

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute

Geleitet von Dr.-Ing. Dr. mont. E. h. O. Petersen

unter verantwortlicher Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. M. Schlenker für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 34

23. AUGUST 1928

48. JAHRGANG

Die Lehren der letzten Explosionen auf Hochofenwerken.

Von Dr.-Ing. Alfons Wagner in Völklingen¹⁾.

[Bericht Nr. 95 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute²⁾.]

(Verlauf und mögliche Ursachen der Ofenexplosion in Völklingen. Maßnahmen zur Verhütung von Hängerscheinungen und dadurch veranlaßten Explosionen. Die durch Bildung eines Gas-Luft-Gemisches in der Kaltwindleitung entstandene Explosion in Oberhausen. Vorschläge für eine größere Sicherheit bietende Anordnung der Mischwindleitung.)

Die Völklinger Hochofenexplosion gehört mit ihren 13 Toten zu den schwersten Unglücken in der Geschichte der Hochofentechnik. Das folgenschwere Unheil lenkt die allgemeine Aufmerksamkeit wieder auf die Gefahren im Hochofenbetrieb und drängt die Frage auf: Wie entstehen solche Explosionen, und wie sind sie zu verhüten?

Der von der Explosion betroffene Ofen 5 war am 16. November 1926 nach erfolgter Neuzustellung angeblasen worden; der Schacht war von durchaus einwandfreier Beschaffenheit, ebenso wie die Schachtverankerung.

Die Betriebsergebnisse des Ofens 5 waren bei aus besonderen Gründen angereichertem Minetteerz die besten von allen Oefen (Abb. 1). Im Erzsatz (Zahlentafel 1)

Zahlentafel 1. Erzmiterz von Ofen 5 vor der Explosion.

Erzsorte	Anteil an Mäler	
	%	
Kalkige Minette	48,9	
Geröstetes Normandie-Erz	16,8	
Manganerz	1,9	
Walzschlacke	12,8	
Auswurf	6,4	
Schrott	3,1	
Gichtstaubziegel	9,7	
Phosphatkreide	0,4	
	100,0	
Gewicht der Erzgicht	15 560 kg	
Gewicht der Koksgicht (Rohkoks)	5 000 „	

wurde eine grundsätzliche Aenderung seit Monaten nicht vorgenommen. Seit dem 2. Januar wurde der Ofen in Auswirkung eines Konferenzbeschlusses ausschließlich mit reinem Saarkoks von der zur Hütte gehörenden Kokerei Altenwald betrieben. Bis dahin war der Altenwalder Koks, der etwa 25 bis 30 % des Gesamtkoksbedarfs deckte, gleichmäßig allen Oefen zugesetzt worden. Die Hauptkoksmenge wird von der Hüttenkokerei Völklingen geliefert und aus 91 bis 93 % Saarkohle und 7 bis 9 % Magerkohle hergestellt. Der Versuch sollte als Wiederholung von früheren Untersuchungen erneut feststellen, ob

¹⁾ Unter Verwertung des Berichtes von Direktor O. Schmidt über die Kaltwindleitungsexplosion in Oberhausen vor dem Arbeitsausschuß des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute und der Aussprache über die Völklinger Hochofenexplosion am selben Orte.

²⁾ Sonderdrucke sind zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H. in Düsseldorf, Schließfach 658.

der Magerkohlezusatz wirtschaftlich und gerechtfertigt ist, eine Frage, die von den Saarkohlenwerken sehr verschieden beurteilt und gehandhabt wird. Es sind schon früher auf den Röchlingschen Eisen- und Stahlwerken einzelne Oefen mit reinem Saarkoks längere Zeit betrieben worden, ohne daß sich irgendwelche nachteiligen Erscheinungen bemerkbar gemacht hätten. Auch heute betreiben einige Saarkohlenwerke ihre Hochofen grundsätzlich nur mit reinem Saarkoks.

Zahlentafel 2. Vergleich der Festigkeitseigenschaften von Völklinger und Altenwalder Koks.

