Leiter des wirtschaftlichen Teiles Dr. Dr.-Ing. e. h. W. Beumer, Geschäftsführer der Nordwestlichen Gruppe des Vereins deutscher Eisen- und Stahlindustrieller.

STAHL UND EISEN
ZEITSCHRIFT
FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN.

Leiter des technischen Teiles Dr.-Ing. O. Petersen geschäftsführendes Vorstandsmitglied des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

Nr. 43. 25. Oktober 1923. 43. Jahrgang.

Neuere Erfahrungen mit dem Pfoser-Strack-Stumm-Verfahren.

Von Direktor A. Wefelscheid in Engers a. Rh.

(Mitteilung aus dem Hochofenausschuß des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.)[1])

(Einbau der Einrichtung auf der Reinholdhütte der Becker-A.-G. Schiffer-Strack-Röhren an Stelle von Gitterwerk. Baueinzelheiten. Schaubilder von Gasverbrauch, Wind- und Abgastemperaturen. Erfolge der Neuerung.)

Ueber die Frage der beschleunigten Cowperbeheizung wurde erstmalig von H. Schmalenbach vor der Eisenhütte Düsseldorf am 29. November 1913 gesprochen[2]). Die von ihm veröffentlichten Angaben verursachten seinerzeit ziemliches Aufsehen und regten einen lebhaften Meinungsaustausch an. Die theoretische Seite der Frage wurde von Pfoser, Osann, Jantzen, Simmersbach, Wüst, Johannsen u. a. in so ausgiebiger Weise erörtert, daß es sich für mich erübrigt, hier darauf zurückzukommen. Ich habe mir lediglich die Aufgabe gestellt, über die Erfahrungen zu berichten, die auf der Reinholdhütte mit dem P.-S.-S.-Verfahren gemacht wurden, und welche Gründe bei seiner Einführung maßgebend waren.

Trotz des lebhaften Interesses für das Verfahren fand es lange Zeit auf deutschen Werken keine Aufnahme. Zum großen Teil wirkte der kurz nach seinem Bekanntwerden ausgebrochene Krieg hemmend auf seine Ausbreitung, auch mochten viele Werke vor einem Umbau zurückschrecken, weil ihnen eine ausreichende Winderhitzer-Anlage und genügend Gas zur Verfügung standen. Lediglich das Eisenwerk Gebr. Stumm in Neunkirchen verfolgte den einmal beschrittenen Weg beharrlich weiter und baute seine ganze Anlage nach dem Zwei-Cowper-System um, so daß schließlich auf sechs Oefen dreizehn Winderhitzer kamen. Nachdem die Versuche mit Rohgas befriedigt hatten, ging man einen Schritt weiter, man verwendete vorgereinigtes Gas und stellte die Apparate mit Röhrensteinen zu, die nur einen Zugquerschnitt von 70 mm hatten. Die Vergrößerung der Heizfläche durch diese Maßnahme war sehr erheblich, sie betrug fast 100 %. Dabei erzielte man selbst bei hohen Windtemperaturen und größter Ofenleistung Abgastemperaturen, die im Mittel unter 100 ° lagen.

Störungen irgendwelcher Art ereigneten sich nicht; man arbeitete jahrelang mit zwei Winderhitzern auf einen Ofen, ohne einen Reserveapparat zu gebrauchen. Selbst Verwendung von Rohgas, die infolge von Störungen an der Gasreinigung hier und da einmal nötig wurde, schadete bei kurzer Dauer den engen Zügen der Winderhitzer nicht, wie die nachträgliche Untersuchung zeigte. Das war der Stand des Verfahrens nach Beendigung des Krieges.

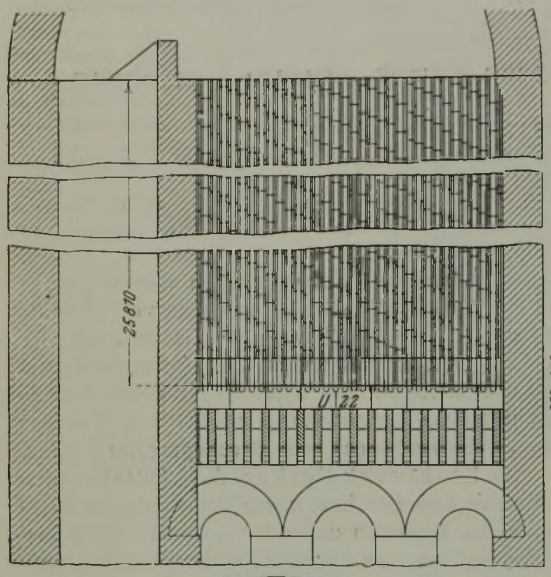
Die Stahlwerk Becker-A.-G. hatte im Jahre 1916 mit dem Bau ihres neuen Hochofenwerks Reinholdhütte begonnen und war infolge der durch den Krieg bedingten ungünstigen Arbeiter- und Baustoffverhältnisse bis zum Sommer 1919 nicht viel über die Grundmauern hinausgekommen. Bei der nun einsetzenden sprunghaften Steigerung der Baustoffpreise und der Löhne mußte der Bauplan einer eingehenden Prüfung unterzogen werden, um alles zu streichen, was sich irgend ersparen ließ, da sonst eine Fertigstellung ernstlich in Frage gestellt war. Bei dieser Prüfung wurde auch die Einführung der beschleunigten Cowperbeheizung erwogen, die statt der acht vorgesehenen Winderhitzer, für die bereits die gesamten Baustoffe beschafft waren, nur fünf erforderte. Man trat unverzüglich in ein eingehendes Studium der Frage ein und entschied sich nach mehrtägigem Besuche der Neunkirchener Anlagen für die Einführung. Die feuerfeste Zustellung von drei Apparaten wurde bei der damals herrschenden starken Nachfrage ohne Schwierigkeiten zu gutem Preise verkauft. Die verbleibenden fünf Winderhitzer bedurften einiger Aenderungen an der Gas- und Luftzufuhr sowie in der Gitterwerkszustellung, die sofort in Angriff genommen wurden.

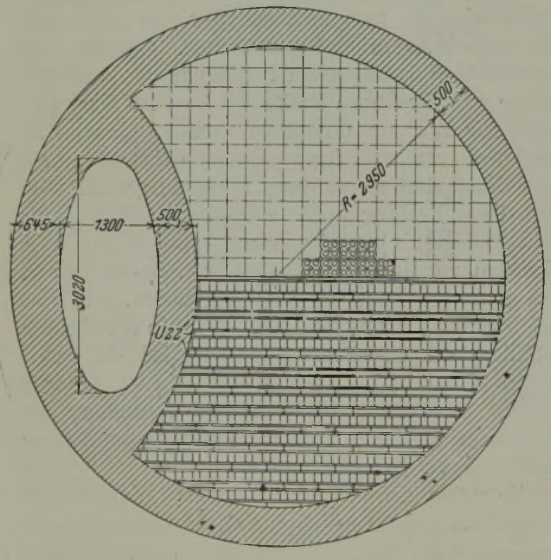
Die vorgesehenen Winderhitzer hatten eine Höhe von 33,5 m und eine lichte Weite im Blechmantel von 7 m. Das Schacht- und Mantelmauerwerk blieb bestehen, ebenso der Unterbau. Statt des Gitterwerks wurden Schiffer-Strack-Röhren (Abb. 1) eingebaut. Diese Röhrensteine sind das Ergebnis von Ueberlegungen und Versuchen des Oberingenieurs Strack und des verstorbenen Fabrikanten Schiffer von der Firma Schiffer & Kircher zu Grünstadt. Die Betriebsergebnisse haben erwiesen, daß das mit diesen Kör-

[1]) Bericht Nr. 61 des genannten Ausschusses. — Zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf. — Vgl. St. u. E. 43 (1923), S. 220 ff.

[2]) Vgl. St. u. E. 34 (1914), S. 305/10.

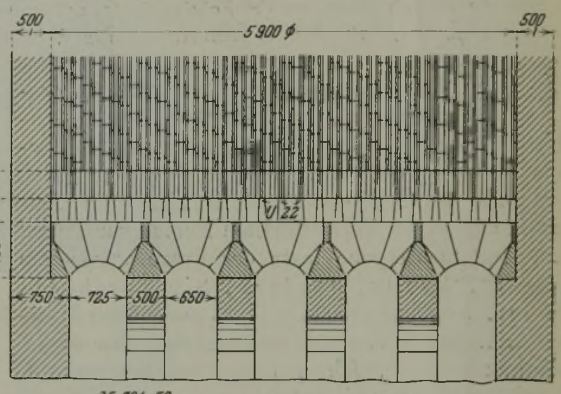
pern gesetzte Gitterwerk ein sehr günstiges Verhältnis von Steingewicht zu Heizfläche hat. Der bestehende Unterbau mußte insofern vervollkommnet werden, als zur Aufnahme der Achtkantrohre sogenannte Vierer-Aggregate auf den Rost gebracht werden mußten. Auf den Vierer-Aggregaten steht zunächst eine Lage Röhren, die in vier verschiedenen Längen gestaffelt sind; dadurch wird bewirkt, daß die Röhren des Gitterwerks, in deren Lagen sich diese Staffelung fortsetzt, sich nicht gegeneinander





verschieben können. Die Röhren sind 300 mm hoch, haben eine lichte Weite von 70 mm und eine Wandstärke von 50 mm. Jede zweite Lage besteht aus sogenannten Lochröhren; sie haben zwei Oeffnungen in der Seitenwand, die eine Verbindung der runden mit den viereckigen Zügen herstellen. Tritt später durch Absplitterungen oder aus irgendeinem anderen Grunde Verstopfung eines Zuges ein, so ist bei dieser Bauart seine Heizfläche nicht verloren, sondern sie wird durch Ausgleich mit den Nachbarzügen fast vollkommen ausgenutzt. Der Unterbau hat sich bisher, wie in mehrfachen Untersuchungen festgestellt ist, gut bewährt. Das Gewicht der feuerfesten Ausmauerung beträgt: Mantel, Schacht und Kuppel etwa 1500 t, Gittersteine etwa 600 t, zusammen 2100 t. Der Brennschacht wurde mit einer Einschnürung versehen. (Vgl. Abb. 2.)

Da entgegen dem ursprünglichen Plane eine Trockengasreinigung gebaut wurde, die das gesamte Gas auf Maschinenfeinheit reinigen sollte, mußten die nur für vorgereinigtes Gas gebauten Tellerventile durch Tauchglockenventile ersetzt werden (Abb. 2). Für die Druckluftführung war eine besondere Leitung von 800 mm lichter Weite vor der Apparatgruppe zu verlegen, die hinter Apparat 3 auf 500 mm verjüngt ist (Abb. 3). Der Eintritt der Druckluft in den Apparat erfolgt nach Abb. 4 u. 5 durch einen seitwärts vom Gaseintritt angebrachten



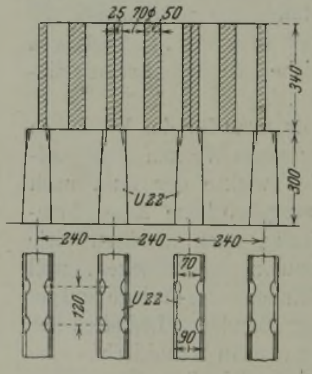


Abbildung 1. Einbau der Schiffer-Strack-Röhren in einen Winderhitzer.

besonderen Stutzen, der mit Abschlußschieber und Schmidtscher Brille versehen ist. Um beim Aussetzen des Ventilators ein Zurücktreten der Gase in die Druckluftleitung zu verhüten, wurde jeder Anschlußstutzen mit einer Rückschlagklappe nach Abb. 5 versehen, wie sie auch an Konverterleitungen üblich sind. Die Zuführungsleitung wird dadurch bei Ausbleiben des Drucks mit der Atmosphäre in Verbindung gesetzt. Zur Beobachtung der Flamme und zum Anzünden des Apparates wurde ein besonderes Zündloch angebracht.

Die Hüttensohle liegt bei der Winderhitzergruppe etwa 6 m über dem natürlichen Boden, es mußten deshalb zur Aufnahme der Cowper zunächst sehr kräftige hohe Eisenbetontische nach Abb. 6 erstellt werden. Diese waren bei Aenderung des Planes für acht Apparate nahezu fertiggestellt. Um diese kostbaren Grundmauern auszunutzen, wurden auf dem Sockel des Apparates I die Ventilatorenanlage, auf den beiden Sockeln der Apparate VII und VIII die Ilgner-Umformer für die Schräg-

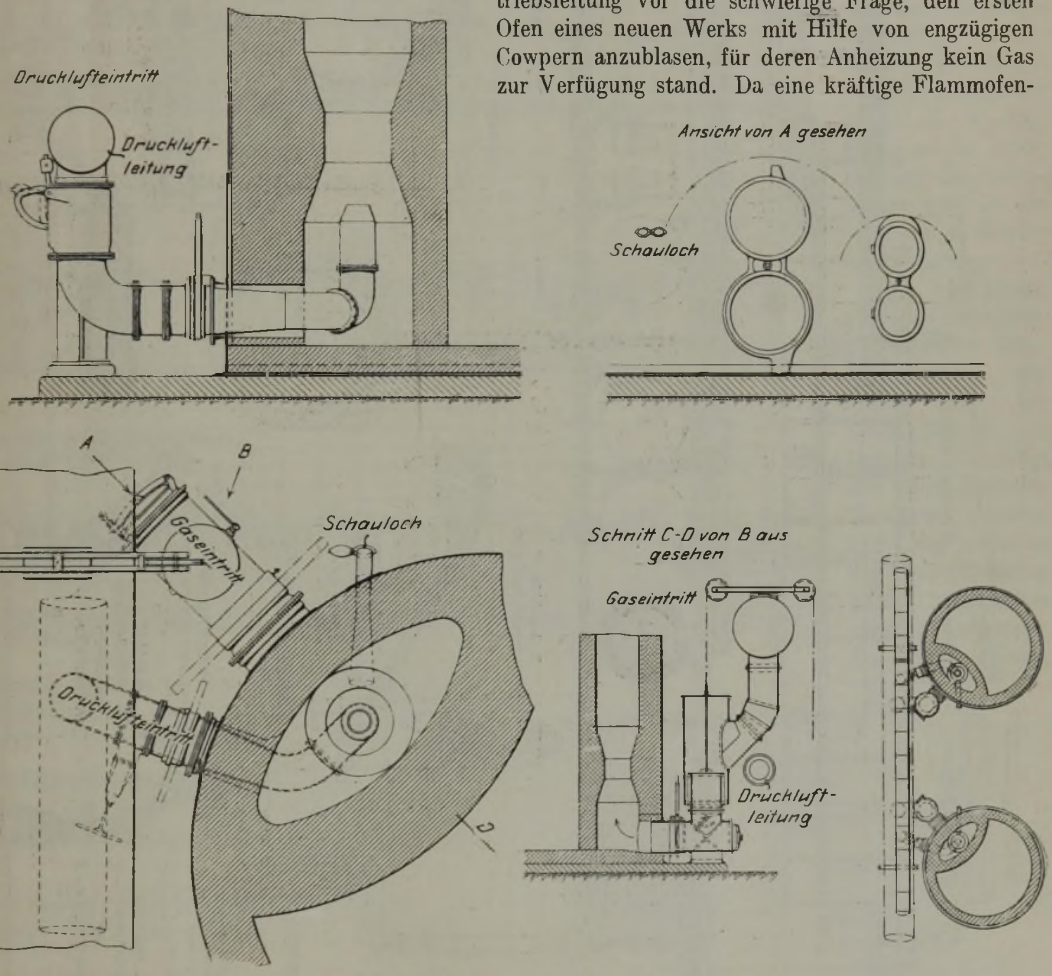
aufzüge untergebracht, für die sonst besondere Sockel hätten erstellt werden müssen (vgl. Abb. 3).

Zur P.-S.-S.-Einrichtung bleibt noch zu bemerken, daß die Ventilatorenanlage aus zwei Schiele-Ventilatoren von je 75 PS Kraftbedarf besteht, von denen jeder den gesamten Druckluftbedarf für zwei Oefen liefern kann. Es hat sich aus dem Betriebe ergeben, daß ein Apparat 27 PS, zwei Apparate 47 PS, drei Apparate 57 PS benötigen. Als Mangel hat sich herausgestellt, daß der Umlauf der Ventilatoren nicht regelbar ist; der Luftdruck an den Düsen beträgt nur 130 bis 150 mm WS, während der Ventilator 320 bis 350 mm WS liefert. Durch diesen Mißstand ist der Kraftverbrauch für den Ventilator viel zu groß, er könnte durch Regelung der Umlaufzahl erheblich vermindert werden. Die Druckluftleitung ist mit den Windleitungen beider Oefen verbunden, so daß im Falle des Aussetzens der Ventilatoren Gebläseluft für die P.-S.-S.-Einrichtung verwendet werden kann. Diese Verbindungsleitung ermöglicht es umgekehrt bei plötzlichem Aussetzen der Gebläsemaschine, die Windleitung unter Druck zu halten und mit einem Ofen so viel Gas zu erzeugen, daß das Gasgebläse wieder angefahren werden kann. Da hierzu sonst das elektrisch angetriebene Turbogebläse angefahren werden müßte, bedeutet diese Einrichtung für die Stromwirtschaft des Werks eine große Sicherheit. Dies ist übrigens bereits mehrfach erprobt.

Als Merkwürdigkeit ist zu erwähnen, daß die Cowper-Esse, die zur Zeit der Planänderung bereits eine Höhe von 54 m erreicht hatte, so belassen wurde, da man ausgerechnet hatte, daß man hiermit auskam, weil im Fuchs noch Druck herrschte. Es wurden also 36 m Essenmauerwerk erspart, was damals schon eine bedeutende Summe ausmachte. Inzwischen hat sich erwiesen, daß auch für Notbeheizung ausreichender Essenzug vorhanden ist.

Die Inbetriebnahme der Anlage stellte die Betriebsleitung vor die schwierige Frage, den ersten Ofen eines neuen Werks mit Hilfe von engzügigen Cowpern anzublasen, für deren Anheizung kein Gas zur Verfügung stand. Da eine kräftige Flammofenheizung wegen der Staubgefahr nicht in Frage kam, baute man Teerbrenner ein, mit deren Hilfe man in etwa 1½ Tagen eine Windtemperatur von 540° erzielte. Diese Teerbeheizung ist eine sehr einfache Sache, hat sich auch bei Störungen späterhin gut bewährt und kann kleinen Betrieben mit einem Ofen bei Störungen nur empfohlen werden. Allerdings sind dabei gewisse Kniffe zu beobachten, ohne die man nicht in Gang kommt.

Da die Reinholdhütte zur Vermeidung großer Kläranlagen mit Trockengasreinigung ausgerüstet ist, diese aber in den ersten 36 Stunden nicht das kalte und feuchte Gas des neuen Ofens reinigen sollte, um eine Verklebung der Schläuche zu vermeiden,



Abbildungen 2, 4 u. 5. Anordnung der Gas- und Luftzuführung bei dem P.-S.-S.-Verfahren.

wurden die Winderhitzer kurzerhand für diese Zeit mit Rohgas betrieben. Auch bei späteren Rohgangstörungen wurde ein bis zwei Tage mit Rohgas gearbeitet, weil die Gaslieferung zum Betriebe der Gasreinigung zu schwach war. Die jedesmalige Untersuchung der Apparate zeigte keinerlei nachteilige Wirkung. Der schwache Gasstrom hatte sich in den weiten Rohgasleitungen genügend gereinigt. Bedenken, die gegen die Verwendung der Schiffer-Strack-Röhren nach dieser Richtung hin geäußert wurden, können also als gegenstandslos bezeichnet werden.

