichtbogenschweißung. Von Jurczyk. Stahl Eisen. Bd. 50. 12. 6. 30. S. 834/40*. Verminderung der Spannungen in den Schweißnähten durch geeignete Maßnahmen. Bedeutung der Abkühlgeschwindigkeit, der Befestigung der Gegen-

elektroden und der Vorschubgeschwindigkeit für die Zähigkeit der Schweißung.

Elektrotechnik.

Entwicklung und Schicksal des Akkumulators, im besonders für Förderzwecke. Von Albrecht. *Fördertechn.* Bd. 23. 6. 6. 30. S. 231/7*. Überblick über die Geschichte des Akkumulatorbaus und seine Verwendung im Förderbetrieb.

Die Gefahr zu hoher Berührungsspannung in elektrischen Anlagen mit besonders ungünstigen Betriebsverhältnissen und ihre Verhütung. Von Rebentisch. *Kali.* Bd. 24. 1. 6. 30. S. 169/71*. Schutzmittel gegen zu hohe Berührungsspannung, wie Erdung, Nullung und Schutzschaltung. (Schluß f.)

Hüttenwesen.

Die Neuanlagen der Mannesmannröhrenwerke, Abt. Schulz Knautd, in Huckingen. II. Von Postinett. *Stahl Eisen.* Bd. 50. 12. 6. 30. S. 825/34*. Ausführung, Betriebseinrichtungen und Betriebsweise des Thomasstahlwerkes. Ausmauerung und Anheizung der Konverter. Herstellung der Böden durch Rüttelformmaschinen. Beschreibung der Thomasschlacken-Mahlanlage mit elektrischer Entstaubung.

Über Versuche mit feuerfesten Sondersteinen an Elektroöfengewölben. Von Kukla. *Stahl Eisen.* Bd. 50. 5. 6. 30. S. 800/3*. Vorversuche. Betriebsergebnisse mit Silika-, Korund- und Siliziumkarbidsteinen. Bewertung der Ergebnisse.

Legierter Guß. Von Kothwy. *Gieß. Zg.* Bd. 27. 1. 6. 30. S. 291/300*. Anwendung der legierten Bau- und Werkzeugstähle. Untersuchungen über den Einfluß der verschiedenen Legierungselemente auf die Güte des Eisengusses. Überblick über die bisherigen Forschungsergebnisse. Schrifttum.

Temperaturmessung und Regelung beim Härten von Arbeitsstählen. Von Weber. *Bergbau.* Bd. 43. 30. 5. 30. S. 322/6*. Eingehende Beschreibung verschiedener Geräte und ihre Verwendung.

Chemische Technologie.

Der gegenwärtige Stand der Kokschemie. Von Thau. *Glückauf.* Bd. 66. 14. 6. 30. S. 809/12*. Erörterung der neuern Entwicklung und Ziele der Kokschemie an Hand der neu erschienenen Grundlagen von Simmersbach.

Über Fortschritte auf dem Gebiete der Kohlenverwertung. Von Pichler. *Z. V. d. I.* Bd. 74. 31. 5. 30. S. 720/2*. Stand der Kohlenforschung. Synthese der Erdöl-Kohlenwasserstoffe. Verkokung und Verschwelung. Hochdruckhydrierung. Benzin- und Benzolsynthese. Zukunftsaussichten.

Développement de l'industrie du coke métallurgique en France et dans l'Europe centrale. Von Berthelot. *Génie Civil.* Bd. 96. 31. 5. 30. S. 521/7*. Gründe für die technische Rückständigkeit der französischen Kokerien. Das Interesse Frankreichs an der Schaffung zentraler Kokerien. Die Möglichkeit zur Herstellung von Hüttenkoks aus sehr bituminösen Kohlen, wie denen der Saar und Polens. Abmessungen neuzeitlicher Koksöfen und Aufbau einer Anlage. (Forts. f.)

Vermahlung von Schwelkoks. Von Rosin und Rammler. *Braunkohle.* Bd. 29. 31. 5. 30. S. 477/86*. Die Mahlbarkeitsfaktoren des Schwelkoks: Körnung, Aschengehalt, Feuchtigkeit, Festigkeit, Kokstemperatur und Explosibilität. Mahlfeinheit. Einflüsse der Mahleinrichtung. (Schluß f.)

Die Bedeutung der Benzolgewinnung für die deutsche Gasindustrie. Von Kemmer und Bauer. *Gas Wasserfach.* Bd. 73. 31. 5. 30. S. 509/19*. Erörterung der Wirtschaftlichkeitsfrage in Kokerien und Gaswerken. Konjunkturzusammenhänge. Rolle der Benzolwäsche im Rahmen der Gaserzeugung hinsichtlich des Reingewinns.