	Völklinger Koks ¹⁾		Altenwalder Koks ²⁾	
	Probe I	Probe II	Probe I	Probe II
Druckfestigkeit . . . kg/cm ²	150	157	146	148
Härtezahl %	81,7	82,0	80,3	80,1
Zerreiblichkeit				
über 50 mm. %	64,8	68,4	57,4	58,8
„ 25 „ %	20,2	24,8	28,4	32,4
„ 10 „ %	6,6	4,0	5,3	4,4
unter 10 „ %	8,4	2,8	8,9	4,4
	100,0	100,0	100,0	100,0
Sturzfestigkeit				
über 50 mm. %	68,0	70,8	57,8	61,2
„ 25 „ %	20,4	20,2	29,8	29,4
„ 10 „ %	2,4	2,6	5,2	4,6
unter 10 „ %	9,2	6,4	7,2	4,8
	100,0	100,0	100,0	100,0

¹⁾ Hergestellt aus 90,5 % gewöhnlicher Saarkohle und 9,5 % Magerkohle.

²⁾ Hergestellt aus 100 % gewöhnlicher Saarkohle.

Wie aus Zahlentafel 2 ersichtlich, ist der Altenwalder Koks weicher und auch weniger druckfest als der unter Zusatz von Magerkohle hergestellte Völklinger Koks. Ein im Laboratorium durchgeführter Vergleich der Reaktionsfähigkeit von Völklinger und Altenwalder Koks ergab unter gleichen Bedingungen eine wesentlich andere Reaktionsfähigkeit von Altenwalder Koks, d. h. die beim Verbrennen im Sauerstoffstrom entstandene Kohlensäuremenge war beim Altenwalder Koks fast immer nahezu doppelt so hoch wie beim Völklinger Koks. Nimmt man an, daß bei beiden Sorten die Koksmasse als solche chemisch ziemlich ähnlich ist, so wäre der Unterschied im wesentlichen auf die verschiedene Oberflächenausbildung zurückzuführen.

Der Ofen 5 arbeitete mit Altenwalder Koks durchaus normal, der Koksverbrauch war sogar eine Kleinigkeit

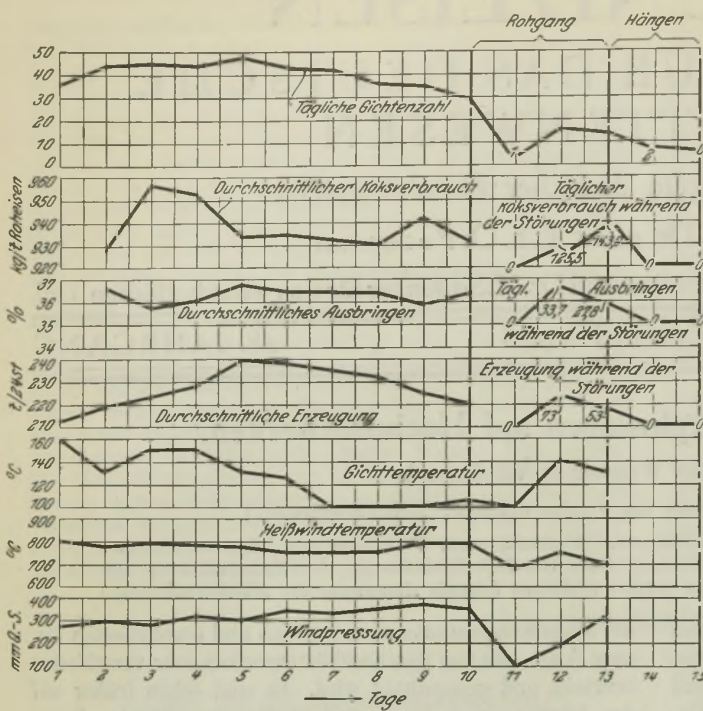


Abbildung 1. Schaubildliche Darstellung der Betriebsergebnisse des Hochofens 5 vor der Explosion.