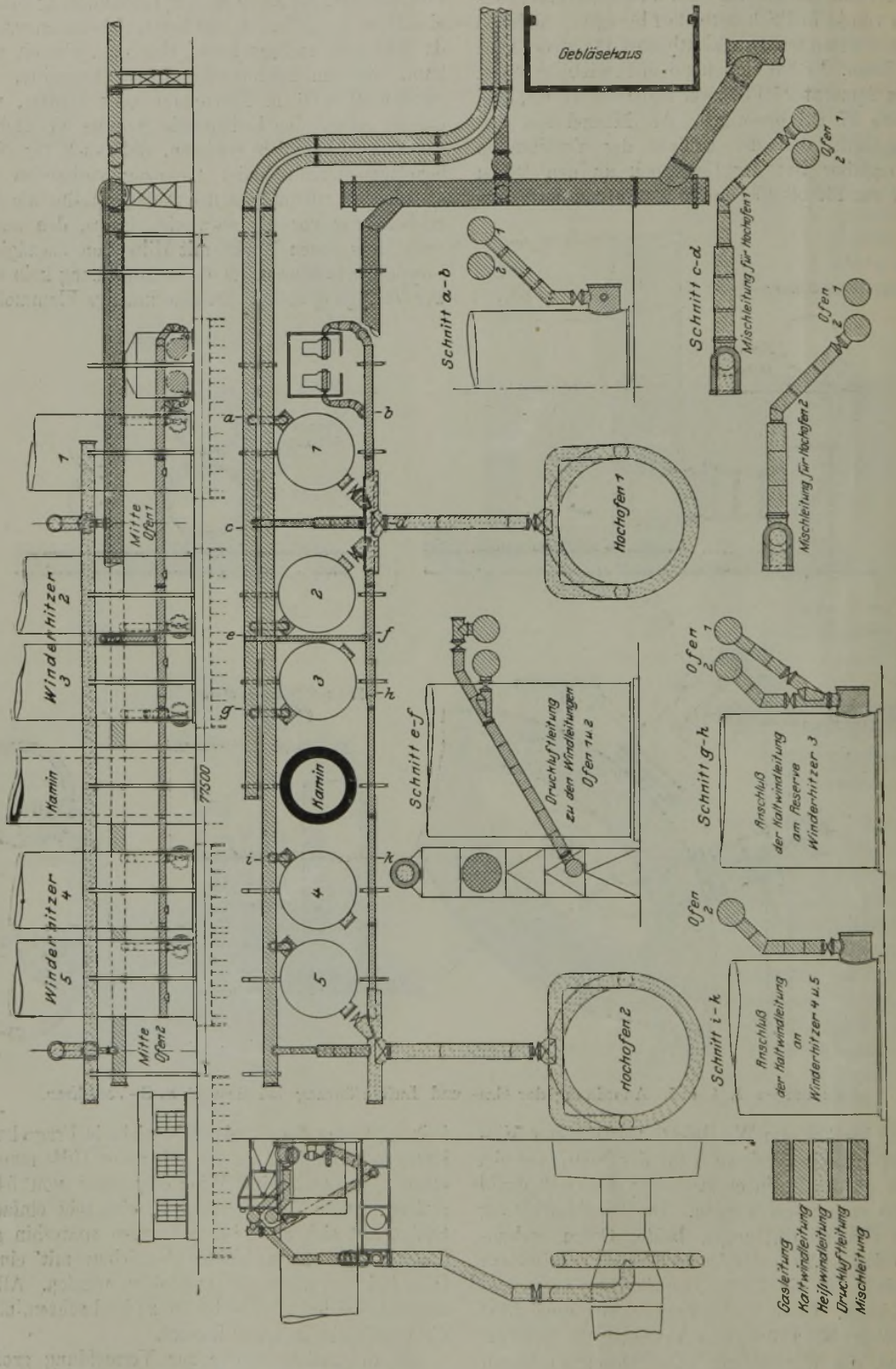
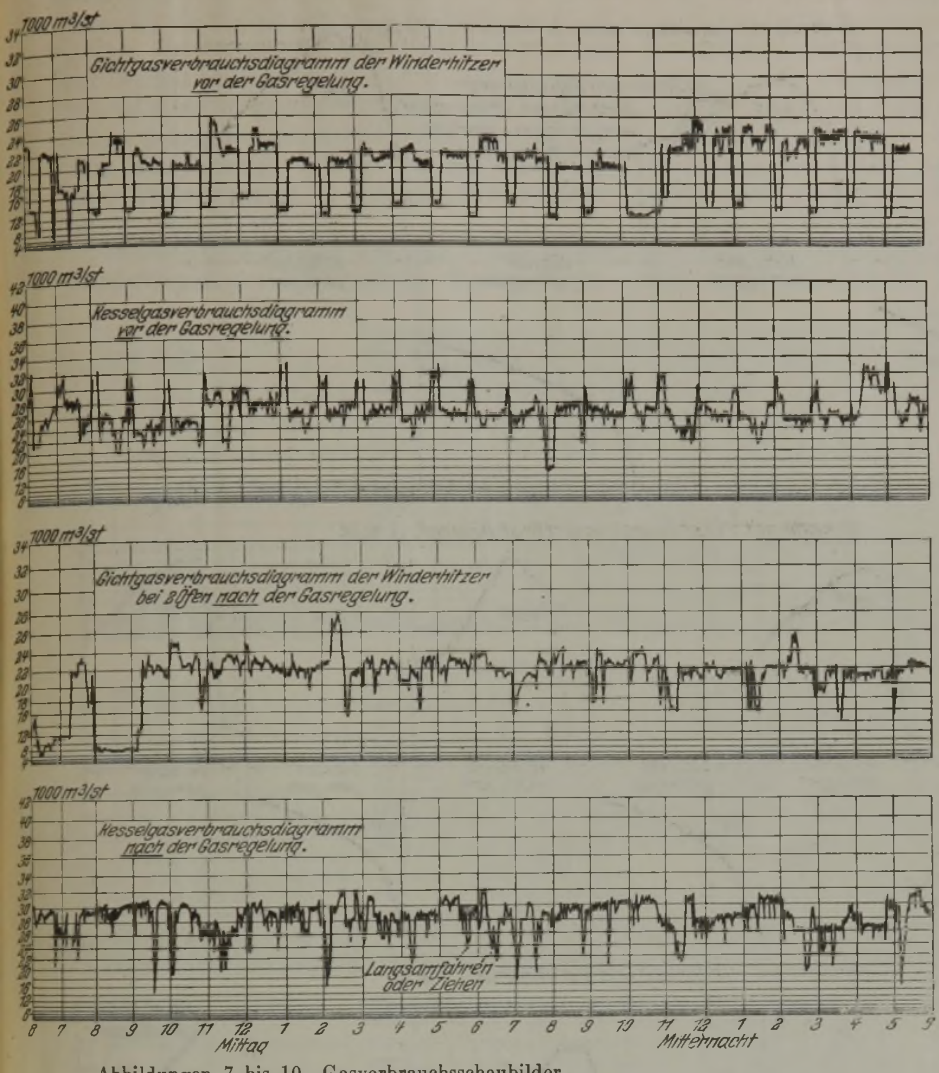


Abbildung 3. Uebersichtsplan.

Die Betriebsergebnisse mit der Anlage waren von Anfang an zufriedenstellend. In dem zwischen Stahlwerk Becker und der Firma Gebr. Stumm abgeschlossenen Vertrage wurde seitens der Patentinhaberin folgende Gewähr eingegangen: „Bei



Abbildungen 7 bis 10. Gasverbrauchsschaubilder für Winderhitzer und Kessel vor und nach der Gasregelung.

einer Roheisenerzeugung von 200 t muß eine Windtemperatur von 800 ° (arithmetisches Mittel) bei einer mittleren Abgastemperatur von 100 ° erreicht werden."

Als wissenswerte Zahlen gebe ich noch an:

Stündl. Windverbrauch etwa 35 000 m³, sekundl. 9,722 m³.
Mittl. Temperatur 800 °.
Temperaturzunahme des Gebläsewindes 770 °.
Windgeschwindigkeit beim Eintritt in die Züge 1,21 m/sek,
beim Austritt 3,43 m/sek.
Gesamtzugquerschnitt 7,9855 m².

Es wurde durchweg mit hohen Windtemperaturen von im Mittel über 800 ° gearbeitet. Die Erzeugung des Ofens betrug etwa 200 t bei einem Koksverbrauch von rd. 1050 kg, das Möllerausbringen etwa 48 bis 50 %.

Die Abgastemperaturen wurden dauernd mit Quecksilberthermometern gemessen, der Gasverbrauch mit de Bruyn'schen Volumenmessern. Die Windmenge war aus den Umlaufzahlen des Gebläses und dem Koksverbrauch leicht zu errechnen.

Der Gasverbrauch hielt sich dabei im Monatsdurchschnitt auf 20 % der gesamten Gaserzeugung; bei den hohen Windtemperaturen ist das gewiß ein gutes Ergebnis.

Darin liegt jedoch nicht der Hauptvorzug des Verfahrens, wenngleich es schwer halten dürfte, mit so wenig Aufsicht dauernd solch gute Betriebsergebnisse mit einfachen Winderhitzern auch nur annähernd zu erreichen. Die Anpassungsfähigkeit der P. - S. - S. - Winderhitzer an die Erfordernisse des Betriebes ist wohl der am höchsten zu bewertende Vorzug.

Abb. 7 bis 10 zeigen Gasverbrauchsschaubilder für Winderhitzer der beiden Oefen der Reinholdhütte. Die Umstellung erfolgt alle zwei Stunden. Man kann im Schaubild 7 das Ausfallen des Gasverbrauches eines Apparates deutlich erkennen. Da ein Apparat

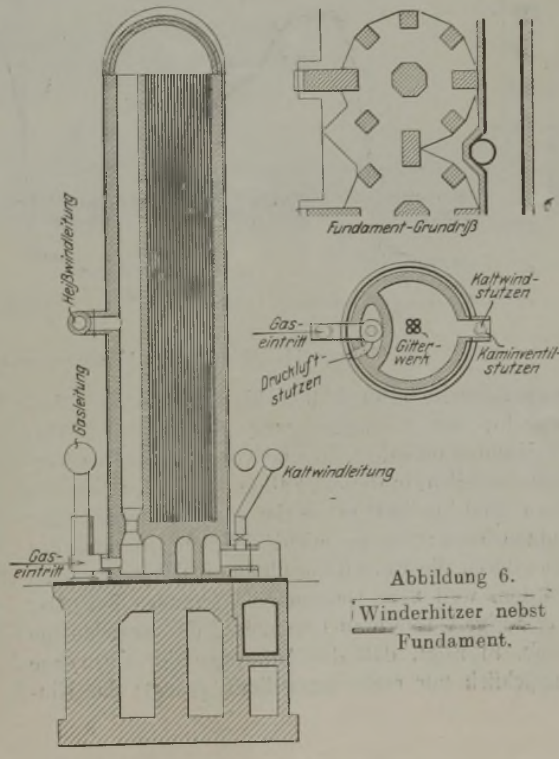


Abbildung 6. Winderhitzer nebst Fundament.

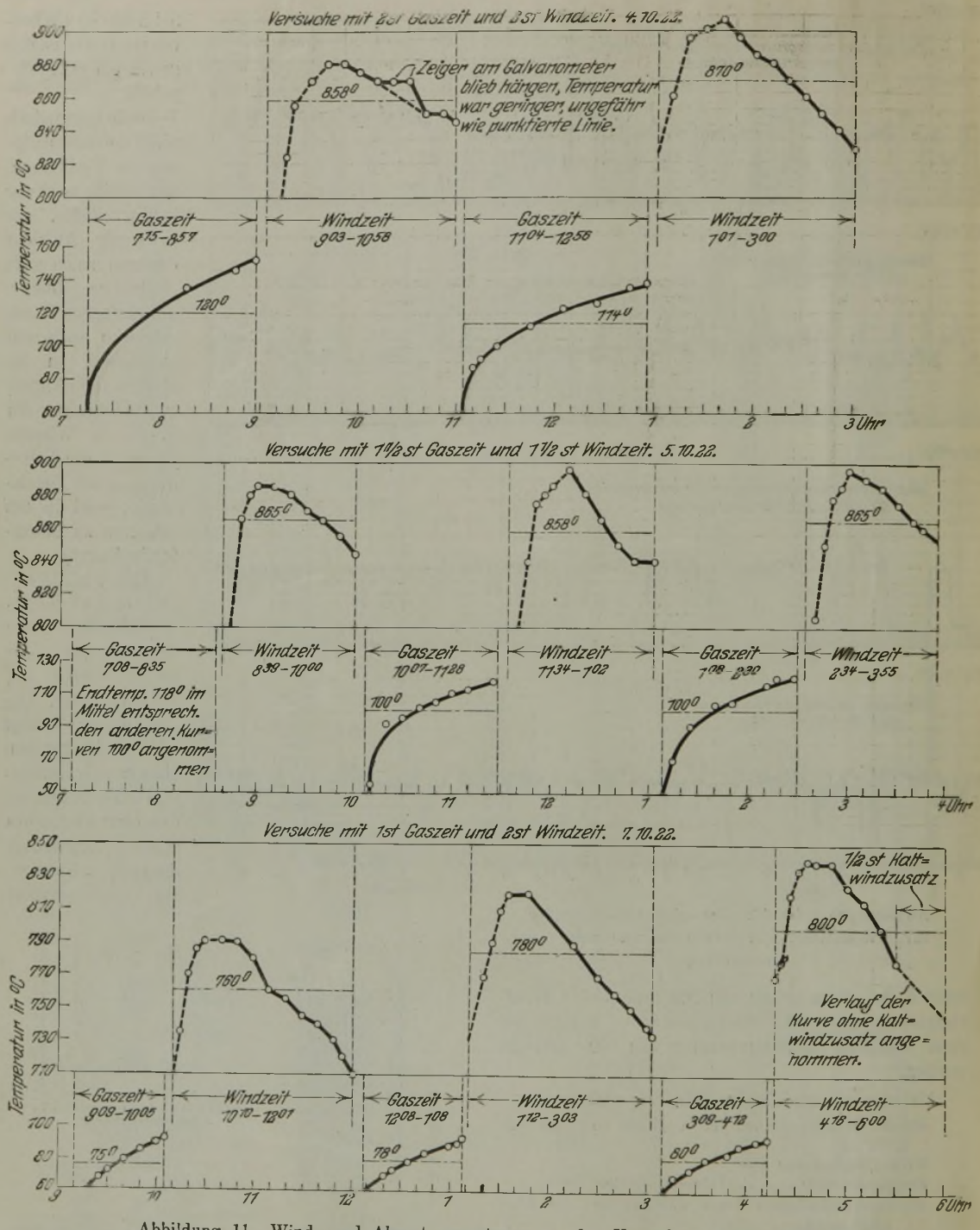


Abbildung 11. Wind- und Abgastemperaturen aus den Versuchen an Winderhitzer I.

normalerweise etwa 10 000 bis 12 000 m³ stündlich braucht, der Umstellvorgang aber etwa 15 bis 20 Minuten erfordert, so sind von den anderen Verbrauchsstellen, in diesem Falle nur von den Kesseln, etwa 2500 bis 3000 m³ in der genannten Zeit mehr aufzunehmen; ist das nicht möglich, so muß das Gas durch die Entlüftungsklappe ins Freie gelassen werden, weil kein Gasometer vorhanden ist. Das zugehörige Gasverbrauchsschaubild der Kesselanlage (Abb. 8) zeigt, daß die Aufnahme der Gasmenge tatsächlich nur recht mangelhaft gelingt; das Einstellen der Brenner für die kurze Zeit ist zu mühsam. Die Folge davon ist schlechte Verbrennung in den Kesseln, Rückgang des Dampfdruckes und Ablasen der Ueberdruckklappen an der Gasleitung, also Verlust an allen Enden statt Gewinn.

Durch Versuche war festgestellt worden, daß man mit vollem Luftdruck einem Winderhitzer stündlich bis zu 24 000 m³ Gas zuführen und dabei noch vollkommene Verbrennung erzielen kann. Um nun die lästigen Druckspitzen beim Umstellen zu vermeiden, wurde einfach dem Apparat des anderen

Ofens für die Umstellzeit die gesamte Gasmenge zugeführt. Die Schaubilder Abb. 9 und 10 zeigen, daß der Druckausgleich gelungen ist. Die Abhitze erhöht sich bei dieser Steigerung nur auf 140 °. Die Apparatwärter bekommen sehr bald im Einstellen der Heizung eine derartige Uebung, daß fast immer mit guter Verbrennung, d. h. geringem Sauerstoffüberschuß, gearbeitet wird.

In den letzten Wochen hat Herr Pfoser an den Winderhitzern der Reinholdhütte Messungen vorkaum, die mittlere Temperatur ist annähernd gleich, die Abnahme entspricht also im zweiten Falle der Aufnahme; die Abgastemperatur ist geringer. Das Schaubild zeigt ferner, daß der Apparat im Gleichgewichtszustand ist, d. h. er erschöpft sich nicht. Auch beim Betrieb des Apparates mit doppelter Gasmenge in einstündiger Heiz- und zweistündiger Blasezeit erschöpft sich der Apparat nicht, sondern die Temperatur steigt nach der dritten Heizperiode. Hier ist zur Erklärung der niedrigen Abgastempera-

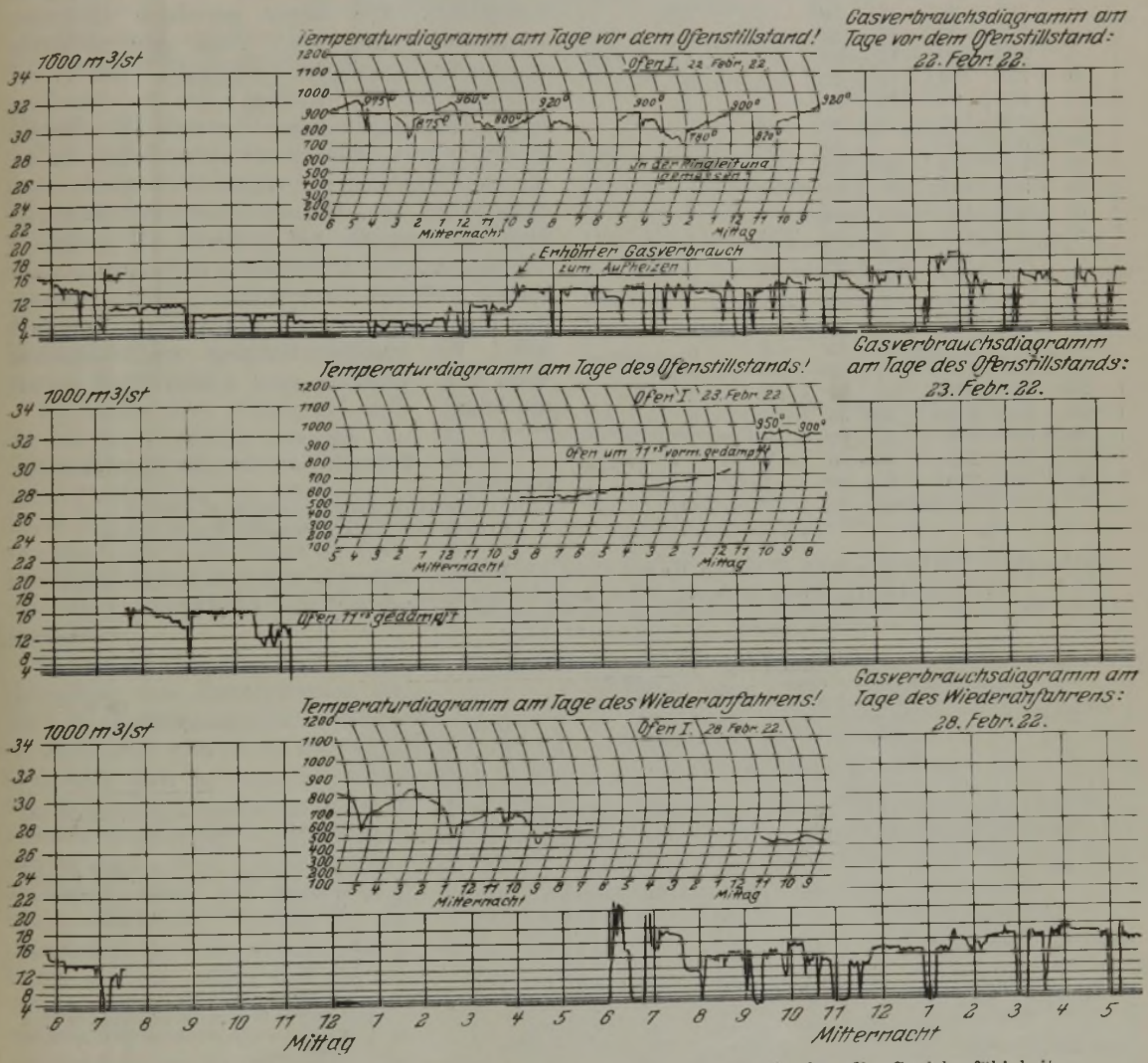


Abbildung 12. Temperatur- und Gasverbrauchsschaubilder als Beweis für die Speicherfähigkeit.

genommen, um die Erfüllung der Abnahmebedingungen darzutun. Abnahmeversuche ließen sich in der ersten Zeit mangels geeigneter Meßstellen nicht mit der nötigen Genauigkeit durchführen. Die Ergebnisse sind in Abb. 11 und Zahlentafel 1 festgelegt. Eine Wärmebilanz ist diesen Versuchen leider nicht beigefügt, die Abgastemperaturen, die Angaben über Ladezeit, Blasezeit und Heißwindtemperatur lassen aber zur Genüge erkennen, daß der Betrieb wirtschaftlich ist.

Ein Unterschied im Verlauf der Temperaturkurven bei zweistündiger Heiz- und zweistündiger Blasezeit und bei $1\frac{1}{2}$ stündigem Wechsel ergibt sich

turen zu sagen, daß vorher zwei Tage mit nur 700 ° geblasen wurde, weil der Ofen zu heiß war.

Aus der Zusammenstellung der Abgasanalysen in Zahlentafel 2 ergibt sich die gute Verbrennung. Lediglich bei den zwei letzten Analysen des letzten Versuchs wurde Kohlenoxyd neben geringen Spuren Sauerstoff gefunden; eine Verstärkung der Luftzufuhr würde den Fehler beseitigt haben.

Für einen großen Hochofenbetrieb, der als Gaslieferer der ganzen Hütte dient, ergibt sich also folgendes: Bei sechs Oefen werden alle zwei Stunden sechs Winderhitzer umgestellt, auf jeden Ofen kommen etwa fünf bis acht Abstiche in 24 Stunden, bei

Zahlentafel 1. Druckmessungen an Winderhitzer I, bei Stahlwerk Becker A.-G., Abt. Reinholdhütte, Krefeld-Rheinhafen.