Erfahrungen, Untersuchungen und Versuche an großen Doppelgasgeneratoren. II. Von Schroth. *Gas Wasserfach.* Bd. 73. 7. 6. 30. S. 546/9. Mechanisch-technische Schwierigkeiten und ihre Abstellung. Analytische Angaben.

Progress and trends in water softening. Von Hoover. *Engg. News Rec.* Bd. 104. 22. 5. 30. S. 843/6*. Theoretische Grenzen für die Wasserenthärtung. Beschreibung neuzeitlicher Enthärtungsverfahren.

Developments in water-purification practice. Von Hansen. *Engg. News Rec.* Bd. 104. 22. 5. 30. S. 839/43*. Kennzeichnung neuzeitlicher Verfahren zur Wasseraufbereitung.

Les progrès dans la fabrication des ciments hydrauliques. Von Marcotte. *Génie Civil.* Bd. 96. 31. 5. 30. S. 530/2*. Die künstlichen Portlandzemente. Besondere hydraulische Zemente. Der Widerstand der Zemente. Temperaturverlauf beim Erhärten. (Forts. f.)

Neue Formen und einfache Apparatur zur Bestimmung der Wasserdurchlässigkeit von Beton. Von Risse. *Zement.* Bd. 19. 5. 6. 30. S. 532/5*. Beschreibung der Versuchseinrichtungen und der Bestimmungsverfahren.

Chemie und Physik.

Die Bestimmung des Sauerstoffs in Kohle. Von Schuster. *Gas Wasserfach.* Bd. 73. 7. 6. 30. S. 549/51*. Besprechung verschiedener Bestimmungsverfahren und ihre Bewährung.

Experiments bearing on the biochemical reduction of sulphate waters. Von Thiel. *Econ. Geol.* Bd. 25. 1930. H. 3. S. 242/50*. Mitteilung über Versuche zur Klärung der Frage, welchen Einfluß die Bakterien auf die Bildung gewisser Erze haben.

Das Druckgefälle in geraden Rohrrecken. Von Bradtke. *Gesundh. Ing.* Bd. 53. 4. 6. 30. S. 1/6*. Unstimmigkeiten der Brabbéschen Formel. Stand der Forschung auf dem Gebiete der Rohrreibung. Untersuchungsergebnisse über das Druckgefälle in rauhen und glatten Rohren.

Wirtschaft und Statistik.

Über die Entfaltung des Bergbaus unter dem Regime des Kommunismus in der U. d. S. S. R. und unter dem Regime des Staatskapitalismus in der Türkei. Von Granigg. *Mont. Rdsch.* Bd. 22. 1. 6. 30. S. 233/41. Erörterung der wirtschaftspolitischen Verhältnisse in Rußland und in der Türkei. Besprechung der Hemmnisse für die Entwicklung der Wirtschaft, im besonders des Bergbaus.

Die Standorte der deutschen Erdölindustrie. Von Schmidt. *Petroleum.* Bd. 26. 28. 5. 30. S. 631/2. Ergebnisse der gewerblichen Betriebszählung für die Erdölgewinnung und die Destillation von Mineralölen in Deutschland.

Verkehrs- und Verladewesen.

Gustav Natorp. Drei Jahrzehnte Verkehrs- politik des rheinisch-westfälischen Bergbaus. Von Mews. (Schluß.) *Glückauf.* Bd. 66. 14. 6. 30. S. 804/9. Kämpfe um den Frachttarif und Förderung der Ausfuhr. Verbesserung der Verkehrsverhältnisse. Politische und soziale Tätigkeit.

Ausstellungs- und Unterrichtswesen.

Über das Ausbildungswesen der Berg- und Hütteningenieure in Belgien und Frankreich. Von Grumbrecht, Schulz und Süchting. *Z. B. H. S. Wes.* Bd. 78. 1930. Abh. H. 1. S. B 1/22. Aufnahme, Lehrkörper, Lehrgänge, Einteilung der Arbeitszeit auf den verschiedenen Hochschulen. Allgemeine Grundsätze.

Verschiedenes.

Die Industrie der kristallinen Magnesite. Von Petrascheck. *Intern. Bergwirtsch.* Bd. 23. 30. 5. 30. S. 155/60*. Verwendung und Eigenschaften des Rohmagnesits. Aufbereitung und Fertigerzeugnisse. Kennzeichnung der wichtigsten Vorkommen.

Über die Kohlenstaubexplosionen in Betrieben übertage. Von Steinbrecher. *Z. B. H. S. Wes.* Bd. 78. 1930. Abh. H. 1. S. B 32/8. Zusammenstellung des Schrifttums über das Wesen, die Ursachen und die Verhütung von Kohlenstaubexplosionen.

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej

P.480/30/I

Druga Drukarnia Gliwice, ul. Zwycięstwa 27, tel. 230 49 50