günstiger als beim Betrieb mit Völklinger Koks. Der Ofen lieferte bei rd. 40 Gichten im Durchschnitt 220 t Roheisen je Tag. Vom 8. bis 10. Januar 1928 ging die Erzeugung etwas zurück, da sich auf der rechten Ofenseite Formenstörungen bemerkbar machten. Die Formen gingen teilweise zu, jedoch waren Eisen und Schlacke dabei auffallend warm. Am Mittwoch, dem 11. Januar, verstärkten sich die Formenstörungen zu einem Rohgang, der jedoch nach 24 St. gehoben war. Am 12. Januar begann der Ofen sich vom Rohgang zu erholen und lieferte am Freitag, dem 13. Januar, wieder gutes Eisen, jedoch nur einen Teil seiner üblichen Erzeugung, nämlich bei 13 Gichten 53 t. Gegen Ende der Nacht vom 13. zum 14. Januar blieb der Ofen plötzlich hängen, und zwar so schwer, daß der Ofen erst am 14. Januar abends gegen 1/28 Uhr zum erstenmal um etwa 4 m fiel. Dabei entwichen große schwarze Staubwolken aus der offenen Gicht. In dem Auswurf war ein ungewöhnlich hoher Anteil von Koks- und Kohlenstaub enthalten.

Nachdem der Ofen heruntergekommen war, mußte zur Reinigung des Wasserverschlusses an der Gicht der Ofen etwa 1 h stillstehen. Nach dem Anblasen kam der Ofen um 1/212 Uhr nochmals leicht herunter, wobei sämtliche Formen zuliefen. Es wurden zwei der dem linken Schlackenloch benachbarten Formen losgemacht, durch die offenen Notformen herausgeblasen und alles versucht, um den Ofen wieder in ordnungsmäßigen Gang zu bringen: es wurde mit kaltem Wind gefahren, in regelmäßigen Abständen wurde der Ofen gestaucht usw. Der Ofen selbst war, da er kein Gas lieferte und an der Gicht vollständig tot war, vom allgemeinen Rohgasnetz abgeschlossen und die Gichtglocke geöffnet, um bei einem Stürzen der Gichten als Explosionsöffnung zu wirken, wie dies die Unfallverhütung vorschreibt.

Die Pressung war bald niedriger, bald höher, im Durchschnitt etwa 20 bis 23 cm Q.-S. (Abb. 2). Bis 14 Uhr war der Ofen ruhig; gegen 16 Uhr wurde der Koks an der Gicht glühend, und zwar gegen 19 Uhr derart stark, daß Zentralrohr und Gichtverschluß rotglühend wurden; um 20 Uhr wurde das Feuer schwächer, war jedoch nicht ganz verschwunden.

Am 16. Januar, morgens etwa 4 Uhr 45 min, wurde nach Aussage der Zeugen, und wie die Schaubilder anzeigen, der Ofen zum letztenmal gestaucht. Hierbei hörte man unten im Ofen ein Gepolter, als wenn der untere Teil der Beschickung gestürzt sei; von der Gichtbrücke aus konnte jedoch festgestellt werden, daß die Beschickungsoberfläche nach wie vor festsaß. Der Ofen war in der Nacht wärmer geworden und blies zum Schluß mit sechs Formen. Schlacke und Eisen liefen bereits bis in die Gießhalle. Um 5 Uhr 10 min, als man mit einer Pressung von 8 cm Q.-S. fuhr, um das stark ausblasende Schlackenloch zu schließen, entstand im oberen Teil des Schachtes eine schwere Explosion, durch die die Schachtmauerung von der Tasse abwärts in einer Höhe von 5 bis 6 m zerrissen und auf weite Entfernung weggeschleudert wurde, während die Glocke und die Gichtschüssel unversehrt blieben (Abb. 3 bis 5). Die Explosion erfolgte nicht mit einem scharfen Knall, sondern mit einem dumpfen Schlag. Vor und nach der Explosion war nach dem Bericht von Augenzeugen ein Rauschen und Poltern im Ofen wahrzunehmen. Es kam eine riesige Wolke von glühendem Erz- und Kohlenstaub herunter; alle Arbeiter, auch diejenigen, die in einer Entfernung von 5 bis 10 m vom Ofen standen, erlitten schwere Verbrennungen im Gesicht, am Kopf und an den Händen. Vielfach wurden auch innere Verbrennungen durch das Einatmen von glühendem Staub festgestellt. Durch die Wolke von glühendem Staub und Wasserdampf konnten die Leute überhaupt nicht sehen, wohin sie sich wenden sollten, so daß von den in der Nähe des Ofens befindlichen Leuten nur zwei Mann unverletzt blieben. Der Staub war in so besonderem Maße entzündlich,