Gasdruck vor Gasventil	Luftdruck		Stat. Druck der Verbrennungsgase				
	nach Ventilator	in der Düse	Schauloch	Kuppel	nach Gitterwerk (Tragsäulen)	Abgasventil nach Cowper	Kaminkanal
	in mm WS						
—	350	90	— 12	+ 20	— 5	— 7[1])	
—	350	90	— 12	+ 20	— 5	— 7	
—	350	90	— 12	+ 20	— 5	— 7	— 13
125	350	90	— 12	+ 22	— 5	— 7	
125	350	90	— 12	+ 20	— 5	— 7	
86	350	125	— 8	+ 30	— 3	— 5	
70	350	125	—	+ 30	—	—	— 13
75	350	125	— 10	+ 28	— 4	— 5	
70	350	125	— 10	+ 30	— 4	— 5	
60	350	125	— 8	+ 30	— 4	— 6	
60	350	150	— 5	+ 30	— 5	— 6	— 14
55	350	147	— 5	+ 30	— 5	— 5	
60	350	170	— 5	+ 30	— 5	— 5	
60	350	170	— 5	+ 32	— 5	— 5	
100	350	200	— 5	+ 30	— 4	— 5	
120	350	270	— 8	+ 25	— 5	— 5	
105	350	270	—	+ 30	—	— 5[2])	
95	350	270	— 10	+ 30	— 5	— 5	
80	350	270	— 5	+ 35	— 5	— 5	
100	350	270	— 5	+ 40	— 4	— 4	
100	350	270	— 5	+ 40	— 8	— 7	— 13
105	350	270	— 3	+ 40	— 7	— 7	
—	—	—	— 14	+ 20	— 7	— 8[3])	

denen das Gebläse gedrosselt wird. Alles das gibt Schwankungen in der Gaslieferung. Dafür einen Ausgleicher zu finden, ist ein dringendes, hier oft zum Ausdruck gebrachtes Bedürfnis. Der Ausgleicher ist gefunden im P.-S.-S.-Winderhitzer mit der Schiffer-Strack-Röhrenzustellung.

Für die Speicherfähigkeit wurde noch folgender Nachweis erbracht: Gelegentlich einer fünftägigen Dämpfung des Ofens wegen Koksmangels wurden die Apparate schon am Tage vor dem Dämpfen hochgeheizt. Die zuletzt gemessene Heißwindtemperatur betrug 950°. Nach dem Stillsetzen wurden die Apparate gut verschraubt. Beim Wiederanfahren nach 137 Stunden zeigte das Pyrometer in der Heißwindleitung am Ofen noch 540°. Bereits in der zweiten Windperiode werden 680°, in der dritten 720° und in der vierten 820° erreicht (siehe Schaubilder Abb. 12), ein Beweis für das augenblickliche Reagieren auf größeren oder geringeren Gasverbrauch, damit verbunden das außerordentlich schnelle Aufheizen der Apparate. Darin liegt besonders für Betriebe mit einem Ofen eine große Sicherheit. Wie mancher Rohgang wird vermieden, wenn man rechtzeitig ganz heißen Wind anwenden kann.

[1]) Die Messungen wurden alle Minuten vorgenommen.
[2]) Gas-Drosselklappe wurde zugedreht.
[3]) Gas und Luft abgestellt, Kamin offen.

Zahlentafel 2. Mittelwerte aus den Versuchen an Winderhitzer I, mit P.-S.-S.-Verfahren bei Stahlwerk Becker A.-G., Abt. Reinholdhütte, Krefeld-Rheinhafen.

Gasperiode:

Datum	Zeit		Gasdruck vor Drosselklappe	Luftdruck nach Ventilator	in der Düse	Abgase					Bemerkung
						Temp. nach Cowper	CO_2	O_2	CO	stat. Druck nach Cowper	
	von	bis	mm WS	mm WS	mm WS	°C	%	%	%	mm WS	
4. 10. 22	7,15—	8,57	60	318	125	120	23,6	1,6	0	—	Gasverbrauch nach de Bruyn etwa 22 000 bis 24 000 m³ für zwei Apparate auf Gas, Gasklappe 1/3 offen.
	11,04—	12,56	105	340	120	114	24,0	1,3	0	—	
5. 10. 22	7,00—	8,35	80	320	125	100[1])	24,1	1,1	0	—	[1]) Nur Endtemperatur mit 118° notiert, entspricht einer mittleren Temperatur von 100°, Gasklappe 1/3 offen.
	10,07—	11,28	95	355	130	100	24,8	0,7	0	— 8	
	1,08—	2,30	80	335	130	100	24,6	0,6	0	— 5	
7. 10. 22	9,09—	10,05	93	420	208	75	23,3	1,0	0	— 5	Gasklappe 1/2 offen. Cowper erhält etwa 20 000 m³/st Gas.
	12,08—	1,08	88	410	240	78	23,6	0,1	2,1	—	Erhält etwa 19 000 m³.
	3,09—	4,12	76	405	288	80	24,2	0,2	0,7	— 5	Erhält etwa 19 000 m³. Winderhitzer I erhielt während der Versuche die gesamte Gasmenge.

Windperiode:

Datum	Zeit		Kaltwind statischer Druck vor Cowper	Heißwind nach Cowper vor Heißwindschieber				Bemerkung
				Temperatur am Anfang der Windperiode	Ende der Windperiode	mittlere Windtemperatur	Temperaturabfall	
	von	bis	mm WS	°C	°C	°C	°C	
4. 10. 22	9,03—	10,58	475	880	845	858	35	2 st Gaszeit.
	1,01—	3,00	490	905	830	870	75	2 st Windzeit.
5. 10. 22	8,39—	10,00	442	885	845	865	40	
	11,34—	1,02	485	895	840	858	45	1 1/4 st Gaszeit.
	2,34—	3,55	550	895	860	865	35	1 1/2 st Windzeit.
7. 10. 22	10,10—	12,01	460	790	710	760	80	1 st Gaszeit.
	1,12—	3,03	500	820	735	780	85	2 st Windzeit.
	4,16—	6,00	508	840	745[2])	800[2])	95[2])	Von 5,30—6,00 Kaltwindzusatz. [2]) Temperaturverlauf angenommen, siehe Kurve.

Die P.-S.-S.-Beheizung der Winderhitzer, die auf deutschen Hüttenwerken bis dahin nur auf dem Erfinderwerk angewandt wurde, hat sich auf dem jüngsten Hochofenwerk des rheinisch-westfälischen Bezirks ausgezeichnet bewährt. Die große Anpassungsfähigkeit an die Erfordernisse des Betriebes, gute Speicherfähigkeit, wirtschaftlicher Betrieb machen die Einrichtung in der heutigen Zeit des Kohlenmangels für ein Hochofenwerk außerordentlich wertvoll.

Eigenschaftsänderungen durch Wärmebehandlung unterhalb der Umwandlungspunkte.

Von Dr.-Ing. Georg Welter in Frankfurt a. M.

(Ausschuß durch unsachgemäßes Glühen. Einfluß von Glühtemperatur und Glühdauer auf die mechanischen Eigenschaften von Eisendraht. Stetige und stufenweise Abkühlung im Ofen. Abhängigkeit der Festigkeit und Dehnung von der Abkühlung unterhalb A_1. Theoretische Schlußfolgerungen.)

Nach dem Eisen-Kohlenstoff-Schaubild findet unterhalb etwa 700 ° keine Umwandlung mehr statt. Wenn das Glühgut bei der Abkühlung die Perlitlinie (A_1) durchschritten hat, müßte es ohne Einfluß auf den Werkstoff sein, wie die weitere Abkühlung vor sich geht. Ein Stahl, der unmittelbar unterhalb der Perlitlinie abgeschreckt wird, müßte dieselben physikalischen Eigenschaften haben wie ein Stahl, bei dem die Abkühlung langsam im Ofen erfolgt.

Die Praxis zeigt jedoch, daß auch die Art der Abkühlung unterhalb des Umwandlungspunktes A_1 von Einfluß auf die Güteziffern des schmiedbaren Eisens sein kann. Beim Weichglühen von Stahl wird in der Praxis diese Abkühlung im allgemeinen durch Verpacken des Glühgutes in Kästen sehr langsam durchgeführt.

So werden beispielsweise bei der Herstellung von Patronenhülsen aus Stahl die in Kästen verpackten Hülsen im Ofen bis auf etwa 100 bis 200 ° abgekühlt und dann in besonders vorgewärmte Kühlkammern gebracht, wo sie weiter bis auf Zimmertemperatur langsam abkühlen können. Erst dann werden die Kästen entleert und der Werkstoff weiter verarbeitet. Werden die Patronenhülsen zu früh aus den Glühkästen entfernt, derart, daß die Abkühlung unterhalb 100 ° bzw. 200 ° rascher erfolgt, so treten bei der Weiterverarbeitung im Betriebe erhebliche Störungen ein. Die Ausschußziffer steigt beim Verarbeiten durch Ziehen um ein Vielfaches. Bei langsamer Abkühlung hingegen treten Störungen dieser Art nicht auf.

Um dieses eigenartige Verhalten des Stahles beim Glühen einer Klärung näherzubringen, wurde der Einfluß der Glühtemperatur, der Glühdauer, im besonderen aber der einer stetigen und stufenweisen Abkühlung nach dem Glühen, auf die mechanischen und metallographischen (Korngröße) Eigenschaften von Stahldraht eingehend untersucht. Als Versuchsstoff wurde Draht von 4 mm Φ mit 0,1 % C gewählt. Außerdem wurde der Einfluß der Abkühlung nach dem Glühen an zwei weiteren Stahlsorten mit 0,6 und 0,8 % C ermittelt.

Durch Vorversuche wurde festgestellt, daß zum völligen Weichglühen des zur Untersuchung vorliegenden Stahldrahtes eine Temperatur von etwa 750 ° bei 30 min Glühdauer ausreichend war.

1. Stetige Abkühlung im Ofen (Abb. 1). Die Proben wurden bei 750 ° 20 min geglüht, dann wurde der Ofen abgestellt und bei verschiedenen Temperaturen in Abstufungen von 100 ° je zwei

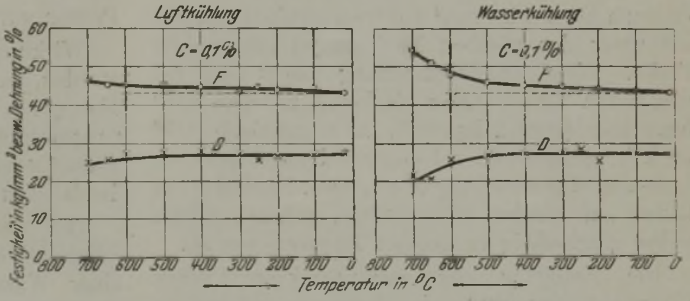


Abbildung 1. Bei stetiger Abkühlung im Ofen.

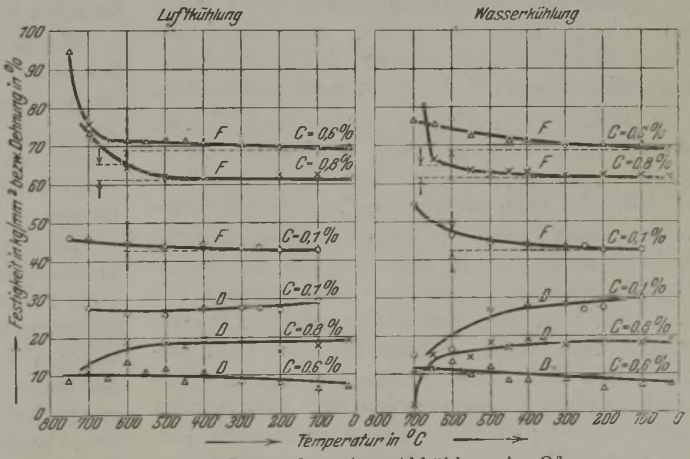


Abbildung 2. Bei stufenweiser Abkühlung im Ofen.

Abbildungen 1 und 2. Einfluß verschiedener Abkühlungsgeschwindigkeit unter A_1 auf die Eigenschaften.

Proben aus dem Ofen entnommen, von denen die eine in Wasser abgeschreckt, die andere an der Luft abgekühlt wurde. Die gesamte Glühdauer betrug etwa 2 st.

In Abb. 1 sind die Versuchsergebnisse zusammengestellt. Hieraus geht hervor, daß die luftgekühlten Proben bei einer Glühtemperatur von 700 ° etwa 46 bis 47 kg/mm² Festigkeit bei 25 % Dehnung aufweisen. Diese Werte dürfen sich nach dem Eisen-Kohlenstoff-Schaubild bei einer Abkühlung unterhalb etwa 700 ° nicht ändern; die Kurve der Festig-

keitswerte müßte von etwa 700 ° an vollkommen wagerecht verlaufen.

Dies ist jedoch, wie bereits aus der Kurve der luftgekühlten Proben hervorgeht, nicht der Fall. Die Festigkeitswerte nehmen selbst bei Temperaturen, die weit unterhalb 600 ° liegen, von 46 kg/mm² ziemlich gleichmäßig weiter ab, so daß die Proben bei Zimmertemperatur nur noch 43 kg/mm² Festigkeit bei 27 % Dehnung[1]) aufweisen, was einer Abnahme um etwa 5 % entspricht. Die Temperatur von 600 °, die auch den weiteren Betrachtungen zugrunde liegt, wurde mit Rücksicht darauf als obere Grenze gewählt, um sicher zu sein, daß die Perlitlinie völlig unterschritten wurde. Es scheint eine Art von Lufthärtung bei den aus dem Ofen entfernten Proben zu erfolgen, die diese Unterschiede der mechanischen Werte hervorruft.

Noch deutlicher tritt dies bei den in Wasser abgeschreckten Proben in Erscheinung. Oberhalb 700 ° beeinflußt die übliche Härtung die mechanischen Werte (Festigkeit 54 kg/mm², Dehnung 22 %). Aber auch die bei 650 ° abgeschreckte Probe weist eine um etwa 6 kg/mm² höhere Festigkeit auf als die unter den gleichen Bedingungen luftgekühlte Probe. Diese Abschreckwirkung macht sich bei sämtlichen Temperaturen bis herab zu etwa 300 ° bemerkbar (etwa 1 kg/mm²). Erst unterhalb 300 ° ist kein nennenswerter Unterschied mehr zwischen Luft- und Wasserkühlung zu erkennen. Beide Kurven laufen auf gleicher Höhe weiter, nehmen jedoch weiter gleichmäßig zu tieferen Temperaturen ab.

Die Festigkeit der abgeschreckten Proben nimmt von etwa 600 ° an bis Zimmertemperatur um 4,5 kg/mm² ab, entsprechend etwa 10 % der Werte des weichgeglühten Werkstoffs. Der Korndurchmesser aller Proben betrug etwa 0,017 bis 0,018 mm. Wesentliche Unterschiede waren nicht nachweisbar.

2. Stufenweise Abkühlung im Ofen (Abb. 2). Drei weitere Versuchsreihen wurden so durchgeführt, daß sämtliche Proben zuerst etwa 1 st bei 750 ° im Ofen geglüht wurden. Nachdem die beiden ersten Proben für Luft- und Wasserkühlung entfernt waren, wurde der Ofen auf die nächstfolgende niedrige Temperaturstufe eingeregelt und etwa 15 min auf dieser Temperatur gehalten. Hierauf wurden zwei weitere Proben aus dem Ofen entnommen und so weiter in Stufen von je 100 ° bis herab zu einer Temperatur von 100 °. Die gesamte Glühzeit betrug bei dieser Versuchsreihe etwa 4 st. Für den Stahl mit 0,1 % C stimmen die erhaltenen Werte gut mit denen der Abb. 1 überein. Die Aenderung der Festigkeitswerte ist trotz der doppelten Glühdauer nicht größer.

Auch bei dem Stahl mit 0,8 % C beträgt der Unterschied der bei 600 ° und 20 ° luftgekühlten Proben etwa 5 % der Werte des weichen Werkstoffs, während bei den unter den gleichen Bedingungen behandelten und jeweils in Wasser abgeschreckten Proben der Unterschied etwa 8 % ausmacht. Der Korndurchmesser der Proben war mit 0,02 mm bei beiden Abkühlungsarten zwischen 600 ° und 20 ° etwa gleich.

Bei dem Stahl mit 0,6 % C wiesen die mechanischen Werte zwischen Proben, die bei 600 ° und bei Zimmertemperatur in Luft gekühlt wurden, einen Unterschied von etwa 4 % auf. Bei Wasserkühlung betrug der Unterschied etwa 11 %. Das Korn wurde durch die Art der Abkühlung unterhalb 600 ° in seiner Größe nicht verändert.

3. Erklärungsversuch. Die vorliegenden Versuche zeigen, daß reiner Kohlenstoffstahl, entgegen dem heutigen Stande der Forschung, auch unterhalb des Umwandlungspunktes A_1 (etwa 700 °) in seinen mechanischen Eigenschaften noch wesentlich beeinflußt werden kann. Beim Erkalten im Ofen bis auf Zimmertemperatur wird der Werkstoff weicher und weist etwa um 5 % geringere Festigkeitswerte auf, als dies bei luftgekühlten Proben der Fall ist, die bei 600 ° aus dem Ofen entnommen werden. Noch deutlicher tritt diese Wirkung bei wassergekühlten Proben auf (10 %).

Wirkungen dieser Art sind, soweit sie beobachtet wurden, bis heute nur durch Veränderungen der Korngröße infolge des Glühens oder durch Legierungsbestandteile, wie Nickel, Chrom usw., im Stahl erklärt worden. Beide Erklärungsmöglichkeiten scheiden bei den vorliegenden Versuchen aus.

Die Veränderungen der mechanischen Eigenschaften von Stahl, der unterhalb der Perlitlinie einer Wärmebehandlung unterzogen wird, dürfte vielmehr auf zwei verschiedene Ursachen zurückzuführen sein.

Würde man als Ursache eine neue, bisher unbekannte Umwandlung im α-Eisen annehmen, so dürften die Festigkeitswerte nicht, wie dies der Fall ist, stetig abnehmen, sondern es müßte an dem Punkte, an dem eine neue Phase eintritt, eine Diskontinuität der mechanischen Werte festgestellt werden können.

Verständlicher wird aber das Verhalten der mechanischen Werte, wenn man annimmt, daß sehr viele kleinere Umwandlungen im Gebiet des α-Eisens auftreten, wie dies auch neuerdings durch die Arbeiten von Borelius und Gunneson[1]) wahrscheinlich gemacht worden ist. Alsdann können die Uebergänge der mechanischen Werte nicht mehr deutlich zum Ausdruck kommen, sondern sie würden, wie im vorliegenden Falle, einen gleichmäßig abnehmenden Verlauf zeigen.

Weiter kann ferner das Verhalten des Stahls unterhalb A_1 auf den Umstand zurückgeführt werden, daß die γ/α-Umwandlung bei der Perlitlinie selbst bei sehr langsamer Abkühlung nicht restlos vor sich geht, daß submikroskopische Ueberreste von γ-Eisen im α-Eisen zurückbleiben, die sich erst bei niedrigeren Temperaturen nach und nach völlig im α-Eisen zu lösen vermögen.

[1]) Die Dehnungswerte verlaufen wie bei den meisten Zerreißversuchen ziemlich ungleichmäßig und werden in diesem Falle nicht als maßgebend bewertet.

[1]) Ueber eine neue Art von Umwandlungen in Eisen. Annalen der Physik 67 (1922), S. 227/52.

Diese Annahme scheint sich mit den vorliegenden Versuchsergebnissen ziemlich restlos zu decken. Bei der Ermittlung des Einflusses von Abkühlung und Glühdauer der Proben wiesen die luftgekühlten Proben nach einer Glühdauer von nur 5 min keinerlei Veränderung mehr auf, während die wassergekühlten Proben noch nach 20 min Unterschiede der mechanischen Werte ergaben. Die Annahme der γ-Eisen-Reste kann ferner das Verhalten der mechanischen Werte der luftgekühlten und in Wasser abgeschreckten Proben verständlich machen. In diesem Falle wäre auch unterhalb 700° noch eine Härtung möglich, die um so stärker ist, je schroffer die Abkühlung vor sich geht. Bei Wasserkühlung tritt die Erscheinung auch am deutlichsten auf. Mit abnehmender Temperatur lösen sich allmählich auch die letzten Reste des γ-Eisens, so daß von 300° an keine Unterschiede mehr zwischen der Art der Abkühlung (Luft- oder Wasserkühlung) erkennbar sind. Unterhalb 300° sind aber noch weitere Abnahmen der mechanischen Werte zu verzeichnen, ohne daß jedoch ein Unterschied zwischen den verschiedenen Arten der Abkühlung festgestellt werden kann, was darauf hindeutet, daß die Auflösung der γ-Eisen-Reste nur noch sehr langsam vonstatten geht.

Eine weitere experimentelle Erforschung der Vorgänge unterhalb A_1 dürfte für die Technik von Nutzen sein.

Zusammenfassung: Entgegen den Folgerungen aus dem Eisen-Kohlenstoff-Schaubild können reine Kohlenstoffstähle auch unterhalb des Umwandlungspunktes A_1 in ihren mechanischen Eigenschaften durch Wärmebehandlung wesentlich beeinflußt werden. Veränderungen der mechanischen Werte bis zu 10 % konnten durch verschiedene Abkühlungsbedingungen ermittelt werden. Diese Art Härtung bei niedrigen Temperaturen dürfte auf submikroskopische Ueberreste von γ-Eisen im α-Eisen, die sich erst bei niedrigen Temperaturen völlig lösen, zurückzuführen sein.

Umschau.

Theoretische und praktische Möllerberechnung[1]).

(Mitteilung aus dem Eisenhüttenmännischen Institut der Technischen Hochschule zu Aachen.)

Die im Schrifttum behandelten Möllerberechnungsverfahren nach Mrazek, Platz, Blum und Mathesius unterscheiden sich durch die verschiedene Behandlung der Tonerde. Mrazek stellt sie als Base, Platz als Säure, Blum als neutralen Körper und Mathesius als besondere Komponente bei der Möllerberechnung ein. Bezüglich der Einzelheiten der Berechnungsverfahren sei auf das Schrifttum verwiesen.

Allgemein kann gesagt werden, daß es am günstigsten ist, einen selbstgehenden Möller zu verwenden. In vielen Fällen wären auch die Hütten in der Lage, einen solchen herzustellen. Außer den Erzvorräten sind aber auch noch andere Umstände zu beachten. Die Schlackenmenge muß richtig gewählt sein, und man muß auch auf die verschiedene Reduzierbarkeit, sowie auf die mulmige Beschaffenheit von Erzen Rücksicht nehmen. Nicht zuletzt beeinflussen die Größe des Vorrates und der Preis der Erze die Zusammensetzung des Möllers.

Alle Berechnungsverfahren enthalten eine Reihe von Annahmen, die die Genauigkeit des Ergebnisses wesentlich beeinträchtigen. So sind z. B. der Anteil der Mangan- und Siliziumreduktion Erfahrungswerte, die in einzelnen Betrieben schwanken. Außerdem ist es unmöglich, den Nässegehalt und die Verstaubungsverluste bei den Erzen, sowie die Asche- und Wassergehalte des Kokses genau in Rechnung zu stellen. Aus diesen Gründen wird ein Hochofenwerk die infolge zu langer oder zu kurzer Schlacke notwendige Mölleränderung kaum auf Grund einer ausführlichen Möllerberechnung vornehmen, sondern in den meisten Fällen rein gefühlsmäßig vorgehen.

Für die Anwendung der ausführlichen Möllerberechnung kommen also nur folgende Fälle in Frage:

1. Die Inbetriebnahme des Ofens.
2. Umsetzen auf eine andere Eisensorte.
3. Mölleränderung infolge neuer Erzsorten.

Zur Beurteilung der einzelnen Berechnungsverfahren war es notwendig, für die einzelnen Industriebezirke typische Verhältnisse zugrunde zu legen und bei der Durchrechnung der Beispiele auch die im Betriebe üblichen Faustformeln oder abgekürzten Verfahren zu berücksichtigen und mit den ersteren zu vergleichen. Bezüglich der Einzelheiten sei auf den ausführlichen Bericht des Hochofenausschusses hingewiesen.

Minettebezirk. Möllerberechnungen für Thomas- und Gießereiroheisen zeigten, daß alle vier eingangs erwähnten Berechnungsverfahren gute Ergebnisse liefern.

Siegerland. Möllerberechnungen für Spiegeleisen von 10 und 20% Mangan, sowie für Hämatiteisen zeigen ebenfalls die Brauchbarkeit aller Berechnungsarten. In gleicher Weise bewährt sich aber das dort übliche abgekürzte Verfahren. Hierbei wird der Rückstand im Erz mit 2,25 multipliziert, wobei die Koksasche nicht besonders in Rechnung gestellt wird. Der Erfahrungswert ist wie folgt zu erklären: Nimmt man als mittlere Schlackenziffer $\frac{CaO}{SiO_2} = p = 1{,}26$ an und betrachtet den Rückstand als reine SiO_2, den Kalkstein als reines $CaCO_3$, so verlangt 1 kg SiO_2 zur Verschlackung 1,26 kg CaO = 2,25 kg $CaCO_3$. Durch Verunreinigung des Kalksteins sowie die Kieselsäure der Koksasche wird der Faktor erhöht, durch den nicht berücksichtigten Kalkgehalt der Erze und die Unreinheit des Rückstandes erniedrigt. Weicht die Möllerzusammensetzung erheblich von der üblichen ab, so versagt das sonst gute, abgekürzte Verfahren.

Niederrheinisch-westfälischer Industriebezirk. Infolge der verschiedenen Erze und eisenhaltigen Abfallstoffe, die hier verhüttet werden, liegen die Verhältnisse viel verwickelter. Für ein Beispiel zur Erzeugung von Thomaseisen geben die Verfahren nach Platz, Blum und Mathesius gute Werte. Bei einem Stahleisenmöller sind nur die Ergebnisse von Mathesius und Blum verwendbar. Außer der Berechnungsart nach Mathesius haben alle anderen Verfahren den Nachteil, daß man die ganze Rechnung zu Ende führen muß, bevor man einen Ueberblick erhält, ob der gewählte Möller überhaupt brauchbar ist. Aus allen Beispielen geht deutlich hervor, daß bei vollständiger Analyse der Erze das Verfahren nach Mathesius das einfachste, übersichtlichste und verläßlichste ist. Da Vollanalysen aber sehr teuer und zeitraubend sind, so wird in sehr vielen Fällen zu Faustformeln oder abgekürzten Verfahren gegriffen. Von diesen seien hier einige kurz erwähnt.

Statt des früher angegebenen Faktors 2,25 wird der Rückstand vielfach auch mit zwei multipliziert und dann noch ein achtprozentiger Zuschlag vom Rohkoksgewicht gegeben (1 kg Rückstand erfordert 1 kg CaO;

[1]) Auszug aus Bericht Nr. 62 des Hochofenausschusses. Zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H. in Düsseldorf. Vgl. St. u. E. 43 (1923), S. 220.

1 kg CaO = 2 kg Kalkstein). Das Verfahren läßt sich nur bei Erzen mit geringem Basengehalt anwenden, liefert dann aber recht gute Ergebnisse. Ein selbstgehender Möller läßt sich damit nicht errechnen.

Liegen auch kalkige Erze vor, so muß bei Verwendung einer Faustformel der für jedes Erz in Prozenten des Erzgewichtes ausgedrückte Kalksteinzuschlag errechnet werden, der nötig wäre, wenn das Erz allein verhüttet werden würde, bzw. bei basischer Gangart die Menge Kalkstein, die der Basenüberschuß des Erzes ersetzt. Wir erhalten somit Erze, die einen Kalkmangel, und Erze, die einen Kalküberschuß haben. Aus diesen Angaben läßt sich dann bei einem bestimmten Möller der notwendige Kalksteinzuschlag errechnen. Theoretisch hat dieses Verfahren keine Bedenken, da die Zuschlagsziffern genau nach Mathesius oder auch nach Platz oder Blum errechnet werden können. Soll ein selbstgehender Möller errechnet werden, so läßt sich der Kalkstein durch eine entsprechende Menge eines Erzes mit basischer Gangart ersetzen.

Mit einer dritten Faustformel errechnet man den prozentualen Anteil der Kieselsäure und des Kalkes im Möller, multipliziert den ersten mit 3, dividiert den zweiten durch 0,6. Die Differenz ergibt dann den Kalksteinzuschlag. Für besondere Sorten, wie für Stahleisen bzw. Spiegeleisen, werden 3 bis 5% bzw. 8% mehr Kalkstein zugegeben. Die Erhöhung bei Erzeugung der Sondersorten ist durch den dabei höheren Kokssatz erforderlich. Auch diese Faustformel zeigt gute Ergebnisse. Für einen Hämatitmöller geben die Rechnung nach Mathesius, sowie nach den oben angeführten Faustformeln sehr gute Uebereinstimmung, während nach Blum und insbesondere nach Platz der Kalksteinzuschlag viel zu gering ist.

Küstenbezirk. Hier werden fast nur Erze mit saurer Gangart verhüttet, so daß man im allgemeinen mit der ersterwähnten Faustformel ausreichen wird. Sind die Verhältnisse aber ganz unbekannt, so wird man zu der Berechnung nach Mathesius greifen.

Oberschlesien. Die wesentliche Eigenart des Hochofenbetriebes ergibt sich durch die Verwendung von Dolomit statt Kalkstein. Die Ergebnisse der verschiedenen Verfahren stimmen gut überein. Nur bei Blum muß man besser das Verhältnis $\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$ zugrunde legen, um brauchbare Ergebnisse zu erhalten. Für Faustformeln ist der nach Wedding angegebene Faktor 3 etwas zu hoch. Bei reinem Dolomit würde 2 genügen, kann aber bei sehr hohem Rückstandsgehalt des Dolomites nahe an 3 herankommen. Berücksichtigt man die Verunreinigung des Dolomits, so erhält man mit der Faustformel auch recht gute Ergebnisse.

Zusammenfassend kann gesagt werden:

1. In den meisten Fällen genügt für die Praxis die Errechnung des Möllers mit Hilfe der Faustformeln.
2. Im Minettebezirk geben alle vier theoretischen Möllerberechnungen gute Ergebnisse.
3. Bei wesentlicher Aenderung des Möllers, d. h. bei neuen Erzverhältnissen, gibt nur das Verfahren von Mathesius in allen Fällen brauchbare und verläßliche Werte. *O. von Keil* und *P. Kettler.*

Kaltreckung, innere Spannungen und Nachwirkung.

In einem zusammenfassenden Bericht über diese Erscheinungen gehen Zay Jeffries und R. S. Archer[1]) von einer kurzen Besprechung der bekannten Tatsachen über den Einfluß der Kaltreckung auf die Lage der Proportionalitätsgrenze und deren Beeinflussung durch Altern bzw. Erwärmen bei mäßigen Temperaturen aus[2]). Die unmittelbar nach der Reckung verschwundene Elastizität kehrt durch Altern oder Erwärmen auf Temperaturen bis zu 300° wieder, wobei gleichzeitig Härte und Festigkeit steigen und die Bildsamkeit geringer wird. Fettweis[1]) hat im Jahre 1919 Beobachtungen von A. Le Chatelier über den Einfluß der Temperatur und Versuchsgeschwindigkeit auf die Festigkeitswerte von Flußeisen und Stahl mit den Beobachtungen über die Wiederkehr der elastischen Eigenschaften kalt gereckten Stahles durch Altern bzw. Anlassen auf mäßige Temperaturen verknüpft, indem er beide auf dieselbe Ursache zurückführte. Ein Jahr später hat R. S. Archer im Anschluß an Versuche von Zay Jeffries[2]) die gleiche Auffassung vertreten. Zur Erklärung für beide Erscheinungen wird dabei angenommen, daß der Schubwiderstand auf den Gleitebenen, die sich bei der Reckung gebildet haben, spontan anwächst. Und zwar soll dieses Anwachsen des Gleitwiderstandes um so schneller erfolgen, je höher die Temperatur ist. Wird der Zugversuch so langsam ausgeführt, daß bei Raumtemperatur genügend Zeit zur Wiederkehr der Elastizität gegeben ist, so ist ein Anwachsen der Festigkeit von der gleichen Größenordnung zu erwarten, wie sie in der Blauwärme festgestellt ist. Zum Beleg führt er Versuche von J. F. Bottomley[3]) an weichem Eisendraht an:

	Bruchlast	Dehnung
1. Belastungssteigerung in 10 min .	19.7—20.9 kg	17—22 %
2. 24 st mit 19.5 kg belastet und dann in 25 min zerrissen . .	22.3 kg	15 %
3. 3 Tage mit 19.5 kg belastet und dann zerrissen	23.3 kg	14.4 %
4. mit 18.1 kg belastet und dann unter langsamer Belastungssteigerung in 2 Mon. zerrissen	26 kg	

Es muß betont werden, daß die Verfasser für ihre Annahme, daß der Schubwiderstand auf den Gleitflächen nach erfolgter Verschiebung spontan anwächst, einen Beweis nicht erbringen.

Des weiteren führen die Verfasser auf Grund von Unterlagen aus dem Schrifttum aus, daß die Erscheinung der Steigerung der Festigkeitseigenschaften durch Anlassen bei niedrigen Temperaturen auch bei anderen Metallen als Eisen zu beobachten ist, wenn auch nicht in solcher Stärke.

Im zweiten Teil der Arbeit befassen sich die Verfasser mit der Frage der Nachwirkung, d. h. der Erscheinung, daß ein kalt gereckter Probestab nach der Entlastung nicht sofort seine endgültige Länge annimmt, sondern dieser erst mit ständig abnehmender Geschwindigkeit zustrebt. Als Ursache für diese Nachwirkung nehmen sie innere Spannungen an, die infolge der Formänderung in dem Werkstoff hervorgerufen sind, und die nun die verschobenen Kristallitenteile langsam längs der Gleitebenen in ihre Ausgangsstellung zurückbewegen. Es sei darauf hingewiesen, daß sich diese Auffassung vollkommen mit der schon im Jahre 1918 von H. v. Wartenburg[4]) auf Grund seiner Versuche über die elastische Nachwirkung an metallischen Ein- und Vielkristallproben entwickelten deckt. Die Nachwirkung hört auf, die Probe hat ihre endgültige Länge erreicht, sobald der Werkstoff wieder seine vollkommene Elastizität erlangt hat. Zum Nachweis der inneren Spannungen in einer kalt gereckten Probe führen die Verfasser die Längenänderung an, die ein gezogener zylindrischer Probestab erleidet, wenn die äußerste Schicht abgedreht wird [vgl. E. Heyn[5])].

Im Schlußkapitel behandeln die Verfasser den Ausgleich der inneren Spannungen in kalt gezogenem Patronenmessing durch eine langdauernde Wärmebehandlung bei Temperaturen der beginnenden Rekristallisation (200 bis 300°) auf Grund von Versuchen von H. Moore und S. Beckinsale[6]). *F. Körber.*

[1]) Chem. Met. Eng. 27 (1922), S. 833/7.

[2]) Vgl. insbesondere J. A. van den Broek, Carnegie Scholarship Memoirs 9 (1918), S. 125.

[1]) Fettweis, St. u. E. 39 (1919), S. 1.

[2]) Am. Inst. Min. Eng. 1920, Februar-Sitzung.

[3]) „The Testing of Materials of Construction", Unions, 3. Aufl., S. 113.

[4]) Ber. deutsch. Phys. Ges. 20 (1918), S. 113.

[5]) St. u. E. 37 (1917), S. 442, 474 und 497.

[6]) Trans. Faraday Soc. 17 (1921), S. 162.

Aus Fachvereinen.

American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.

(Frühjahrsversammlung Februar 1923. — Fortsetzung von Seite 1112.)

Ralph A. Sherman und John Blizard, Pittsburgh, berichteten von ihren Untersuchungen über

Die Verbrennlichkeit des Hochofenkokses.

Es ist wiederholt versucht worden, Zahlen über die Verbrennlichkeit des Kokses zu gewinnen, die ältesten Versuche sind wohl die von Thörner[1]) über die Verbrennlichkeit von Koks im Vergleich zu anderen Brennstoffen. In neuerer Zeit gebührt Brassert[2]) das Verdienst, auf die Bedeutung der Verbrennlichkeit für die Bewertung des Hochofenkokses hingewiesen zu haben. Weitere Beiträge stammen von Koppers[3]), Korevaar[4]), Sutcliffe und Evans[5]), F. Häusser[6]) u. a. Sherman und Blizard legen die Zusammensetzung der Verbrennungsgase ihren Untersuchungen zugrunde, die sich auf 25 Versuche mit vier Kokssorten erstrecken. Untersucht wurden:

1. Benham-Koks der Wisconsin Steel Co. aus Kentucky-Kohle, in 29stündiger Garungszeit im Wilputte-Ofen gewonnen.

2. St.-Louis-Koks aus den Roberts-Oefen der St. Louis Coke and Chemical Co., dessen Kohlenmischung zu 90% aus Illinois-Kohle und der Rest aus Pocahontas-Kohle bestand, Garungszeit 15 st.

3. Ueberhitzter Clairton-Koks der Clairton By-Product Coke Co., der aus Connellsville-Kohle im Koppers-Ofen bei einer durchschnittlichen Verkokungstemperatur von 1000° in 19 st 56 min gewonnen war.

4. Ungarer Clairton-Koks, dessen Verkokungstemperatur 870° und dessen Garungszeit 16 st 17 min betrug.

Der Grad der Verbrennlichkeit wird durch die Formel ausgedrückt

$$V = \frac{CO_2 + CO}{2\,CO_2 + CO + 2\,O_2} \times 100,$$

und zwar soll darunter die mittlere Verbrennlichkeit (%) für die Brennstoffschicht zwischen Rost und Probeentnahmestelle verstanden sein. Koksschicht und Windmenge wurden bei allen Versuchen auf gleichbleibender Höhe gehalten.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung und Beschaffenheit der untersuchten Kokssorten.

Kokssorte	Nässe	Flücht. Bestandteile	C	Asche	H_2	N_2	O_2	S	Scheinbares spez. Gewicht	Wirkliches spez. Gewicht	Porosität	Raummetergewicht	Schmelztemperatur d. Asche
	%	%	%	%	%	%	%	%			%	kg	° C
Benham	0,4	1,0	89,0	9,1	0,5	0,6	0,2	0,6	0,95	1,90	50,0	416,5	1165
Clairton (übergar) .	0,1	0,8	85,2	12,1	0,4	0,7	0,9	0,7	1,09	1,95	44,1	480,6	1195
Clairton (ungar) . .	0,5	1,7	83,9	12,4	0,7	1,4	0,6	1,0	1,03	1,97	47,7	458,1	1265
St. Louis	1,3	1,6	81,2	15,2	0,7	1,8	1,1	1,0	0,87	1,84	52,7	362,0	1115

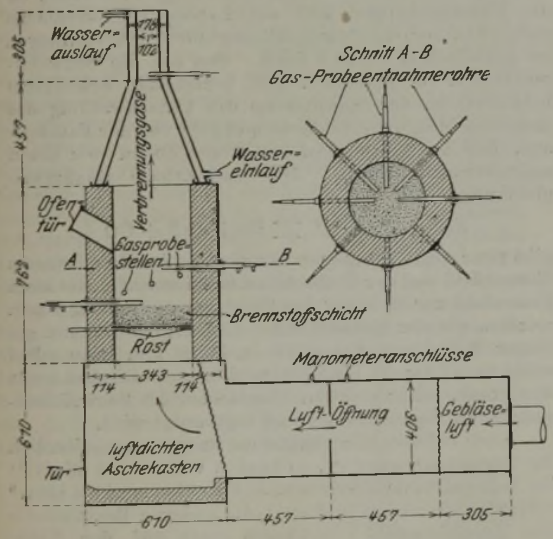


Abbildung 1. Schnitt durch den Versuchsofen.

Die Anordnung des Versuchsofens ist aus Abb. 1 ersichtlich. Die Versuche lehrten, daß beim Benham-Koks der Kohlenoxydgehalt der Abgase mit der in der Zeiteinheit durchgesetzten Brennstoffmenge wächst, während bei den beiden Clairton-Kokssorten eine Verminderung festzustellen war. Der größte Unterschied im Kohlenoxydgehalt betrug für zwei Kokssorten bei gleicher Durchsatzmenge oder für eine bestimmte Kokssorte bei verschiedenen Durchsatzmengen (auf die Zeiteinheit bezogen) ungefähr 6%. Die Gaszusammensetzung wird weder durch die Größe der in der Stunde verbrannten Brennstoffmenge noch durch einen Unterschied

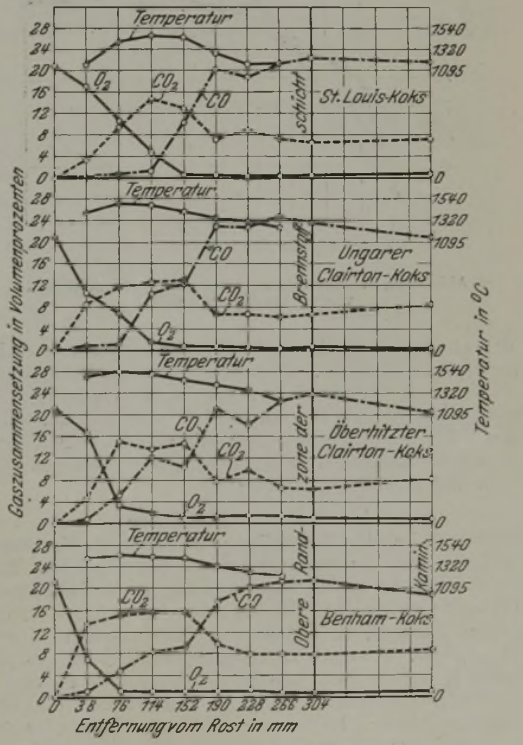


Abbildung 2. Durchschnittliche Gaszusammensetzung und Temperaturen, die für St. Louis-, Clairton- und Benham-Koks im Versuchsofen gefunden wurden.

[1]) St. u. E. 6 (1886), S. 71.

[2]) Hermann A. Brassert: „Notes on Blast-furnace Coke with Particular Reference to Combustibility". 1914. Vgl. St. u. E. 43 (1923), S. 44.

[3]) St. u. E. 41 (1921), S. 1173; 42 (1922), S. 569.

[4]) St. u. E. 43 (1923), S. 431.

[5]) Journ. Soc. Chem. Ind. 41 (1922), S. 196.

[6]) St. u. E. 43 (1923), S. 903/7.

in der Koksbeschaffenheit wesentlich beeinflußt. In Uebereinstimmung mit Kreisinger, Ovitz und Augustine[1]) wurde festgestellt, daß auch die Menge der Verbrennungsluft innerhalb weiter Grenzen praktisch keinen Einfluß auf die Gaszusammensetzung innerhalb der Brennstoffschicht im Ofen ausübt, wohl war eine Aenderung in der Gaszusammensetzung unmittelbar oberhalb der Koksschicht nachweisbar.