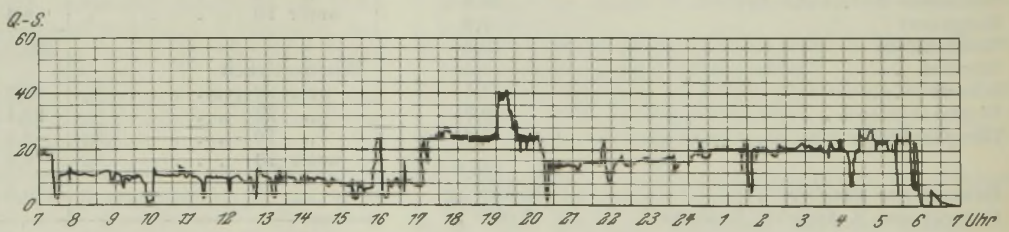


Abbildung 2. Winddruck des Ofens 5 am Tage der Explosion.

daß er noch zwei Tage nach der Explosion beim Säubern der Gerüstbrücken beim Herabfallen an der Luft sofort entflamnte.

Zur Beurteilung der Ursache dieser Explosion ist es von größter Bedeutung, eine Vorstellung von der Höhe des Explosionsdruckes zu bekommen, der nötig gewesen ist, um den oberen Teil des Hochofenschachtes zu zertrümmern. Eine Berechnung bietet jedoch große Schwierigkeiten; im allgemeinen wird man wohl annehmen müssen, daß das Mauerwerk eine Beanspruchung in wesentlichem Umfang nicht aufnehmen kann. Insbesondere trifft diese Ueberlegung für Schamottemauerwerk zu, das nur mit Schamottemörtel gemauert wird und deshalb besonders wenig widerstandsfähig ist. Eine wesentliche Verstärkung des Mauerwerks wird durch die Bänder erreicht, deren Querschnitt im oberen Schachtteil etwa 180 x 18 mm betrug. Die

Schlösser der Bänder bestanden aus zwei Schrauben von je $1\frac{5}{8}$ " Durchmesser. Ganz roh könnte man die Festigkeit des Mauerwerks vielleicht so errechnen, daß man den zertrümmerten Schachtteil als Zylinder ohne Berücksichtigung irgendeiner Elastizität betrachtet. Unter diesen Voraussetzungen wurde der innere Druck mit 7,8 at ermittelt. Nimmt man an, daß die beiden Schrauben eine Bruchfestigkeit von 40 000 kg haben, so ergibt das bei einer Länge von 2200 mm, die für das Band in Frage kommt, einen Explosionsdruck von etwa 4 at, der für die Zerstörung gerade ausreichend gewesen wäre, so daß der Explosionsdruck sich auf etwa 12 at erhöht. Hierbei ist allerdings nicht berücksichtigt, welcher Druck noch weiter erforderlich gewesen ist, um Einzelteile des zertrümmerten Mauerwerks im Gewicht von etwa je 25 kg bis auf eine Entfernung von 50 m wegzuschleudern.

Nach den Begleiterscheinungen des Unglücks kann als sicher angenommen werden, daß die Explosionsursache in

geringerer Gasegeschwindigkeit oder in toten Räumen des oberen Schachtes die Kohlenoxydspaltung begünstigt wird. Steigt bei längerem Hängen die Temperatur, so findet die