Abb. 2 zeigt die durchschnittlichen Gaszusammensetzungen und Temperaturen aller Versuche, die bei einem stündlichen Koksverbrauch von 122 kg je m² Rostfläche mit den vier Kokssorten vorgenommen wurden. Die Kurven für den Benham-Koks und die beiden Clairton-Kokssorten sind einander sehr ähnlich, während der St.-Louis-Koks verschiedene Abweichungen aufweist. Der Sauerstoffgehalt nimmt langsamer ab, und der Kohlensäuregehalt steigt unter sonst gleichen Versuchsbedingungen langsamer als bei den anderen Koks-

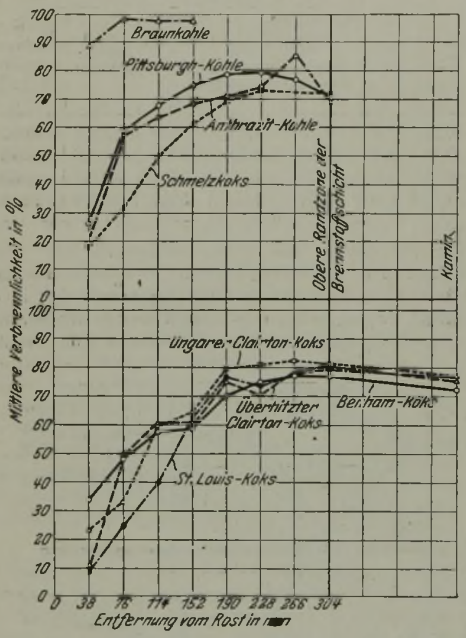


Abbildung 3. Zusammenstellung der Verbrennlichkeit verschiedener Brennstoffe.

sorten, auch liegt die erste Temperaturmessung einige hundert Grad tiefer. Zwischen Oberkante Brennstoffschicht und Kamin nimmt der Kohlenoxydgehalt bei allen Versuchen ab und der Kohlensäuregehalt zu, wahrscheinlich durch Verbrennung mit überschüssiger Luft, die an der Ofenwand emporklettert, oder vielleicht auch nach der Reaktionsgleichung

$$CO + H_2O \rightarrow CO_2 + H_2.$$

Geht man bei der Feststellung der mittleren Verbrennlichkeit von der Sauerstoffkurve des Bereiches Rost bis 6 cm Höhe Brennstoffschicht aus, so ist die Reihenfolge der untersuchten Kokssorten: 1. Benham-, 2. ungarer Clairton-, 3. überhitzter Clairton- und 4. St.-Louis-Koks. Bewertet man anderseits die Verbrennlichkeit des Kokses nach dem Kohlenoxydgehalt im oberen Rande der Brennstoffschicht, so ändert sich die Reihenfolge nach: 1. ungarer Clairton-, 2. St.-Louis-, 3. überhitzter Clairton- und 4. Benham-Koks. Die relative mittlere Verbrennlichkeit schwankt also sehr und hängt von dem jeweiligen Maßstab und dem Geltungsbereich ab.

Abb. 3 zeigt die Zusammenstellung der nach der Formel

$$V = \frac{CO_2 + CO}{2\,CO_2 + CO + O_2} \times 100$$

aus der Zusammensetzung verschiedener Gasproben errechneten Werte für die untersuchten vier Kokssorten, sowie für Braunkohle, Pittsburgh- und Anthrazit-Kohle; Maßstab für die mittlere Verbrennlichkeit ist das arithmetische Mittel. In der Nähe des Rostes ist die Verbrennlichkeit der einzelnen Kokssorten sehr unterschiedlich, die Schaulinien nähern sich einander in einer Entfernung von rd. 15,3 cm vom Rost, um nach stärkeren Abweichungen in der oberen Randzone der Brennstoffschicht dann wieder ziemlich zusammenzulaufen.

Zusammenfassung der Ergebnisse: 1. Die Größe der in der Zeiteinheit verbrannten Brennstoffmenge übt innerhalb weiter Grenzen auf die Zusammensetzung der Verbrennungserzeugnisse keinen wesentlichen Einfluß aus.

2. Die Verbrennlichkeit der verschiedenen Kokssorten ist in den einzelnen Zonen der Brennstoffschicht sehr unterschiedlich.

3. Die aus den Kamingasen errechnete mittlere Verbrennlichkeit beträgt, auf den ganzen Schichtquerschnitt bei einer stündlichen Verbrennung von rd. 122 kg je m² Rostfläche bezogen, für

	%		%
ungaren Clairton-Koks	77	St.-Louis-Koks . . .	77
überhitzt. Clairton Koks	76	Benham-Koks . . .	73

Dr.-Ing. *A. Wagner.*

Ueber

Die Schwefelmodifikationen im Koks und ihre Bedeutung für die Hochofenvorgänge

veröffentlichte Alfred R. Powell, Pittsburgh, eine anerkennenswerte und fleißige Arbeit, deren Mängel in den vielen Annahmen und Vermutungen bestehen, da die Untersuchungen sich auf Laboratoriumsversuche erstrecken und die Beweisführung durch Feststellungen im praktischen Betrieb fehlt. Das auf die Schwefelreaktionen im Hochofen sich beziehende Schrifttum behandelt in der Hauptsache die Entschwefelung des Roheisens durch die Schlacke und geht von der Tatsache aus, daß der Schwefel in den oberen Zonen vom Eisen aufgenommen wurde. Die umkehrbare Reaktionsgleichung

$$FeS + CaO + C \rightleftarrows Fe + CaS + CO$$

gibt zwar Aufklärung über den Gehalt des Roheisens an Eisensulfid und der Schlacke an Kalziumsulfid, sie kann aber nicht zur Deutung der Umsetzungen herangezogen werden, die der Koksschwefel eingeht, da nur ein geringer Teil dieses Schwefels in Form von Eisensulfid auftritt. Powell beschäftigt sich nun eingehend mit der Frage, unter welchen Umständen die Schwefelaufnahme des Eisens erfolgt und begünstigt wird.

Auch in Deutschland hat diese Frage verschiedentlich die Forschung angeregt, so fanden Wüst und Wolff[1]) bei Laboratoriumsversuchen, daß Kohlenoxyd bei 1000° Schwefel absorbiert und auch die anderen Bestandteile des Hochofengases verschieden stark auf den Koksschwefel einwirken. Die sinngemäße Uebertragung dieser Versuchsergebnisse auf die Hochofenvorgänge führte zu der Schlußfolgerung, daß ein großer Teil des Koksschwefels in die aufsteigenden Hochofengase und von diesen an die niedergehenden Möllermassen abgegeben wird. Wüst und Wolff nehmen an, daß bis 800° die größte Menge des gasförmigen Koksschwefels von den Eisenoxyden aufgenommen wird, während über 800° die Verwandtschaft des Schwefels zum Kalk größer wird. Simmersbach[2]) beanstandete diese Laboratoriumsversuche, weil sie mit feingemahlenem Koks vorgenommen waren. Er stellte bei einem Koksstück, das durch das Schlackenloch ausgeblasen worden war, noch 75 % des ursprünglichen Gesamtschwefelgehaltes fest. Bei einem anderen Koksstück wurden 0,50 %

[1]) Combustion in the Fuel Bed of Hand-Fired Furnaces. U. S. Bureau of Mines Tech. Paper 137 (1917), S. 15/6.

[1]) St. u. E. 25 (1905), S. 585/90 u. 695/99.

[2]) O. Simmersbach: „Grundlagen der Kokschemie", 2. Aufl., 1914, S. 182.

Schwefel gefunden, im Inneren sogar 0,59 %, während der aufgegebene Koks einen durchschnittlichen Gehalt von 0,77 % Schwefel aufwies. Aber wenn auch nur 5 % von dem im Koks enthaltenen Schwefel den Weg in das Eisen finden, so ist damit schon der zulässige Schwefelgehalt im Roheisen erreicht, und jeder Prozentsatz mehr muß durch Schlackenreaktionen gedrückt werden.

Obwohl es schon länger bekannt ist, daß ein Teil des Koksschwefels in Form von Schwefeleisen auftritt, und auch geringe Gehalte als Kalzium- und Magnesiumsulfid angenommen wurden, hat man im großen und ganzen die Modifikationen des Schwefels im Koks bisher genau nicht festgestellt. Nachgewiesen waren auch geringe Schwefelmengen in Form von Metallsulfaten, die wahrscheinlich auf Oxydation der Sulfide beim Löschen der Koksbrände zurückzuführen sind. Der größte Teil des Koksschwefels, etwa 90 % vom Gesamtschwefel, wurde nach der bisherigen Anschauung unter der Bezeichnung „organischer Schwefel" zusammengefaßt. Um die Natur dieses organischen Schwefels kennen zu lernen, mußte ein neues Verfahren gefunden werden, da der Koksschwefel die üblichen Destillations- und Lösungsverfahren nicht verträgt. Ausgehend von den Gesetzen der Phasenlehre, wurden bei einer bestimmten konstanten Temperatur nach einem indirekten Verfahren, dessen Beschreibung an dieser Stelle zu weit führen würde, die Dampfspannungen des freien Schwefels bestimmt und Schlüsse auf die Konzentrationen des Koksschwefels gezogen[1]).

Die Versuche lehrten, daß der Koksschwefel vor dem Drücken des Kokskuchens, solange die reduzierende Atmosphäre vorherrscht, in zwei kennzeichnenden Modifikationen auftritt: der größere Teil ist in Form einer festen Lösung im Kohlenstoff verteilt, der Rest als Eisensulfid und in unbedeutenden Mengen als Kalzium- oder Magnesiumsulfid. Beim Löschen geht eine Oxydation dieser Metallsulfide vor sich, so daß der Koks schließlich noch etwa die Hälfte des ursprünglichen Gehaltes an Eisensulfid aufweist, und als Oxydationserzeugnisse freier Schwefel, der vom Koks absorbiert wird, sowie geringe Mengen von Sulfaten übrig bleiben. Die Oxydation des Eisensulfides geht mit großer Geschwindigkeit vor sich, die Luft dringt trotz der schnellen Abkühlung beim Löschen des Kokses in ausreichenden Mengen in die Koksporen ein, um Oxydationswirkungen hervorzurufen. Wenn Koks in reiner reduzierender Atmosphäre kalt wird, so sind nur Metallsulfid und in Kohlenstoff gelöster Schwefel nachweisbar. Diese beiden Modifikationen des Schwefels bleiben auch allein übrig, wenn Koks, welcher der Oxydation ausgesetzt war, d. h. also jeder Handelskoks, in reiner reduzierender Atmosphäre von neuem erhitzt wird. Diese Tatsache ist für die Schwefelreaktionen im Hochofen von Bedeutung, da hier eine erneute Hitzeeinwirkung auf Koks im reduzierenden Gasstrom vorliegt.

	Gewöhnlicher Koks aus Illinois-Kohle	Derselbe Koks nach Erhitzung und Abkühlung im Wasserstoffstrom
	%	%
In Kohlenstoff gelöster Schwefel .	0,84	0,84
an Eisen gebundener Schwefel . .	0,26	0,47
absorbierter freier Schwefel . .	0,19	0,00
Sulfatschwefel	0,02	0,00
Gesamtschwefel im Koks	1,31	1,31

Ueber die Reaktionen der verschiedenen Koksschwefelmodifikationen im Hochofen stellt Powell eingehende theoretische Betrachtungen an. In der Reduktionszone, worunter der Bereich der Temperaturen unter 800 ° verstanden wird, geht der absorbierte freie Schwefel erneut die Verbindung mit Eisen in Form von Eisensulfid ein. Diese Umsetzung des freien Schwefels ist deshalb von Bedeutung, weil der absorbierte Schwefel einen höheren Partialdruck im dampfförmigen Zustand besitzt als der aus Eisensulfid stammende Schwefel. Die hierüber angestellten Versuche zeigten, daß bei Eisensulfid der Partialdruck von dampfförmigem freien Schwefel bei 800° etwa 10^{-8} at ist, während absorbierter freier Schwefel unter gleichen Bedingungen viel höhere Partialdrucke ergibt. Da der Partialdruck des den Koks einhüllenden dampfförmigen freien Schwefels ein Maßstab für die Intensität bedeutet, mit der der Schwefel aus dem Koks entweicht, so kann man annehmen, daß der Koks infolge dieser im reduzierenden Gasstrom erfolgten Schwefelumsetzung den als Eisensulfid gebundenen Schwefel besonders hartnäckig festhält.

Ebenso ist der Sulfatschwefel sehr hartnäckig, man nimmt jedoch an, daß ein Teil in der Reduktionszone reduziert wird; der Gehalt des Kokses an Sulfaten ist gering, und die Sulfatreaktionen sind deshalb von geringer Bedeutung. Der im Kohlenstoff gelöste Koksschwefel erleidet in der Reduktionszone überhaupt keine Veränderung, sein Partialdruck bei einer bestimmten Temperatur ist niedriger als der von Eisensulfid. Zusammenfassend kann man sagen, daß die einzige Schwefelreaktion von Bedeutung, die in der Reduktionszone vor sich geht, die Bindung des absorbierten freien Schwefels zu Eisensulfid ist. Der Koks verläßt die Reduktionszone, ohne einen praktischen Verlust an Schwefel erlitten zu haben.

Die folgende Kohlungszone wird nach Ansicht Powells durch einen gewissen Reaktionsmangel gekennzeichnet, soweit die wichtigeren Hochofenvorgänge in Frage kommen, dagegen ist diese Zone wahrscheinlich für die Schwefelreaktionen sehr wichtig. Das Eisensulfid ist ständig wachsenden Temperaturen ausgesetzt, der Partialdruck seines freien dampfförmigen Schwefels nimmt sehr schnell zu. Die Untersuchungen lehrten, daß dieser Partialdruck, oder richtiger die Dissoziationsspannung des Eisensulfides, bei je 100 ° Temperaturerhöhung um das Zwanzigfache steigt, d. h. die Dissoziationsspannung ist bei 900 ° 20mal größer als bei 800 °, bei 1000 ° 400mal, bei 1100 ° 8000mal so groß usw.

Der aus dem Eisensulfid stammende Bestandteil des Koksschwefels hat eine mit der Temperatur wachsende Neigung zu entweichen, diese Koksentschwefelung wird durch die emporsteigenden Hochofengase unterstützt. Der freigewordene Schwefel bleibt jedoch nicht lange gasförmig, sondern wird von dem glühenden Eisenschwamm und vom Kalk begierig aufgenommen. Es erscheint im ersten Augenblick seltsam, daß das Eisen den Schwefel in Form von Schwefeleisen bindet, während gleichzeitig das Eisensulfid des Kokses zersetzt wird, mit anderen Worten: man sollte eigentlich annehmen, daß das Eisensulfid im Koks und Eisen sich im Gleichgewicht befände und eine Schwefelwanderung von einem zum anderen unmöglich wäre. Aber das Eisensulfid des Kokses besteht als ausgesprochen feste Phase, während das vom Eisen gehaltene Schwefeleisen als feste Lösung auftritt und den Lösungsgesetzen unterliegt. Die Dissoziationsspannung des Eisensulfides im Koks ist deshalb die wahre Dissoziationsspannung des Eisensulfides, während im anderen Falle die Dissoziationsspannung nur einen Teilwert dieser Größe darstellt. Die Gleichgewichtsbedingungen begünstigen deshalb die Schwefelwanderung aus dem Eisensulfid des Kokses in das Eisen.

Als weiterer Faktor, der die Reaktionen dieser Zone verwickelt macht, ist der Einfluß des Kalkes zu nennen. Kalk hat bekanntlich eine große Verwandtschaft zum Schwefel und bildet bei höheren Temperaturen unter reduzierenden Bedingungen Kalziumsulfid. Die Untersuchung hat für Kalziumsulfid bei gleicher Temperatur eine geringere Dissoziationsspannung ergeben als für Eisensulfid, sie entspricht etwa dem niedrigen Partialdruck des Schwefels aus seiner festen Lösung; Eisen und Kalk arbeiten in der Kohlungszone also beide auf die

[1]) A. R. Powell: Forms of Sulfur in Coke. A Physico-chemical Study of the Sulfur Held by Carbon at High Temperatures. J. Amer. Chem. Soc. 45 (1923), S. 1/15.

Austreibung des Schwefels hin. Wenn das Gleichgewicht zwischen den verschiedenen Bestandteilen der Ofenbeschickung erreicht wäre, würde man finden, daß der Koks praktisch frei von Eisensulfid geworden ist und der Schwefel sich in solchen Mengen auf Kalk und Eisen verteilt, daß die Dissoziationsspannung des Eisensulfides im Eisen der Dissoziationsspannung des Kalziumsulfides völlig gleich ist.

Die Schwefelaufnahme des Eisens muß beträchtlich sein, wie man aus folgendem Laboratoriumsversuch schließen kann: eine abgewogene Menge von kurzen, durch Draht gebündelten Eisenstücken wurde mit zerkleinertem Koks im bedeckten Schmelztiegel unter Luftabschluß bei Rotglut in einem Muffelofen erhitzt und nach der Abkühlung auf Schwefel untersucht. Der Ausgangskoks enthielt über 3 % Gesamtschwefel. Vorher war eine Sonderprobe dieses Kokses bei 500 ° oxydiert worden, so daß der Koks nur noch Schwefel in fester Lösung und absorbierten freien Schwefel neben Spuren von Sulfaten enthielt. Eine andere Probe wurde im reduzierenden Wasserstoffstrom behandelt, so daß nur Schwefel in fester Lösung und Eisensulfid nachweisbar waren, und auf diese Weise die Einwirkung des absorbierten freien Schwefels sowie des Eisensulfides nachweisbar war. Es wurde angenommen und später auch durch Versuch bestätigt, daß der Schwefel in Form der festen Lösung nicht reaktionsfähig ist und infolgedessen auf das Eisen nicht einwirkt. Der Versuch ergab für die verschieden behandelten Koksproben folgendes Ergebnis:

	Oxydierter Koks	Reduzierter Koks
	%	%
Schwefelgehalt des Eisens vor dem Versuch . . .	0,064	0,064
Schwefelgehalt des Eisens nach dem Versuch . .	0,219	0,215

Man ersieht also, daß es für die Schwefelaufnahme des Eisens gleichgültig ist, ob der Schwefel in Form von absorbiertem freien Schwefel oder Eisensulfid im Koks vorhanden ist, weil der freie Schwefel in der reduzierenden Atmosphäre des abgedeckten Schmelztiegels in Eisensulfid verwandelt worden ist. Ebenso wird der freie Koksschwefel in der Hochofenreduktionszone leicht zu Eisensulfid reduziert, so daß man verallgemeinern kann: der ins Eisen gegangene Schwefel rührt vom Eisensulfid des Kokses her.

Diese Versuche wurden ergänzt durch die Feststellung der Einwirkung des oxydierenden Glühens im unbedeckten Schmelztiegel, der auf Rotglut gebracht wurde. Dieses Mal wurde jedoch Jllinois-Kohle mit 1,3 % Gesamtschwefel verwendet:

	Nach dem Glühen im bedeckten Schmelztiegel	Nach dem Glühen im unbedeckten Schmelztiegel
	%	%
Schwefelgehalt des Eisens vor dem Versuch . . .	0,064	0,064
Schwefelgehalt des Eisens nach dem Versuch . .	0,24	0,339

Durch das oxydierende Glühen wird also die Schwefelaufnahme des Eisens erhöht, weil freier Schwefel gebildet wird, dessen Dissoziationsdruck verhältnismäßig groß ist. Die aufgegebene Gesamtschwefelmenge war in beiden Versuchsanordnungen gleich. Man hätte infolgedessen auch die gleiche Schwefelaufnahme erwarten können, da der Dampfdruck des freien Schwefels unabhängig ist von der Menge des Koksschwefels, und Eisensulfid unter gleichen Temperaturverhältnissen denselben Dissoziationsdruck aufweist ohne Rücksicht auf die vorhandene Sulfidmenge. Ausschlaggebend für den Grad der Schwefelaufnahme des Eisens in der Kohlungszone ist daher nicht das Schwefelmengenverhältnis im Koks, sondern die Geschwindigkeit, mit der das an der Oberfläche des Eisens gebildete Eisensulfid in das Eiseninnere diffundiert.

Des weiteren wurde Jllinois-Koks im Wasserstoff reduziert und mit konzentrierter Salzsäure behandelt, so daß alle Schwefelmodifikationen, ausgenommen die Form der festen Lösung in Kohlenstoff, zerstört waren. Dieser Koks wurde unter den gleichen Versuchsbedingungen mit Eisen im Wasserstoffstrom geglüht:

		%
Schwefelgehalt des Eisens	vor dem Glühen	0,064
	nach dem Glühen	0,083

Die geringe Schwefelanreicherung rührt wahrscheinlich von geringen Gehalten an Eisensulfid her, die der Säurebehandlung widerstanden haben.

Die nächste Versuchsreihe zeigte, daß Kalk Eisen vor Schwefelaufnahme schützt und den gesamten, mit dem Koks aufgegebenen Schwefel aufnimmt. Jllinois-Koks, mit Eisen und verschiedenen Zuschlägen zusammen auf Weißglut erhitzt, ergab:

	Gewöhnlicher Koks	Koks + CaO	Koks + MgO	Koks + Na_2CO_3
	%	%	%	%
Schwefelgehalt des Eisens vor dem Glühen . .	0,064	0,064	0,064	0,064
Schwefelgehalt des Eisens nach dem Glühen . .	0,462	0,076	0,098	0,098

Man ersieht, daß außer Kalk auch Magnesia und Soda wirkungsvolle Schutzmittel für das Eisen gegen Schwefel sind, weil die sich bildenden entsprechenden Metallsulfide ausnahmslos einen geringeren Dissoziationsdruck haben als Eisensulfid.

Zusammenfassend kann man sagen, daß die Schwefelreaktionen der Kohlungszone auf den Uebergang des Koksschwefels in das Eisen und den Kalk hinauslaufen. Aller Wahrscheinlichkeit nach ist der mit dem Koks aufgegebene Schwefel auf Eisensulfid und weniger auf die Form der festen Lösung des Schwefels zurückzuführen.

Die dritte für die Schwefelreaktionen bedeutungsvolle Hochofenzone liegt nach Powell im Bereich der beginnenden Schlackenbildung. In dieser Zone vereinigt sich der Kalk mit den kieselsauren Gangarten des Möllers und bildet eine viskose kalkige Schlacke, von der Eisen und Koks umhüllt werden. Praktisch hört in diesem Augenblick die Schwefelaufnahme des Eisens auf, weil die basische Schlacke große Verwandtschaft zum Schwefel besitzt.

In der Verbrennungszone endlich gehen die letzten Schwefelreaktionen vor sich. Der Koks ist vollständig verbrannt; die Koksasche vereinigt sich mit der kalkigen Schlacke zu einer Schlacke von der gewünschten Zusammensetzung und Dünnflüssigkeit. Der Koksschwefel verbrennt wahrscheinlich zu Schwefeldioxyd, das wiederum schnell zu freiem Schwefel, Schwefelwasserstoff oder Kohlenoxysulfid reduziert wird, auch Schwefel-Kohlenstoff soll gebildet werden können(?). Es ist anzunehmen, daß der durch Verbrennung wieder freigewordene Koksschwefel eher in die Schlacke als in das Eisen geht, weil die niedergehenden Eisentropfen in Schlacke eingehüllt sind. Von größerer Bedeutung ist jedoch die von Johnson[1]) festgestellte Tatsache, daß die Koksbrocken, kurz bevor sie verbrennen, mit Schlacke durchtränkt werden, dadurch ist eine ideale Voraussetzung für eine vollständige Bindung des Koksschwefels durch die Schlacke gegeben.

Da anzunehmen ist, daß das Eisen beim Eintritt in die Verbrennungs- und Verschlackungszone einen höheren Schwefelgehalt als unten am Stichloch aufweist, so muß eine Schwefelverschiebung aus dem Eisen in die Schlacke stattfinden, die sich jedoch niemals wegen der Kürze der Zeit bis zum Gleichgewichtspunkt steigern läßt, so wünschenswert an und für sich eine derartige Steigerung mit Rücksicht auf die Schwefelreinheit des Roheisens auch ist. Die Betriebsbedingungen, welche die Schwefelverteilung bestimmen, wie Temperatur und Basizität der Schlacke, sind an anderer Stelle wiederholt erörtert worden und berühren auch nicht unmittelbar die aufgeworfene Frage; Powell geht deshalb

[1]) J. E. Johnson, jr.: „Principles, Operation and Products of the Blast Furnace", New York 1918, S. 146/7.

auf diese Fragen nicht ein. Auch über den Gleichgewichtszustand des Schwefels in Schlacke und Eisen wird wenig gebracht. Voraussetzung für einen Gleichgewichtszustand zwischen Eisen- und Schlackenschwefel ist nach dem Verfasser, daß der Dissoziationsdruck des in der Schlacke enthaltenen Kalziumsulfides dem Dissoziationsdruck des im Eisen aufgelösten Eisensulfides gleichkommt.

Zusammenfassung der Ergebnisse. Der Schwefel ist im Koks in folgenden Modifikationen enthalten: als Eisensulfid, freier Schwefel, Sulfat und in Form der festen Lösung in Kohlenstoff. Beim Durchgang des Möllers durch den Hochofen erfährt der Koksschwefel folgende Veränderungen:

1. In der Reduktionszone werden freier Schwefel und Sulfate zu Eisensulfid reduziert.

2. In der Kohlungszone wandern beträchtliche Koksschwefelmengen ins Eisen, da das Eisensulfid des Kokses gespalten und Schwefel frei wird. Durch vorheriges Ausziehen des Eisensulfides aus dem Koks, oder durch die Umwandlung in Kalziumsulfid nach dem Diehl-Faber-Verfahren durch Kalkbehandlung des Kokses und Herstellung des sogenannten Neutralkokses[1]) kann die Schwefelaufnahme wesentlich vermindert werden.

3. Die Schwefelaufnahme des Eisens wird in der Zone der beginnenden Schlackenbildung sehr erschwert.

4. Der in der Verbrennungszone freiwerdende Koksschwefel wird wahrscheinlich vollständig von der Schlacke aufgenommen, die Schlacke entfernt auch den überschüssigen Schwefel, der vom Eisen in der Kohlungszone aufgenommen worden ist.

Dr.-Ing. *A. Wagner.*

(Schluß folgt.)

Patentbericht.

Löschungen von Patenten.

Kl. 1b, Nr. 238 352, vom 13. Januar 1911. Magnetischer Scheider mit im Kreise um eine stehende Achse fest angeordneten Magneten, über welchen ein magnetisierbarer, um die Achse drehbarer, den Magneten als gemeinschaftlicher Anker und Gegenpol dienender Ring kreist. Fried. Krupp Akt.-Ges. Grusonwerk in Magdeburg-Buckau. St. u. E. 32 (1912), S. 364.

Kl. 7a, Nr. 251 915, vom 19. Januar 1911. Schlepperwagen für Walzwerke zum Verschieben des Walzgutes nach beiden Richtungen. Friedrich Wilh. Krauß in Völklingen a. d. Saar. St. u. E. 33 (1913), S. 416.

Kl. 7a, Nr. 283 102, vom 10. Februar 1914. Vorrichtung zur Sicherung von zusammenarbeitenden zylindrischen Körpern, insbesondere von Walzenpaaren, gegen axiale Verschiebung. Carl Alexis Achterfeldt in Offenbach a. M. St. u. E. 36 (1916), S. 126.

Kl. 7b, Nr. 329 174, vom 6. März 1919. Mittels Reibrollen angetriebener, fahrbarer Haspel, dessen Geschwindigkeit sich mit zunehmender Wicklungsdicke selbsttätig verringert. Hugo Köster und Reinhold Pieper in Lüdenscheid i. W. St. u. E. 41 (1921), S. 1121/2.

Kl. 7f, Nr. 267 854, vom 9. Dezember 1910. Walzwerk zur Herstellung von Formstücken in Walzgesenken. Albert Schumacher in Vörde i. W. St. u. E. 34 (1914), S. 809.

Kl. 18a, Nr. 272 078, vom 26. April 1908; s. Zusatzpat. Nr. 276 250 in St. u. E. 35 (1915), S. 273. Verfahren zur Erhöhung der Bindefähigkeit von Gichtstaub zu Brikettierungszwecken. Dr. Wilhelm Schumacher in Berlin. St. u. E. 34 (1914), S. 1272.

Kl. 18a, Gr. 6, Nr. 369 309, vom 8. Januar 1921. Aus Klammervorrichtungen gebildeter Kübeldeckelverschluß für Hochöfen o. dgl. Deutsche Maschinenfabrik A.-G. in Duisburg. St. u. E. 43 (1923), S. 798.

Kl. 18b, Nr. 298 737, vom 20. Dezember 1916. Vorrichtung zum Verfahren und Anheben der Brennerköpfe von Martinöfen. Aktiengesellschaft Lauchhammer, Abt. Hüttenbau Düsseldorf in Düsseldorf. St. u. E. 37 (1917), S. 1151.

Kl. 18c, Nr. 325 542, vom 17. Februar 1917. Vorrichtung zum oxydfreien Glühen von Metallgegenständen. Württembergische Metallwarenfabrik in Geislingen a. St. St. u. E. 41 (1921), S. 732.

Kl. 19a, Nr. 290 221, vom 15. November 1913. Schienenklemme mit einem durch zwei Klammern nebst Spannschraube an den Schienenfuß gepreßten Klemmstück. Hans Hansen in Aachen. St. u. E. 36 (1916), S. 809.

Kl. 21h, Nr. 235 061, vom 26. Januar 1910. Elektrischer Ofen mit aufgesetztem Beschickungsbehälter, durch welchen von oben Elektroden hindurchragen. Dr. Alois Helfenstein in Wien. St. u. E. 31 (1911), S. 1722.

Kl. 21h, Nr. 312 741, vom 26. Januar 1917. Vorrichtung für die Stromzuführung für Elektrostahlöfen mit um die Elektrode herum angeordneten und durch ein Preßband gleichmäßig angedrückten Stromzuführungsbacken. Aktien-Gesellschaft der Dillinger Hüttenwerke in Dillingen, Saar. St. u. E. 40 (1920), S. 64.

Kl. 24c, Nr. 318 485, vom 5. Januar 1918. Gasumsteuervorrichtung für Regenerativöfen. Dinglersche Maschinenfabrik, Akt.-Ges. in Zweibrücken. St. u. E. 40 (1920), S. 1498.

Kl. 24e, Nr. 285 311, vom 11. Januar 1913. Verfahren zur Erzeugung von Generatorgas im Drehrohrofen. Alpine Maschinenfabrik-Gesellschaft m. b. H., vorm. Holzhäuersche Maschinenfabrik G. m. b. H., in Augsburg, und Ferd. M. Meyer in Saarbrücken. St. u. E. 36 (1916), S. 20.

Kl. 31a, Nr. 343 960, vom 26. Februar 1921. Vorrichtung zur Beobachtung der Kupolofengicht. Theodor Ehrhardt und Dipl.-Ing. Paul Ehrhardt in Berlin-Halensee. St. u. E. 42 (1922), S. 1364.

Kl. 31a, Gr. 4, Nr. 361 532, vom 19. Januar 1922. Trockenofen für Gußformen. Carl Weller in Zürich. St. u. E. (1923), S. 1084.

Kl. 31b, Nr. 258 659, vom 10. Februar 1912. Rüttelformmaschine mit durch ein gasförmiges Druckmittel hebbarem Formtisch, bei der der Stoß des herabfallenden Tisches durch einen ihm entgegenbewegten Auffangkolben o. dgl. aufgenommen wird. Bernhard Keller in Duisburg-Meiderich. St. u. E. 33 (1913), S. 1284.

Kl. 31b, Nr. 281 017, vom 22. Januar 1914. Formmaschine mit kippbarem Modellplattenträger. Hans Koch in Dietikon, Zürich. St. u. E. 35 (1915), S. 1108.

Kl. 31c, Nr. 283 035, vom 6. Februar 1913. Metallkern-Ueberzug zur Herstellung von Gußstücken, insbesondere von Röhren und röhrenförmigen Gußstücken aus Metallen, wie Gußeisen, Messing, Bronze u. dgl. Hugo Brosch in Wien. St. u. E. 35 (1915), S. 1332.

Kl. 31c, Nr. 311 330, vom 8. Februar 1913. Verfahren zur Herstellung von Verbundgußstücken unter Verwendung von zwischen den verschiedenen Metallsorten einzugießenden, etwa ringförmigen Scheidewänden. A.-G. der Briansker Schienen-Eisenhüttenwerke und Maschinenfabriken in St. Petersburg. St. u. E. 39 (1919), S. 1013.

Kl. 31c, Nr. 335 437, vom 8. Januar 1920. Freischwebend gelagertes, mechanisch angetriebenes Rüttelsieb zur Aufbereitung von Formsand o. dgl. William Lindsay in Chicago. St. u. E. 42 (1922), S. 670.

Kl. 40a, Nr. 232 287, vom 5. Dezember 1908. Verfahren zum Verhütten von Erzen, deren Metalle bei 800° C nicht flüchtig sind. Buenaventura Junquera in Oviedo, Spanien. St. u. E. 31 (1911), S. 1305.

Kl. 40a, Nr. 250 624, vom 7. Januar 1910. Apparat zum Behandeln von festen schüttbaren Körpern mit Gasen in Form eines Schachtofens von rundem Querschnitt, in dem an einem Kern und am Mantel Rutschflächen mit überstehenden Rändern angeordnet sind, über die die Beschickung auf ihrem Wege durch den Ofen unter Bildung freier Schüttflächen gleitet. Walter Mathesius in Charlottenburg. St. u. E. 33 (1913), S. 168.

Kl. 40a, Nr. 287 080, vom 10. Januar 1913. Verfahren zum Beheizen von Oefen für metallurgische

[1]) Vgl. hierzu St. u. E. 33 (1913), S. 831, ferner Simmersbach, Kokschemie, 2. Aufl. 1914, S. 184.

u. dgl. Zwecke mittels vorerhitzten Gasstromes. G. Polysius, Eisengießerei und Maschinenfabrik in Dessau. St. u. E. 36 (1916), S. 374.

Kl. 40a, Nr. 296 504, vom 23. Dezember 1914. Verfahren zum Rösten oder Sintern von Erzen u. dgl. mit Druckluft. Dr. Wilhelm Buddeus in Charlottenburg. St. u. E. 37 (1917), S. 596.

Deutsche Patentanmeldungen[1]).

(Bekanntgemacht im Patentblatt Nr. 41 vom 11. Oktober 1923.)

Kl. 7c, Gr. 4, T 27 507. Abkantmaschine mit einer aus zwei Teilen bestehenden Spannwange. W. & A. Taubert, Maschinenfabrik, Chemnitz.

Kl. 7c, Gr. 14, H 86 978. Vorrichtung zum Drükken von Blech. Hydro Press Company Proprietary Limited, Melbourne, Australien.

Kl. 7c, Gr. 32, T 23 932. Verfahren zur Herstellung von Kegelringen für Rollenlager. Henry Heinzelman, Timken, Canton, Ohio, V. St. A.

Kl. 7c, Gr. 32, T 24 066; Zus. z. Pat. T 23 932. Verfahren und Vorrichtung zur Herstellung von Kegelringen für Rollen- und Kugellager. Henry Heinzelman, Timken, Canton, Ohio, V. St. A.

Kl. 10a, Gr. 17, S 60 475. Behälter zum Trockenkühlen von Koks. Gebr. Sulzer, Akt.-Ges., Winterthur (Schweiz).

Kl. 13g, Gr. 3, M 78 173; Zus. z. Pat. 377 344. Verfahren zum Belastungsausgleich bei Dampfkesselanlagen. Dr.-Ing. Fritz Marguerre, Mannheim, Augusta-Anlage 22, und Dipl.-Ing. Max Hausmann, Berlin, Xantener Str. 3.

Kl. 13g, Gr. 3, R 57 990. Gleichdruck-Wärmespeicheranlage. Dr.-Ing. Kurt Rummel, Düsseldorf, Ludendorffstr. 27.

Kl. 13g, Gr. 3, Sch 67 685. Verfahren zum Ausgleich und zur Speicherung der Wärme in Dampferzeugungsanlagen. Dipl.-Ing. Rudolf Schroeder und Dipl.-Ing. Hermann Schulze, Schlebusch-Manfort.

Kl. 18b, Gr. 20, K 82 885. Stahllegierung für die Herstellung von Gegenständen, die hohe Widerstandsfähigkeit gegen den bei hoher Temperatur und hohem Druck erfolgenden Angriff von schwefliger Säure erfordern. Fried. Krupp Akt.-Ges., Essen.

Kl. 24e, Gr. 7, J 21 071. Verfahren zum Entschwelen von Brennstoffen in einer aus mehreren hintereinander geschalteten Kammern bestehenden Gaserzeugeranlage. Friedrich Jahns, Georgenthal i. Th.

Kl. 24e, Gr. 11, P 44 831. Vorrichtung zum Austragen der Asche aus Gaserzeugern. Poetter G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 31c, Gr. 25, A 39 914. Herstellung von Leiträdern für Turbinen. Allgemeine Elektrizitätsgesellschaft, Berlin.

Kl. 49a, Gr. 29, G 58 894. Vorrichtung vom Aufbohren und Aufreiben von Wellenflanschlöchern. Gutehoffnungshütte, Aktienverein für Bergbau und Hüttenbetrieb, Oberhausen (Rhld.).

Kl. 80a, Gr. 24, D 43 184. Verfahren und Anlage zum Beschicken für Brikettieranlagen mit mehreren verschiedenartigen Pressen. Deutsche Maschinenfabrik A.-G., Duisburg.

Kl. 80b, Gr. 5, G 56 915. Herstellung geschmolzenen Zements. Dr.-Ing. Alfred Groebler, Gießen, und Dr. Arthur Guttmann, Düsseldorf, Roßstr. 107.

Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

(Bekanntgemacht im Patentblatt Nr. 41 vom 11. Oktober 1923.)

Kl. 7b, Nr. 856 502. Rohrwarmziehbank mit Wasserkühlung für den Ziehdorn. Rheinische Metallwaaren- und Maschinenfabrik, Düsseldorf-Derendorf.

Kl. 7f, Nr. 855 906 und 855 907. Kühlwasserschacht für Reifenwalzwerke. Adolf Kreuser G. m. b. H., Hamm i. W.

Kl. 10a, Nr. 856 527. Einrichtung zum Stampfen hoher Kohlenkuchen in Koksofenbeschickungsmaschinen. Meguin A.-G. und Wilh. Müller, Butzbach, Oberhessen.

Kl. 10c, Nr. 856 464. Preßkasten. Preßzylinder o. dgl. zum Entwässern von vegetabilischen oder mineralischen Stoffen (Torf, Kohlenschlamm o. dgl.). Gesellschaft für maschinelle Druckentwässerung mit beschränkter Haftung, Duisburg.

Kl. 31b, Nr. 856 454. Handkernrüttelformmaschine. Vereinigte Modellfabriken G. m. b. H., Landsberg a. W.

Kl. 35b, Nr. 856 469. Windwerk für Selbstgreifer u. dgl. Deutsche Maschinenfabrik A.-G., Duisburg.

Kl. 35c, Nr. 856 488. Vorrichtung zum Befestigen der Oesentraverse von Flaschenzügen. Deutsche Maschinenfabrik A.-G., Duisburg.

Kl. 35c, Nr. 856 489. Aufhängevorrichtung für die ruhenden Seilstränge von Flaschenzügen. Deutsche Maschinenfabrik A.-G., Duisburg.

Kl. 49f, Nr. 855 822. Vorrichtung zur leichten und raschen Aufrollung von Flacheisen. Ernst Frei, Friemersheim (Niederrhein).

Kl. 80a, Nr. 856 088. Härtekesselwagen. Edwin Werzner und Klöckner-Werke A.-G., Abt. Mannstaedtwerke, Troisdorf.

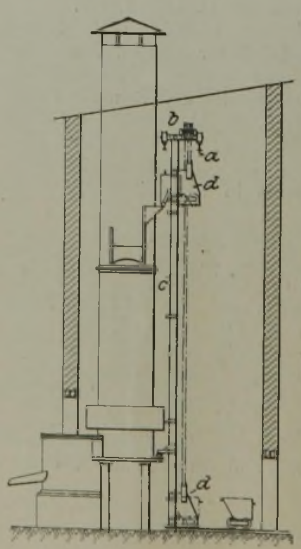
Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 c, Gr. 10, Nr. 367 220, vom 22. August 1920. Heinrich Hecker und Bender & Främbs, G. m. b. H. in Hagen i. W. *Ofenanlage zum Erwärmen von Blöcken, Knüppeln o. dgl. mit besonders beheiztem Schweiß- und Stoßherd.*

Zur Erzeugung der Heizgase für den Schweißherd werden nach der Erfindung geringe Mengen hochwertiger oder veredelter Brennstoffe, wie Steinkohle, Steinkohlengas, Oel u. dgl., zur Erzeugung der Feuergase für den Stoßherd hingegen größere Mengen minderwertiger Brennstoffe, wie Rohbraunkohle oder Rohbraunkohlengas, verwendet. Auf diese Weise gelingt es, auch minderwertige Brennstoffe in ausgedehntestem Maße für solche Zwecke heranzuziehen, für die sie bisher kaum in Anwendung kamen.

Kl. 18 b, Gr. 20, Nr. 374 149, vom 22. Mai 1921 Zusatz zum Patent 331 864. Dr. Henri Terrisse und Dr. Marcel Lévy in Genf, Schweiz. *Verfahren zur Herstellung von säurebeständigen Legierungen aus kohlenstofffreiem oder kohlenstoffarmem Eisen, Silizium, Wolfram oder Vanadium.*

Es wurde gefunden, daß die nach dem Hauptpatent gebildete Schmelze homogener wird und leichter zu gießen und zu bearbeiten ist, wenn man als weiteres Metall Nickel, Chrom oder Mangan in Mengen von 2 bis 5 % zugibt; außerdem enthält die Legierung dann 77 % Eisen, 15 % Silizium und 6 % Wolfram oder Vanadium.



Kl. 18 a, Gr. 6, Nr. 374 295, vom 7. Januar 1921. Victor Rochholz in Köln-Bickendorf. *Verschiebbare Kupolofenbegichtung mit selbsttätiger Kippvorrichtung.*

Nach der Erfindung sind die Führungen c für das Fahrgestell d an den als Laufkatze ausgebildeten Windwerksträgern b der oberen Seilablenkrollen aufgehängt und können auf der Laufschiene a verschoben werden.

[1]) Die Anmeldungen liegen von dem angegebenen Tage an während zweier Monate für jedermann zur Einsicht und Einsprucherhebung im Patentamte zu Berlin aus.

Statistisches.

Die Entwicklung des Welt-Schiffbaues im dritten Vierteljahr 1923.

Nach dem von „Lloyds Register of Shipping" veröffentlichten Bericht über die Schiffbautätigkeit im dritten Vierteljahr 1923 waren am 30. September 1923 in der ganzen Welt (einschließlich Deutschland und Danzig) 687 Handelsschiffe über 100 Br. Reg. t mit

Zahlentafel 1.

	Am 30. Juni 1923		Am 30. Sept. 1923		Am 30. Sept. 1922	
	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt
a) Dampfschiffe						
aus Stahl	266	1 110 278	247	1 014 724		
„ Holz u. anderen Baustoffen	1	722	—	—		
zusammen	267	1 111 000	247	1 014 724	325	1 615 335
b) Motorschiffe						
aus Stahl	42	219 831	44	253 101		
„ Holz u. anderen Baustoffen	6	1 443	5	1 325		
zusammen	48	221 274	49	254 426		
c) Segelschiffe						
aus Stahl	19	5 485	8	2 045		
„ Holz u. anderen Baustoffen	—	—	—	—	6	1 710
zusammen	19	5 485	8	2 045		
a, b und c insgesamt	334	1 337 759	304	1 271 195	331	1 617 045

2 377 697 gr. t, ausgenommen Kriegsschiffe, im Bau. Großbritanniens Anteil hieran ist in Zahlentafel 1 wiedergegeben.