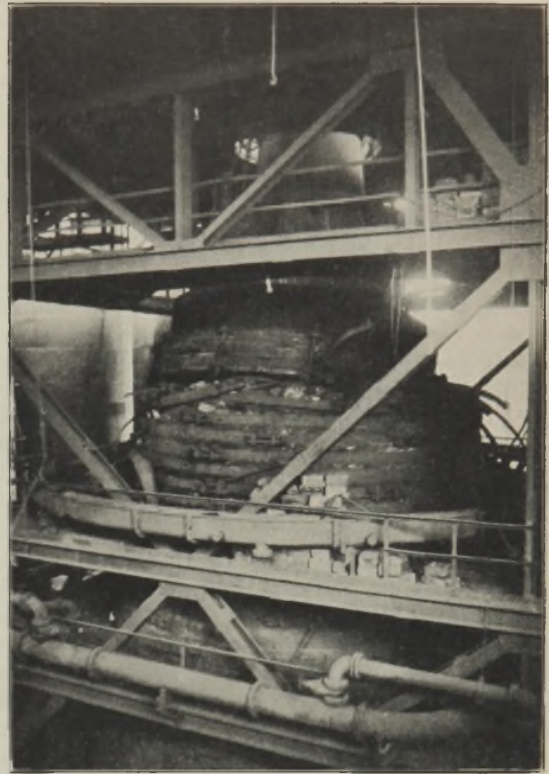


Abbildung 4. Ansicht des heruntergefallenen 50 t schweren Sturzringes.

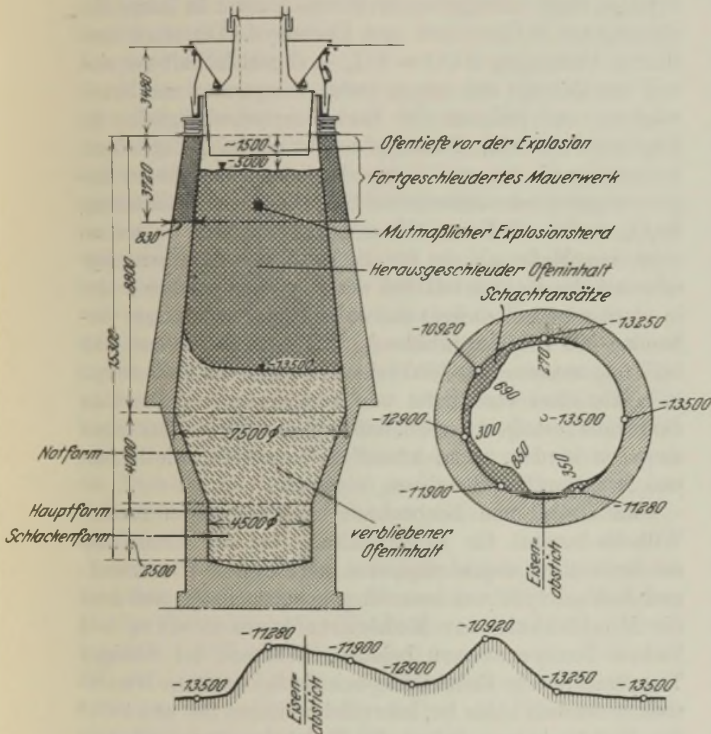


Abbildung 3. Tiefe der Ofenfüllung nach der Explosion.

einer ungewöhnlich reichlichen Kohlenstoffabscheidung zu suchen ist. Es handelt sich um die bekannte Kohlenoxydspaltung an Eisenkontakten nach der Gleichung $2\text{CO} = \text{C} + \text{CO}_2$. Diese Spaltung tritt schon, wie Laboratoriumsversuche zeigen, bei 270° ein. Die Reaktion läuft, einmal angeregt, von selbst unter starker Wärmeentwicklung weiter; es werden für 1 kg ausgeschiedenen Kohlenstoff 3134 kcal frei. Es ist anzunehmen, daß gerade die Zone unterhalb der Beschickungsoberfläche diese Kohlenoxydspaltung wegen des ihr eigenen Temperaturbereichs besonders begünstigt.

Von größter Bedeutung ist die Frage, ob die Ausscheidung des Kohlenstoffs aus dem Kohlenoxydgas die Folge oder die Ursache des Hängens ist. Es ist sicher, daß auch bei regelmäßigem Ofengang Kohlenstoffabscheidungen aus dem Gas eintreten; die schwarze Färbung der Gichtgase auch von heißgehenden Ofen weist darauf hin. Ebenso gefühlsmäßig naheliegend ist die Vorstellung, daß beim Hängen der Gichten, das ja meistens im untern Teil des Schachtes bzw. in der Rast auftritt, an Stellen von