Der zu Ende der Berichtszeit in Großbritannien im Bau befindliche Schiffsraum war 66 564 t niedriger als am Ende des Vorvierteljahres, und 345 850 t geringer als am 30. September 1922. Von der Gesamtzahl wurden 1 022 230 t für inländische Eigner und 248 965 t für ausländische Rechnung gebaut. Die obigen Zahlen geben nicht den wirklichen augenblicklichen Beschäftigungsstand im Weltschiffbau wieder, insofern, als in dem Vierteljahrsabschluß rd. 325 000 t Raumgehalt (davon 242 000 t in Großbritannien) mit aufgeführt sind, deren Fertigstellung durch besondere Umstände zeitweilig verschoben oder von deren Bau mit Rücksicht auf die schlechte wirtschaftliche Lage abgesehen wurde.

Während der Berichtszeit wurden in Großbritannien insgesamt nur 29 Schiffe mit 111 860 t Raumgehalt neu aufgelegt; vom Stapel gelassen wurden insgesamt 43 Handelsschiffe mit zusammen 66 474 Br. Reg. t.

Außerhalb Großbritanniens, aber einschließlich des Deutschen Reiches und Danzigs, waren nach „Lloyds Register" insgesamt 383 Schiffe mit 1 106 502 Br. Reg. t (gegen 431 mit 1 206 097 t im Vorvierteljahr) Wasserverdrängung im Bau. Davon entfielen auf

	Anzahl	Br. R. t
das Deutsche Reich	75	299 085
Italien (einschl. Triest)	41	145 423
Frankreich	35	142 660
Holland	39	104 491
die Vereinigten Staaten	38	99 383
Japan	26	78 012
Dänemark	24	47 305
Danzig	5	46 900
Britische Kolonien	26	38 445
Schweden	18	37 149
Norwegen	27	26 010
Spanien	7	22 660
Belgien	4	5 640
sonstige Länder	18	13 339

In der ganzen Welt war am Ende des Berichtsvierteljahres der in Zahlentafel 2 angegebene Brutto-Tonnengehalt im Bau.

Die Stahlerzeugung der Vereinigten Staaten im August 1923.

Nach den Berichten der dem „American Iron and Steel Institute" angeschlossenen Gesellschaften, die etwa 95,35% (gegen 84,15% i. V.) der gesamten amerikanischen Stahlerzeugung vertreten, wurden im August 1923 insgesamt 3 564 481 t Stahl erzeugt gegen 3 404 442 t im Vormonat. Die Gesamterzeugung der Vereinigten Staaten würde demnach etwa 3 738 312 t gegen 3 570 469 t im Vormonat betragen. Die arbeitstägliche Leistung ist bei 27 Arbeitstagen im Berichtsmonat gegen 25 im Juli um 4364 t auf 138 456 t zurückgegangen. Auf der Grundlage der durchschnittlichen täglichen Erzeugung im August und bei 310 Arbeitstagen in diesem Jahre würde sich eine Jahreserzeugung von rd. 42 921 490 t ergeben, gegen 44 273 930 t und 45 413 450 t bei Zugrundelegung der Juli- und Junizahlen. In den ersten acht Monaten dieses Jahres wurden nach den Ermittlungen des „American Iron and Steel Institute" 30 893 436 t Stahl erzeugt gegen 21 954 916 t in der gleichen Zeit des Vorjahres.

Zahlentafel 2.

	Dampfschiffe		Motorschiffe		Segelschiffe		Zusammen	
	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt	Anzahl	Brutto-Tonnengehalt
Großbritannien	247	1 014 724	49	254 426	8	2 045	304	1 271 195
Andere Länder	266	884 712	78	206 442	39	15 348	383	1 106 502
Insgesamt	513	1 899 436	127	460 868	47	17 393	687	2 377 697

In den einzelnen Monaten dieses Jahres, verglichen mit 1922, wurden folgende Mengen Stahl erzeugt:

	Gesellschaften mit 84,15% Anteil an der Stahlerzeugung 1922 in t (zu 1000 kg)	Gesellschaften mit 95,35% Anteil an der Stahlerzeugung 1923 in t (zu 1000 kg)
Januar	1 618 978	3 883 527
Februar	1 772 942	3 510 197
März	2 408 683	4 111 604
April	2 483 625	4 007 523
Mai	2 754 519	4 262 933
Juni	2 676 629	3 808 872
Juli	2 526 898	3 404 442
August	2 250 015	3 564 481
September	2 411 759	—
Oktober	2 918 374	—
November	2 935 526	—
Dezember	2 824 368	—

Der Stahlmarkt weist eine leichte Besserung auf, obwohl die Abnehmer zurückhaltend sind, da Material kurzfristig geliefert werden kann. Sämtliche Betriebsanlagen arbeiten mit etwa 85% der Leistungsfähigkeit. Von den Eisenbahngesellschaften wurden 100 000 t Schienen für das nächste Jahr bestellt. Fast sämtliche Schienenwalzwerke sind bis in den Juni nächsten Jahres hinein voll beschäftigt. Der Roheisenpreis hat weiter nachgegeben; die Hochöfen arbeiten zum Teil auf Lager. Aus Japan gingen weitere Bestellungen auf Feinbleche und anderes Eisenzeug ein. Infolge der Einführung des Achtstundentages macht sich ein Mangel an gelernten Arbeitern bemerkbar.

*

Großbritanniens Außenhandel im Januar bis September 1923.

Minerale bzw. Erzeugnisse	Einfuhr		Ausfuhr	
	Januar bis September			
	1922	1923	1922	1923
	t zu 1000 kg			
Eisenerze, einschl. manganhaltiger	2 499 753	4 610 866	1 109	2 366
Manganerze	190 353	383 972	—	—
Schwefelkies	290 489	264 949	—	—
Steinkohlen	.	.	46 204 198	60 424 509
Steinkohlenkoks	.	.	1 699 050	2 723 953
Steinkohlenbriketts	.	.	970 467	808 436
Alteisen	86 257	131 752	124 570	91 617
Roheisen einschl. Eisenlegierungen	115 071	94 810	466 473	727 708
Eisenguß	2 311	643	680	1 758
Stahlguß und Sonderstahl	2 988	4 043	4 316	6 103
Schmiedestücke	218	393	103	58
Stahlschmiedestücke	778	965	227	895
Schweißeisen (Stab-, Winkel-, Profil-)	48 055	108 451	22 495	30 894
Stahlstäbe, Winkel und Profile	26 841	62 548	144 263	253 750
Gegenstände aus Gußeisen, nicht besonders benannt	—	—	10 248	17 206
Rohstahlblöcke	2 862	9 113	418	1 541
Vorgewalzte Blöcke, Knüppel und Platinen	110 742	337 163	5 130	15 613
Brammen und Weißblechbrammen	46 900	106 433	52	12 487
Träger	25 566	44 762	40 533	54 965
Schienen	13 361	8 551	200 811	228 145
Schienenstühle, Schwellen, Laschen usw.	—	—	119 803	65 366
Radsätze	352	91	19 308	23 104
Radreifen, Achsen	563	1 372	8 805	16 671
Sonstiges Eisenbahnzeug, nicht besonders benannt	4 574	5 922	30 561	29 263
Bleche nicht unter $^1/_8$ Zoll	27 073	63 802	53 735	131 706
Desgl. unter $^1/_8$ Zoll			121 079	207 171
Verzinkte usw. Bleche	—	—	391 798	439 053
Schwarzbleche	—	—	40 379	41 801
Weißbleche	—	—	338 879	409 875
Panzerplatten	—	—	4 039	310
Walzdraht	37 764	42 077	—	—
Draht und Drahterzeugnisse	31 163	32 289	59 599	99 238
Drahtstifte	30 257	39 773	100	199
Nägel, Holzschrauben, Nieten	2 460	2 438	10 617	15 955
Schrauben und Muttern	3 921	3 742	11 189	17 601
Bandeisen und Röhrenstreifen	17 737	10 020	32 791	52 455
Röhren und Röhrenverbindungen aus Schweißeisen	17 049	18 514	56 641	115 369
Desgl. aus Gußeisen	14 411	12 545	48 867	67 804
Ketten, Anker, Kabel	—	—	8 418	10 900
Bettstellen und Teile davon	—	—	5 479	7 704
Küchengeschirr, emailliert und nichtemailliert	10 318	4 792	7 688	13 195
Erzeugnisse aus Eisen und Stahl, nicht bes. benannt	13 558	11 755	112 761	116 211
Insgesamt Eisen- und Stahlwaren	693 150	1 158 759	2 502 855	3 323 691

Die Metallgewinnung der Welt im Jahre 1922.

Nach den „Statistischen Zusammenstellungen" der Metallgesellschaft und der Metallbank und Metallurgischen Gesellschaft, A.-G. in Frankfurt a. M., 24. Jahrgang, 1913 bis 1922[1]), hat die Metallwirtschaft des Jahres 1922 zwar ihren Umfang vom Jahre 1913 noch nicht wieder erreicht, geschweige denn ihre Kriegsleistung ausgefüllt, aber immerhin die engen Grenzen vom Jahre 1921 weit überschritten. Das Mittel aus Bergbau, Verhüttung und Rohmetallverbrauch betrug (in tausend metr. t je 1000 kg):

	Aluminium		Blei		Kupfer		Zink		Zinn		Summe	
	t	%	t	%	t	%	t	%	t	%	t	%
1913	68	2	1203	35	1019	30	1001	29	133	4	3424	100
1914 bis 1918 durchschnittlich	123	3	1122	32	1240	35	962	26	130	4	3577	100
1919	156	6	872	31	943	34	686	25	120	4	2777	100
1920	161	6	907	32	961	34	687	24	124	4	2840	100
1921	90	4	841	40	568	28	463	23	98	5	2060	100
1922	115	4	1065	36	922	31	719	25	125	4	2946	100
1919 bis 1922 durchschnittlich	130	5	921	35	849	32	639	24	117	4	2656	100

Es darf als ein Zeichen gebesserter Marktlage angesehen werden, daß die sichtbaren Rohmetallvorräte (besonders in Gestalt von amerikanischem Kupfer und

[1]) Vgl. St. u. E. 42 (1922), S. 1666/7.

Jahresdurchschnittsmengen der Welterzeugung	1913		1919 bis 1922		1922	
	1000 metr. t	davon Europa %	1000 metr. t	davon Europa %	1000 metr. t	davon Europa %
a) Bergwerkserzeugung:						
Blei	1223	29	895	21	1043	19
Kupfer	982	13	867	8	888	7
Zink	1002	42	647	29	690	26
Zinn	136	4	120	2	128	—
Aluminium (Bauxit)	68	59	129	41	112	46
Summe	3411	28	2658	19	2861	17
b) Hüttenerzeugung:						
Blei	1186	47	930	29	1083	25
Kupfer	1022	19	840	9	893	9
Zink	1001	68	626	39	702	45
Zinn	133	26	118	19	121	21
Aluminium	68	59	129	41	112	66
Summe	3410	44	2643	25	2911	26
c) Industrieller Verbrauch der Rohmetalle:						
Blei	1201	60	939	44	1069	46
Kupfer	1052	61	839	37	986	35
Zink	1001	70	643	49	764	47
Zinn	129	54	111	39	129	40
Aluminium	67	50	133	39	120	38
Summe	3450	63	2665	42	3068	42

englischem und amerikanischem Zink) während des Jahres 1922 um beinahe 40% abgenommen haben.

Ueber Bergwerks- und Hüttenerzeugung und industriellen Verbrauch der fünf Hauptmetalle unterrichtet die vorstehende Zusammenstellung.

Mit unheimlicher Hartnäckigkeit setzt sich die wirtschaftliche Zerstörung Europas fort. Selbst die Folgen der Geldentwertung in Mittel- und Osteuropa, von wo her ein ungewöhnlich geringer Goldlohn die Wettbewerbsfähigkeit der hochvalutarischen Länder bedroht, verhindern nicht, daß Stück für Stück von Europas ehemaliger industrieller Vormacht abbröckelt. Europas gewichtsprozentischer Anteil an der Metallwirtschaft der Erde betrug:

in den Jahren	von der Bergwerks-erzeugung	von der Hütten-erzeugung	vom Rohmetall-verbrauch
	Summe aus Aluminium, Blei, Kupfer, Zink, Zinn		
1913	28	44	63
1914 bis 1918 durchschnittlich	20	28	49
1919	19	20	44
1920	19	25	40
1921	21	31	45
1922	17	26	42
1919 bis 1922 durchschnittlich	19	26	43

Dagegen haben sich die anderen Erdteile meistenteils umgekehrt entwickelt. Es entfielen folgende gewichtsprozentische Anteile an der Metallwirtschaft der Erde:

auf	von der Bergwerks-erzeugung		von der Hütten-erzeugung		vom Rohmetall-verbrauch	
	Summe aus Aluminium, Blei, Kupfer, Zink, Zinn					
	1913	1922	1913	1922	1913	1922
Amerika	48	62	46	59	33	50
Australien	15	9	5	5	1	1
Asien	6	7	5	7	3	7
Afrika	3	5	—	3	—	—
Nicht-Europa	72	83	56	74	37	58
Europa	28	17	44	26	63	42
die Erde	100	100	100	100	100	100

Besonders lehrreich ist ein Vergleich der Verbrauchsziffern innerhalb Europas. Setzt man den Gesamtverbrauch der Erde aus der Summe von Blei, Kupfer, Zink, Zinn jeweils gleich 100 — genaue Zahlen für Aluminium fehlen —, so sind die gewichtsprozentischen Anteile:

von	Rohmetall-verbrauch		als Metallinhalt im Metallwaren-Ausfuhrüberschuß		Metallwareneigen-verbrauch	
	1913	1922	1913	1922	1913	1922
Deutschland	22	13	5	—	17	13
Großbritannien	16	11	1	1	15	10
Frankreich	9	8	—	—	9	8
der Summe der drei Länder	47	32	6	1	41	31

Die Einschränkung des Rohmetallverbrauches hat sowohl den Metallwaren-Ausfuhrüberschuß als auch den Metallwaren-Eigenverbrauch verkleinert. Bezogen auf den jeweiligen Verbrauchszustand der Erde, ist die Gesamtheit der drei hauptsächlichen Industriestaaten Europas zwar ein um 5% schwächerer Wettbewerber, zugleich aber auch ein um 10% schwächerer Verbraucher geworden. Aus eigener Kraft scheint Europa dieses Schicksal nicht mehr von sich abwälzen, sondern nur noch in sich hin- und herschieben zu können.

Preislich hat sich der Metallmarkt 1922 gegen 1921 außer für Aluminium befestigt. Die Festigkeit von 1913 ist jedoch nur für Zink erreicht und für Blei erhöht. Die Befestigung hat bis in das Jahr 1923 angedauert.

Ueber die Jahresdurchschnittspreise in New York unterrichtet die folgende Zusammenstellung:

Dollars für 1000 kg (1 metr. t)	1913	1920	1921	1922
Blei	96	175	100	126
Kupfer	337	385	276	295
Zink	125	169	103	126
Zinn	976	1064	630	702
Aluminium	521	675	468	412

Die Monatsdurchschnittspreise des ersten Halbjahres 1923 betrugen in New York für 1000 kg:

	Jan.	Febr.	März	April	Mai	Juni
Blei	168	177	182	179	161	156
Kupfer	320	339	371	367	340	323
Zink	150	158	170	159	146	133
Zinn	837	897	1027	976	934	890

Belgiens Hochöfen am 1. Oktober 1923.

	Hochöfen				Erzeugung in 24 st t
	Vorhanden	Unter Feuer	Außer Betrieb	Im Wiederaufbau	
Hennegau und Brabant:					
Sambre et Moselle	4	4	—	—	1250
Moncheret	1	—	1	—	—
Thy-le-Château	4	2	—	2	330
Sud de Châtelineau	1	—	1	—	—
Hainaut	4	3	1	—	450
Bonehill	2	—	—	2	—
Monceau	2	2	—	—	400
La Providence	4	4	—	—	920
Usines de Châtelineau	2	2	—	—	300
Clabecq	2	2	—	—	400
Boël	2	—	—	2	—
zusammen	28	19	3	6	4050
Lüttich:					
Cockerill	7	5	—	2	840
Ougrée	6	4	—	2	785
Angleur	4	3	—	1	480
Espérance	3	3	—	—	475
zusammen	20	15	—	5	2580
Luxemburg:					
Athus	4	3	—	1	420
Halanzy	2	2	—	—	160
Musson	2	2	—	—	155
zusammen	8	7	—	1	735
Belgien insgesamt	56	41	3	12	7365

Wirtschaftliche Rundschau.

Neufestsetzung der Brennstoffverkaufspreise. — Durch Beschluß des Reichskohlenverbandes sind die Preise für Steinkohlenbriketts für den Bezirk des Rheinisch-Westfälischen Kohlensyndikates mit Wirkung vom 15. Oktober 1923 an wie folgt festgesetzt worden:

I.	Klasse	39,77 Goldmark
II.	„	39,38 „
III.	„	38,99 „

Siegerländer Eisensteinverein, G. m. b. H., Siegen. — Die Verkaufsgrundpreise wurden mit Wirkung vom 15. Oktober an für Rostspat von 42,75 um 4,67 auf 38,08 Goldmark und für Rohspat von 32,90 um 3,60 auf 29,30 Goldmark je therabgesetzt.

Preisänderung der Fachverbandsgruppe VII. — Der Verein Deutscher Maschinenbau-Anstalten, Fachverbandsgruppe VII, Düsseldorf (Hochofen-, Stahl- und Walzwerke, Kaltwalzwerke, Adjustagemaschinen, Dampfhämmer und hydraulische Maschinen), hat mit Gültig-

keit vom 16. Oktober eine Erhöhung seiner Papiermarkpreise um 600% (Teuerungsfaktor 7,0) beschlossen.

Die Dollargrundlage am 16. Oktober ist 1 Dollar = 4 110 250 000 ℳ, ist also gegenüber der letzten Festsetzung um 645% höher, während die Preise nur um 600% erhöht sind, so daß also die Goldmarkpreise um ungefähr 6% ermäßigt wurden.

Goldaufschlag auf Zölle. — Das Zollaufgeld ist für die Zeit vom 20. bis 23. Oktober auf 93 599 999 900% festgesetzt worden. Eine Goldzollmark ist demnach gleich 936 Millionen Papiermark.

Die Zahlung der Zölle ist durch Verordnung[1]) mit Wirkung vom 17. Oktober 1923 geändert worden. Die Papiermarkbeträge, die zur Abgeltung der in Goldmark festgesetzten Zollschulden zu zahlen sind, werden nicht mehr durch Hinzuzählung eines besonders berechneten Aufgeldes zu dem Grundzollbetrag errechnet, sondern durch Vervielfachung des Grundzollbetrages mit dem Goldumrechnungssatz.

Erhöhung der Eisenbahngütertarife. — Vom 18. Oktober an wurde die Schlüsselzahl für den Gütertarif, die erst am 13. 10. auf 360 Millionen erhöht war, auf 1000 Millionen, d. i. auf das 2,77fache, erhöht. Daraus ergeben sich folgende Frachtsätze für 100 kg auf eine Entfernung von 200 km:

Klasse	A	B	C	D	E
	Milliarden Papiermark				
	3,220	2,720	2,240	1,760	1,120
Umgerechnet unter Zugrundelegung des Dollarkurses vom 16. 10. (1 $ = 4,090 Milliarden Mark)	Goldmark				
	3,32	2,79	2,31	1,81	1,13

Die entsprechenden Vorkriegssätze stellten sich für

	Allgem. Wagenladungsklasse	Sp.-T. I	II	III
	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
auf	1,32	1,02	0,82	0,56

Diese Gegenüberstellung zeigt, von Einzelheiten abgesehen, in welchem Umfange neben der Geldentwertung weitere Faktoren bei der erschreckenden Verteuerung des Güterverkehrs mitgewirkt haben. Das Bild verschiebt sich zwar etwas, wenn andere Entfernungen betrachtet werden, die Entfernung von 200 km kann aber als ungefähre Durchschnittsentfernung angenommen werden.

Der Reichsverkehrsminister trat in den letzten Tagen mit einer Aeußerung an die Oeffentlichkeit, in der er die andauernden Tariferhöhungen zu rechtfertigen sucht. Die Tariferhöhungen seien begründet mit der durch die Finanznot des Reiches erzwungenen Anpassung der Tarife an den sinkenden Geldwert und in der Notwendigkeit des Ausgleichs für einen ungedeckten Ausgabenbedarf, der am Schluß des abgelaufenen Rechnungsjahres 545 000 Billionen ℳ betragen habe. Ohne die Tariferhöhungen hätte die Reichsbahn bei der Reichshauptkasse täglich 3400 Billionen ℳ abheben müssen. Dabei seien die Kosten der Ruhrbesetzung noch nicht gedeckt. Infolge der noch andauernden Abschließung des Ruhrgebiets bleibe die Reichsbahn nach wie vor hauptsächlich auf ausländische Kohle angewiesen. Zur Einschränkung der Ausgaben sei baldiger Personalabbau, Herabsetzung des Personenverkehrs und Durchführung höchster Wirtschaftlichkeit im Güterverkehr beabsichtigt.

Verordnung über Betriebsstillegungen, Entlassungen und Arbeitsstreckungen. — Auf Grund des Ermächtigungsgesetzes vom 13. Oktober 1923 hat die Reichsregierung mit Wirkung vom 15. Oktober an verordnet[2]), daß Entlassungen, die über die Grenzen des § 1 Abs. 1 Ziffer 2 der Verordnung, betreffend Maßnahmen gegenüber Betriebsabbrüchen und -stillegungen vom 8. November 1920 (RGBl. S. 1901), hinausgehen, innerhalb der Fristen des § 1 Abs. 2 nur mit Genehmigung der Demobilmachungsbehörde wirksam sind. Ist der Arbeitgeber nicht in der Lage, die Arbeitnehmer während der bezeichneten Fristen voll zu beschäftigen, so kann die Demobilmachungsbehörde für die Dauer der Fristen eine Verkürzung der Arbeitszeit (Streckung der Arbeit) anordnen. Hierbei darf jedoch die Wochenarbeitsarbeitszeit eines Arbeitnehmers nicht unter 24 Stunden herabgesetzt werden. Der Arbeitgeber ist im Falle der Arbeitstreckung berechtigt, Lohn oder Gehalt der mit verkürzter Arbeitszeit beschäftigten Arbeitnehmer entsprechend zu kürzen, jedoch erst von dem Zeitpunkt an, in dem ihr Arbeitsverhältnis nach den allgemeinen gesetzlichen oder den vertraglichen Bestimmungen enden würde. Das Recht zur fristlosen Kündigung aus einem Grunde, der nach dem Gesetze zur Kündigung des Arbeitsverhältnisses ohne Einhaltung einer Kündigungsfrist berechtigt, bleibt unberührt.