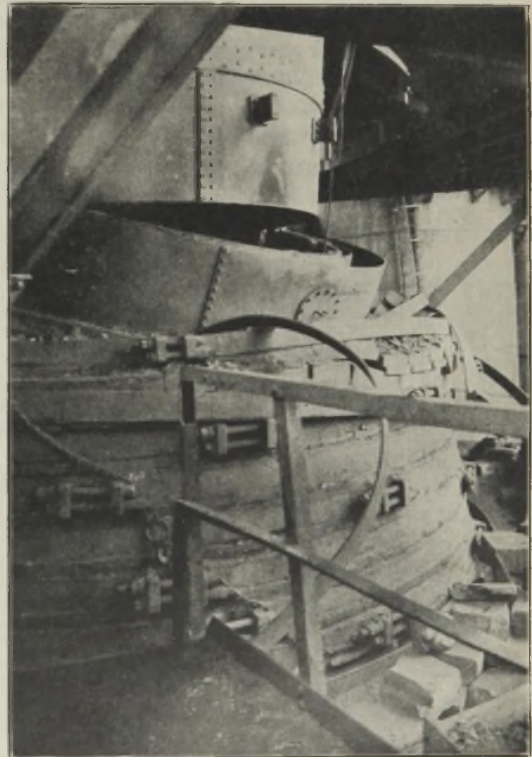


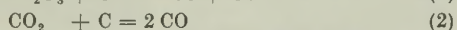
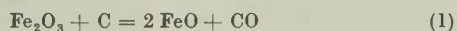
Abbildung 5. Ofen 5 nach der Explosion.

Kohlenstoffausscheidung in höherer Ofenlage statt, und man erhält im Ofen verschiedene starke Schichten, die mit Kohlenstoff durchsetzt sind. Die Kohlenstoffausscheidung kann so stark werden, daß sich dadurch ein zweites, höher

gelegenes Hängegewölbe bildet. Schilling³⁾ berichtet von einer bemerkenswerten Beobachtung, daß der ausgeschiedene feine Kohlenstoff ein starkes Hängen in den oberen Schachtzonen veranlaßt. Auch er ist der Ansicht, daß die Ausscheidung des Kohlenstoffs die Ursache des Hängens ist und nicht die Folge⁴⁾.

Die Explosion kommt aller Wahrscheinlichkeit nach durch das Zusammentreten des feinen, pyrophoren Kohlenstoffs mit Sauerstoff zustande. Vielfach ist die Ansicht geäußert worden, daß durch das Ansaugen von Luft durch die geöffnete Gicht infolge Niedergehens hängender Gichten die Bildung des Explosivgemisches hervorgerufen wird, doch scheint dieser Vorgang bei dem Völklinger Unglück bestimmt nicht eingetroffen zu sein. Es wird durch Beobachtungen, die man auf einem andern Saalhüttenwerk bei Hochofenexplosionen gemacht hat und auf die später noch näher eingegangen werden soll, bewiesen, daß Explosionen auch bei vollständig geschlossener Gicht auftreten. Ferner ist die Vermutung geäußert worden, daß beim hängenden Ofen durch Herausbrennen des Kohlenstoffs und Vergrößerung der oxydierenden Zone allmählich ein Zustand erreicht wird, in dem Sauerstoff und Kohlenoxyd zusammenstoßen, wodurch eine Explosion begünstigt wird. Beim rohgängigen Ofen ist die Oxydationszone über den Formen bestimmt größer als im regelmäßigen Betriebe. Aber rein gefühlsmäßig kann diese Verschiebung höchstens 1 m ausmachen. Es ist schwer vorstellbar, daß die vergrößerte Oxydationszone die Ursache für eine Hochofenexplosion werden kann. Dem stehen auch die an andern Stellen gemachten Erfahrungen entgegen, daß Explosionen von besonderer Schwere bei anscheinend ganz regelmäßigem Betrieb aufgetreten sind, wo die Oxydationszone gewiß nicht größer als gewöhnlich war.

Viel näherliegend ist der Gedanke, daß das Zusammentreten von Kohlenstoff mit in der Erzbeschickung reichlich vorhandenen Eisenoxyden oder die Umsetzung von Kohlen säure durch Kohlenstoff unter Bildung von Kohlenoxyd oder beide Vorgänge zusammen die Ursache für die verheerenden Explosionswirkungen bilden:



B. Osann⁵⁾ lehnt beide Reaktionen ab, weil sie Wärme verbrauchen; aber der erforderliche Wärmeaufwand ist ja durch den großen Wärmeinhalte des pyrophoren Staubes und durch die beim Stürzen des unteren Hängegewölbes freigelegten glühenden Oxydmassen reichlich vorhanden. Als Beweis für die Tatsache, daß ein endothermer Vorgang auch explosiv wirken kann, sei folgende Beobachtung erwähnt: Um die unnatürlich hohe Gichttemperatur von 400 bis 500° eines auf hochsiliziertes Sonderroheisen gehenden Ofens zu erniedrigen, wurde der Koks stark genäßt. Beim Aufsetzen des 8 m³ fassenden Setzkübels auf den Gichtverschluß trat durch die plötzliche Verdampfung der zugesetzten Wassermengen eine Gasmengenvermehrung ein, die explosionsartige Schläge in der Rohgasleitung hervorrief, die sich bis zur Gasreinigung fortpflanzten. In ähnlicher Weise kann man sich auch die Wirkung der endotherm verlaufenden Umsetzungen 1 und 2 vorstellen. Nachdem das untere Hängegewölbe eingestürzt ist, dadurch glühende Erzmassen freigelegt sind und Kohlen säuremengen in die darüberliegende Beschickung aufsteigen, stürzt im zweiten

Abschnitt kurze Zeit darauf das durch den feinen ausgeschiedenen Kohlenstoff gebildete Hängegewölbe ein, Kohlenstoff tritt mit den glühenden Erzmassen bzw. heißen Kohlen säuremengen unter Ueberspringung eines Temperaturbereiches, der beim geordneten Gang allmählich durchströmt wird, plötzlich zusammen und löst, da genügende Wärmemengen vorhanden sind, die explosionsartigen Wirkungen aus. Auch dem Hinweis, daß die Reaktion $\text{C} + \text{CO}_2 = 2 \text{CO}$ nur in hohen Ofenzonen erfolgen kann, in denen Kohlen säure in ausreichenden Mengen besteht, kann die Tatsache entgegengehalten werden, daß fast alle Schachtzerstörungen, sowohl in Rodingen⁶⁾, Hattingen⁷⁾ als auch neuerdings in Völklingen, in der obersten Schachtzone erfolgen.

Eine weitere, etwas gesuchte Erklärung ist von H. Skappell⁸⁾ gegeben worden, der daran festhält, daß die Ursache einer Hochofenexplosion eine exotherme Reaktion sein muß. Skappell denkt sich die Vorgänge folgendermaßen: Das Gewölbe stürzt in den Hohlraum, hier wird das Kohlenoxydgas stark zusammengepreßt und kommt in innige Berührung mit Kohlenstaub und Eisenoxyd. Die stark exotherme Umsetzung $2 \text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$ geht lebhaft vor sich und beschleunigt sich immer mehr, Temperatur und Druck wachsen und steigern die Reaktionsgeschwindigkeit: die Explosion tritt ein. Nunmehr macht die hohe Explosions temperatur die von van Vloten als alleinige Ursache der Explosion angesehen endotherme Reaktion nach der Gleichung $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 2 \text{Fe} + \text{CO}$ möglich, und zwar in um so stärkerem Maße, als der für die Reduktion des Eisenoxyds erforderliche Kohlenstoff bei der Explosion entstand, also in statu nascendi vorliegt und daher besonders wirksam vorhanden ist. Die Skappellsche Ansicht setzt also voraus, daß bei Temperaturen über 1000° eine Zerlegung von Kohlenoxyd in Kohlen säure stattfindet und Temperatur und Druck in dem Maße gesteigert werden, daß explosionsartige Wirkungen ausgelöst werden, wenn künstliche Umstände, wie Druck- und Reaktionsbeschleunigung, eintreten.