Streitigkeiten wegen Entlassungen von Arbeitnehmern, die beim Inkrafttreten dieser Verordnung beim Schlichtungsausschuß oder Demobilmachungskommissar bereits anhängig sind, werden nach den bisherigen Bestimmungen entschieden.

Aufbringung der Mittel für die Erwerbslosenfürsorge. — Durch eine neue Verordnung des Reichsarbeitsministers wird die Aufbringung der Mittel für die Erwerbslosenfürsorge mit Wirkung vom 1. November 1923 an neu geregelt[1]). Die zur Bekämpfung der Arbeitslosigkeit und zur Fürsorge für die Erwerbslosen erforderlichen Mittel werden durch Beiträge von Arbeitgebern und Arbeitnehmern sowie durch Zuschüsse der Gemeinden aufgebracht. Soweit dies nicht ausreicht, leisten das Reich und die Länder Beihilfen.

Aus der schwedischen Eisenindustrie. — Bis zum Jahreswechsel 1922/23 hatte das schwedische Wirtschaftsleben mehr als ein Jahr hindurch eine allmählich fortschreitende Erholung aufzuweisen, die in steigender Erzeugung in Erscheinung trat. Die rückläufige Konjunktur war zum Stillstand gekommen und eine augenscheinliche Befestigung der Verhältnisse eingetreten. Im laufenden Jahre hat die im Vorjahre einsetzende Besserung der Marktlage auf verschiedenen Gebieten Fortschritte gemacht. Die Bautätigkeit hat sich stark belebt, die Flüssigkeit im Wirtschaftsleben sich weiter verbessert. Die großen Lohnkämpfe des Frühjahrs haben dem Lande indessen bedeutende Verluste verursacht, und wenn der Ruhrkampf anfänglich eine Steigerung der Nachfrage nach gewissen schwedischen Industrieerzeugnissen herbeiführte, so mußten sich dessen mittelbare und unmittelbare Wirkungen auf das gesamte schwedische Wirtschaftsleben auf die Dauer ungünstig gestalten.

Die Aussperrung bei den Hüttenwerken, die am 29. Januar in Kraft trat, hat nach mehrmaligen Versuchen zur Einigung erst am 30. Juli zu einem Uebereinkommen und zur Wiederaufnahme der Arbeit am 6. August geführt. Während der Lohnstreitigkeiten mußte eine Anzahl Aufträge abgewiesen werden, da keine feste Lieferzeit gewährleistet werden konnte; immerhin ist gegenwärtig bei den Werken ein verhältnismäßig guter Auftragsbestand vorhanden, welcher der Industrie bis Ende des Jahres Beschäftigung sichern dürfte. Ende August waren auch bedeutend mehr Oefen im Betrieb als vor Ausbruch des Lohnkampfes, nämlich fast die Hälfte der vorhandenen Hochöfen und ungefähr zwei Drittel der Martinöfen und Bessemerbirnen. Diese Ziffern lassen jedoch erkennen, daß im Vergleich zum Jahre 1913 der Beschäftigungsgrad in der Eisenindustrie nach wie vor unbefriedigend ist.

Die Ruhrbesetzung hatte hauptsächlich die folgenden beiden Wirkungen für Schwedens Berg- und Hüttenindustrie: Zunächst ist die diesjährige Erzausfuhr nach dem Ruhrgebiet, das durchschnittlich zwei Drittel der schwedischen Eisenerzverschiffungen aufnahm, stark vermindert worden, wenn diese Ver-

[1]) Reichsanzeiger 1923, Nr. 43, vom 19. Oktober.
[2]) Reichsgesetzblatt, Teil I, 1923, Nr. 98, S. 945/6.

[1]) Reichsgesetzblatt, Teil I, 1923, Nr. 98, S. 946/7.

minderung auch zum Teil durch vermehrte Ausfuhr nach anderen Absatzgebieten schwedischer Erze (Vereinigte Staaten, England, Belgien) ausgeglichen wurde. Auf den nordländischen Erzfeldern wird seit dem 1. Mai nur an vier Tagen in der Woche gearbeitet, und auch in den mittelschwedischen Gruben ist die Förderung eingeschränkt; die Läger in den Ausfuhrhäfen (Narvik, Lulea, Oxelösund), die sich im vorigen Jahre stark verringert hatten, haben wieder zugenommen. Eine weitere Folge der Absperrung des Ruhrgebietes war die gesteigerte Nachfrage nach Roheisen, bei der es sich jedoch im wesentlichen um Gußroheisen und nur in geringerem Grade um eigentliches Qualitätsroheisen handelte.

Infolge des Mangels an einheimischen Halbzeugen hat die Einfuhr von gewalztem Stabeisen erheblich zugenommen. Ebenso sind Bleche verschiedener Abmessungen in wachsender Menge eingeführt worden, was allerdings in erster Linie auf stärkere Beschäftigung in der Maschinenindustrie zurückzuführen ist. Die Einfuhr von Eisenbahnschienen war ungewöhnlich gering, wogegen die Einfuhr von Baueisen und schmiedeisernen Röhren kräftig gestiegen ist, wahrscheinlich infolge des Aufschwungs im Baugewerbe.

Die Lage in der Maschinenindustrie hat sich während der letzten Monate — wenn auch sehr langsam — weiter gebessert. Im Vergleich zu den Verhältnissen am 1. April 1922, als der Beschäftigungsgrad in diesem Industriezweige auf seinem tiefsten Stand angelangt war, zeigt die Lage am 1. Juli 1923 eine bedeutende Erholung, da sich zwischen diesen beiden Zeitpunkten die Zahl der Arbeiter um 38% und die der geleisteten Arbeitsstunden um 45% erhöht hat.

In der schwedischen Ausfuhr nehmen die Erzeugnisse der Eisenindustrie dem Werte nach die zweite Stelle ein, sofern alle Erzeugungsstufen — vom Eisenerz bis zur fertigen Maschine — in Betracht gezogen werden, allerdings in weitem Abstande von der Ausfuhr in Holz, Holzstoff und Papier.

Im Jahre 1922 wurden aus Schweden ausgeführt:

1922	Wert in Millionen Kronen	In Prozenten des Gesamtwertes der Ausfuhr
Eisenerz	68	5,9
Roheisen	9	0,8
Schmiedeisen und Stahl	45	3,9
	122	10,6

Während die Ausfuhr von Holz und besonders von Holzfabrikaten, Holzstoff und Papier einen Vergleich mit den Ziffern des Jahres 1913 nicht zu scheuen hat, ist Schwedens Ausfuhr an Eisenerzen und in noch höherem Grade an Roheisen und Stahl noch weit vom normalen Umfang entfernt.

Aus Bergbau und Eisenindustrie Südafrikas im Jahre 1922. — Nach dem Jahresbericht der südafrikanischen Bergwerks- und Hüttenverwaltung[1]) wurden im Jahre 1922 insgesamt 10 220 627 t Kohle gefördert gegen 11 922 189 t im Vorjahre und 12 039 926 t im Jahre 1920. Von der Förderung des Berichtsjahres entfielen 5 624 423 t auf Transvaal, 7212 t auf das Kap, 772 651 t auf den Orange-Freistaat und 3 816 341 t auf Natal. Aus 85 819 t den Koksanstalten zugeführten Kohlen wurden 42 334 t Koks sowie geringe Mengen Teer und sonstiger Nebenerzeugnisse gewonnen. Das Hauptbergbaugebiet in Transvaal ist die Gegend um Middelburg. Die Kohlenförderung im Kap ist nur unbedeutend. Im Orange-Freistaat befinden sich Kohlengruben in der Hauptsache an der Nordgrenze des Bezirks Heilbron, ferner nördlich und nordwestlich von Kroonstadt. Die größten Kohlenlager Natals liegen im Klip-River-Bezirk; die Grubenfelder haben eine Ausdehnung von 40 bzw. 30 Meilen nordwestlich und südwestlich von Dundee. Bedeutendere Vorkommen befinden sich noch bei Utrecht, Vryheid und Paulpietersburg. Nach Angaben der Zollverwaltung wurden im Jahre 1922 insgesamt 1 429 869 (1921: 1 636 445) t Kohle gebunkert und 1 477 654 (1 795 093) t ausgeführt.

Beschäftigt wurden im Kohlenbergbau und in den Koksanstalten insgesamt durchschnittlich 35 263 (i. V. 39 911) Personen. Davon waren 1590 Weiße, 2290 Asiaten und 31 383 Eingeborene.

Reiche Eisenerzgruben sind bei Pretoria, bei Vereeniging und Newcastle in Betrieb. Das Erz bei Pretoria enthält 54 bis 58% Eisen; ein unter Feuer stehender kleiner Hochofen liefert täglich 11 t Roheisen, der Bau eines größeren mit 200 t Tagesleistung ist geplant. Das nördlich von Pretoria geförderte Erz soll bis 67% Eisengehalt haben. Auch bei Vereeniging ist das Eisenerzvorkommen so günstig, daß sich die Anlage eines Eisen- und Stahlwerkes lohnte.

An Eisen- und Stahlwaren wurden in der Südafrikanischen Union im Berichtsjahre insgesamt 17 484 t gegen 22 475 t im Jahre 1921 erzeugt. Beschäftigt wurden im Jahresdurchschnitt 284 weiße und 796 farbige Personen.

Unter den Eisen- und Stahlwerken nimmt die Union Steel Corporation of South Africa Ltd. die erste Stelle ein. Die Gesellschaft erzeugte im Berichtsjahre insgesamt 11 068 t Stahl, darunter 10 086 t Siemens-Martin- und 982 t Elektrostahl. Der Siemens-Martin-Stahl wurde in der Hauptsache zur Herstellung von Halbzeug zur Röhrenverfertigung, Stabeisen, Trägern, Schienen und anderem Eisenbahnoberbauzeug verarbeitet, während der in einem Héroult-Ofen gewonnene Stahl zur Anfertigung von Stahlgußstücken Verwendung fand. Die Gießerei erzeugte 461 t Eisenguß. Beschäftigt wurden durchschnittlich 207 weiße und 464 farbige Personen. Zusammen mit einer Gaserzeugeranlage wurde im Jahre 1922 ein 30-t-Siemens-Martin-Ofen in Betrieb genommen, der bereits im ersten Monat 1460 t Stahl lieferte und seither zur Zufriedenheit arbeitet. Zur Beförderung des Stahls wurden neue Gießpfannen mit elektrischem Antrieb und zur Abnahme des Halbzeugs ein 20-t-Kran eingerichtet. Ferner kam ein Walzwerk zur Herstellung schweren Formeisens und von Schienen mit sämtlichen Nebenanlagen, Tieföfen usw. zur Aufstellung. Die Ausrüstung dieser Anlagen mit elektrischer Kraft soll im laufenden Jahre durchgeführt werden.

Die Werke der South African Iron and Steel Corporation lagen wegen Mangels an Betriebskapital fast während des ganzen Jahres still; auch heute ist der Betrieb noch nicht wieder aufgenommen.

Die Dunswart Iron and Steel Works Ltd. erzeugten im Jahre 1922 insgesamt 2969 t S.-M.- und 1108 t Elektrostahl. An Betriebsvorrichtungen sind vorhanden ein 6- bis 7-t-Héroult-Elektroofen, Walzwerke zur Herstellung von Halb- und Fertigerzeugnissen, ein Kuppelofen zur Erzeugung von Eisenguß sowie Brennöfen zur Herstellung feuerfester Steine.

Die Witwatersrand Cooperative Smelting Works Ltd. stellten in ihrem Werk zu Driehok im Berichtsjahre 1878 t Stahlgußstücke her. Eine neue Stahlwerksanlage mit einer monatlichen Leistungsfähigkeit von 200 bis 250 t wurde zu Anfang dieses Jahres fertiggestellt, konnte aber infolge eines mehrmonatigen Ausstandes erst im April in Betrieb genommen werden. Zur Erhöhung der Erzeugung ist die Anlage eines elektrischen Lichtbogenofens geplant.

Die Newcastle Iron and Steel Works Ltd. hatten aus Mangel an Betriebsmitteln die Erzeugung noch nicht wieder aufgenommen. Inzwischen hat sich die Gesellschaft mit der Union Steel Corp. und der South African Iron and Steel Corp. verschmolzen.

[1]) Iron Coal Trades Rev. 107 (1923), S. 511.

Bücherschau[1]).

Gangkarte des Siegerlandes im Maßstabe 1 : 10 000. Lfg. 4 und 5. Angefertigt [auf Kosten des Siegerländer Eisenstein-Vereins, G. m. b. H. zu Siegen] im Markscheider-Büro des Preußischen Oberbergamtes zu Bonn unter Leitung des Oberbergamts-Markscheiders Walter. Hrsg. von der Preußischen Geologischen Landesanstalt. Berlin (N 4, Invalidenstr. 44): Vertriebsstelle der Preußischen Geologischen Landesanstalt. (11 Kartenbl. nebst zwei Beibl. von etwa 65 × 68 cm) gr. 2°. Gz. jeder Lieferung (6 Bl.) 12 ℳ, jedes Einzelblattes 3 ℳ.

Die neuen Lieferungen[2]) enthalten die Blätter Burbach, Müsen, Littfeld, Olpe, Silberg, Wenden, Nauroth, Daaden, Elkenroth, Horhausen und Oberlahr, sowie je ein Beiblatt mit Grund- und Profilrissen zur III./IV. und V. Lieferung. Die einzelnen Blätter wurden in den Jahren 1908 bis 1911 angefertigt und die meisten durch Nachträge entsprechend ergänzt (so z. B. Blatt Müsen und Wenden bis 1923).

Auf den Blättern mit zahllosen Verleihungen, wie z. B. Daaden, sind die sich stark überdeckenden Grubenfelder nur teilweise aufgetragen worden. Wegen der fehlenden Felder muß naturgemäß auf die amtliche Mutungsübersichtskarte verwiesen werden. Das Beiblatt zur V. Lieferung bringt je einen Grund- und Profilriß von den Gruben Glanzenberg, Viktoria, Heinrichsegen, Altenberg (Bl. Silberg), Stahlberg-Wildermann und Brüche (Bl. Müsen), sowie Vahlbergerzug (Bl. Wenden).

Durch die neuen Arbeiten von Dr. Henke, Dr. Quiring und Dr. Stach wird nachgewiesen, daß die bisher übliche profilarische Darstellung kein ganz brauchbares Bild der Lagerungsverhältnisse bietet, sondern daß dafür neue andere Darstellungsformen, wie Würfeldiagramme und Verwerferbilder, gewählt werden müssen. Von Dr. Henke wird statt der Gangprofile für die Praxis die Führung eines mehrere Profile auf einem Bilde vereinigenden Generalaufrisses empfohlen[3]). Es wird notwendig sein, diese neuen Feststellungen bei weiteren Lieferungen gebührend zu berücksichtigen.

Die Ausführung der Blätter ist, wie auch bereits früher hervorgehoben, ausgezeichnet.

Dillenburg. *F. Weinlig,* Bergrat.

Olivier, M., ancien élève de l'Ecole Polytechnique: La Politique du charbon 1914—1921. Ouvrage couronné par l'Institut. Paris (108, Boulevard Saint-Germain): Librairie Félix Alcan 1922. (VI, 301 p.) 8°. 15 Fr.

Das Buch schildert sehr eingehend und unter Beibringung einer Menge tatsächlicher Unterlagen die englische und französische Kohlenpolitik in der Kriegszeit und Nachkriegszeit bis Ende 1920. Auch für den deutschen Fachmann ist es von großem Werte, die Schwierigkeiten zu verfolgen, welche auch England auf dem Gebiete der Bekämpfung des Rückgangs der Förderung, der Verteilung und der Preisbildung, nicht zuletzt auch auf sozialpolitischem Gebiet, zu überwinden hatte, bis zum großen englischen Bergarbeiterstreik vom Oktober 1920. Noch eingehender ist die französische Kohlenversorgung dargelegt, die während des Krieges infolge der Abschnürung Frankreichs von seinen nordfranzösischen Gruben zum großen Teil auf England und Amerika angewiesen war und eine wichtige, an Bedeutung ständig wachsende Zufuhrfrage darstellte. Diese Schwierigkeiten haben sich nach der Schilderung des Verfassers zeitweise infolge Versagens der Eisenbahnen und des Seeverkehrs (U-Boot-Krieg) zu dramatischer Höhe entwickelt und haben in Verbindung mit dem großen Unterschiede zwischen Inlands- und Auslandskohlenpreis zu den verschiedensten organisatorischen Maßnahmen geführt, bis gegen Ende des Krieges nach einem Plane von Loucheur gearbeitet wurde. Daß der Verfasser den deutschen Maßnahmen, insbesondere auch in der Beurteilung der Zerstörung nordfranzösischer Bergwerke, nicht gerecht wird, ist nicht verwunderlich. Im übrigen stellt das Buch aber eine gründliche und sachliche Leistung dar. *K.*

Ferner sind der Schriftleitung zugegangen:

Alloys resistant to corrosion. A general discussion, held jointly by The Faraday Society and the Sheffield Section of the Institute of Metals, April 1923. (With 12 fig.) [London: Selbstverlag der Faraday Society] (1923). (1 Bl., S. 155—230.) 8°. *S 5/6* d.

Reprinted from the „Transactions of the Faraday Society". Vol. 19, Part 1, July 1923.

[1]) Wo als Preis der Bücher eine Grundzahl (abgekürzt Gz.) gilt, ist sie mit der jeweiligen buchhändlerischen Schlüsselzahl zu vervielfältigen.

[2]) Vgl. St. u. E. 34 (1914), S. 1236.

[3]) Vgl. Dr. W. Henke: Deutung von Verwerfungen und Darstellung von Profilen. Glückauf 59 (1923), S. 625/30.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Ehrenpromotionen.

Folgenden Mitgliedern unseres Vereins wurde von der Technischen Hochschule Darmstadt die Würde eines Doktor-Ingenieurs ehrenhalber verliehen: Herrn Emil Boehringer, Maschinenfabrikant in Göppingen, in Anerkennung seiner hervorragenden Verdienste um die Entwicklung des Werkzeugmaschinenbaues, insbesondere des Baues von Drehbänken und Automaten; Herrn Generaldirektor Armin Engelhard in Offenbach a. M., in Anerkennung seiner hervorragenden Verdienste um die Entwicklung des deutschen Werkzeugmaschinenbaues, insbesondere auch seiner vorbildlichen Organisation und weitausschauenden Normalisierung.

Aenderungen in der Mitgliederliste.

Aßmann, Gustav, Ingenieur der Gewerkschaft Orange, Gelsenkirchen, Herta-Str. 22.

Becker, Abraham, Ingenieur, Bitterfeld, Binnengärten-Str. 9.

Bennewitz, Walther, Oberingenieur der Maschinenf. Heinr. Lanz, Mannheim, Beethoven-Str. 12.

Burdewick, Bernhard, Ingenieur d. Fa. Fried. Krupp, A.-G., Grusonwerk, Magdeburg-Wilhelmstadt, Kleine-Str. 4.

Eickhoff, Egon, Dipl.-Ing., Eversberg, Kreis Meschede.

Flick, Friedrich, Generaldirektor, Berlin-Grunewald, Kurmärker-Str. 2.

Großberger, Anton, Stahlwerkschef der Remy-Stahlw. Stahlschmidt & Co., Hagen i. W., Eckeseyer Str. 116.

Jacobshagen, Karl, Dr. jur., Direktor der Bergbau-A.-G. Lothringen, Hannover, Landschaft-Str. 2a.

Kesseler, Josef, Oberingenieur d. Fa. Carl Schlieper, Lennep, Knusthöhe 9.

Kothny, Erdmann, Dr. techn., o. ö. Professor der deutschen techn. Hochschule, Prag, Tschecho-Slowakei, Husgasse 5.

Niedt, Hermann, Dr.-Ing., Leiter des preuss. Hüttenamts Malapane, Malapane, O.-S.

Ptaczek, Hans, Ingenieur, Wien IV, Oesterr., Gürtel 28.

Schönert, Karl, Dr. phil., Chemiker d. Fa. Fried. Krupp, A.-G., Friedrich-Alfred-Hütte, Rheinhausen a. Niederrh.

Schönwälder, Ferdinand, Oberingenieur, Bielstein i. Rheinl.

Stauss, Carl, Betriebsleiter der Armaturenf. Niederlindewiese, Nieder-Lindewiese, Tschecho-Slowakei.

Vogel, Fritz, Betriebsingenieur der Eiseng. d. Fa. Linke-Hofmann-Lauchhammer, A.-G., Lauchhammer i. Sa.

Wagner, Erhard, Dipl.-Ing., Betriebsleiter der Zwickauer Gussw. E. Selbmann, Zwickau i. Sa., Richard-Str. 16.

Will, Erich, Dr.-Ing., Hamburg, Schöne Aussicht 23.

Zipperer, Ludwig, Dr.-Ing., Essen-Rüttenscheid, Weyer-Str. 10.

Gestorben.

Birkefeld, Bernh., Betriebsführer, Hoerde. Sept. 1923.

Dieckhoff, August, Hüttendirektor a. D., Düsseldorf. 6. 10. 1923.