Auf Grund von Beobachtungen, die man im Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung bei der Ermittlung der Reduktionsgeschwindigkeiten von Erzen im Wasserstoff- und Kohlenoxydstrom neuerdings gemacht hat⁹⁾, muß man die Möglichkeit der Kohlenstoffausscheidung bei hohen Temperaturen bejahen. Während bei mäßigen Temperaturen die Reduktionsgeschwindigkeit durch Wasserstoff wesentlich höher ist, kehrt sich zwischen 800 und 1000° das Verhältnis um, indem die Reduktionsgeschwindigkeit durch Wasserstoff gegenüber der durch Kohlenoxyd zurückbleibt. Man hat die Aufklärung darin gefunden, daß bei Reduktion durch Wasserstoff das reduzierte Metall zu einer dichten, oberflächlichen Schutzschicht zusammensintert, durch die der Wasserstoff hindurchdringen muß, um weiter einwirken zu können, während bei Kohlenoxyd eine Durchsetzung des Erzes mit katalytisch niedergeschlagenem Kohlenstoff stattfindet, so daß das Gas und damit die Reaktion in das Innere des Erzes weiter hineinschreiten kann. Dieser Versuch würde also auch dafür sprechen, daß bei verhältnismäßig hohen Temperaturen, bei denen man es bisher nicht angenommen hat, die Abscheidungen des Kohlenstoffs stattfinden, wenn natürlich auch schwächer als bei tieferen Temperaturen. Voraussetzung dürfte sein, daß keine großen Gehalte an Kohlen säure in dem Gas vorhanden sind, die wieder zu einer Oxydation dieses Kohlenstoffs führen würden.

³⁾ St. u. E. 23 (1903) S. 626.

⁴⁾ Vgl. hierzu auch St. u. E. 12 (1892) S. 114/8, 336/8, 528/9 u. 582/3.

⁵⁾ Lehrbuch der Eisenhüttenkunde, 2. Aufl., 1. Bd. (Leipzig: W. Engelmann 1923) S. 760/2.

⁶⁾ St. u. E. 20 (1900) S. 33/4.

⁷⁾ St. u. E. 23 (1903) S. 623/7.

⁸⁾ St. u. E. 29 (1909) S. 214/6.

⁹⁾ H. H. Meyer: Mitt. K.-W.-Inst. Eisenforsch. 9 (1927) S. 273/7; vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 1793/4.

Im übrigen scheint nach den Anschauungen und Beobachtungen im Kaiser-Wilhelm-Institut eine Explosion auf der Grundlage eines endothermen Vorgangs durchaus möglich. Im allgemeinen ist die Explosion dadurch gekennzeichnet, daß an irgendeiner Stelle die Reaktion einsetzt. Dabei wird Wärme frei, die dadurch hervorgerufene Temperatursteigerung begünstigt das Fortschreiten der Reaktion. Ebenso wirkt noch die starke Druckwelle, die mit sehr großer Geschwindigkeit fortschreitet. Sie ist auch die Ursache für die schon erwähnte Beobachtung, daß man bei Gasexplosionen in Zimmerräumen nicht nur eine Zerstörung der wenig starken Fenster, sondern auch der widerstandsfähigeren Wände erlebt, weil eben diese Welle mit solcher Geschwindigkeit auf die Wände auftrifft, daß ein Ausweichen in der Regel nicht mehr möglich ist.

Wenn man Wärme verbrauchende Umsetzungen als Ursache eines explosionsartig verlaufenen Vorganges annimmt, dann werden gewisse Erscheinungen, die im allgemeinen als Kennzeichen von Explosionen angeführt werden, wegfallen, wie dies auch bei der Beobachtung der Vorgänge in Völklingen der Fall war. Die Explosion hat sich durch ein Rauschen vorbereitet, das ein allmähliches Anschwellen zeigte bis zu der mit dumpfem Schlage und nicht mit scharfem Knall erfolgten Zerstörung des Ofens. Während ferner bei einer exothermen Reaktion mit der Explosion alles zu Ende sein sollte, ist das hier nicht der Fall gewesen, sondern es haben offenbar eine Reihe von Nachexplosionen stattgefunden. Das Rauschen ist auch nach dem eigentlichen Ausbrechen des Ofens noch zu vernehmen gewesen, und es sind auch noch später Ausbrüche von Staub usw. erfolgt. Daß diese endotherme Reaktion plötzlich mit so großer Geschwindigkeit einsetzt, daß explosionsartige Wirkungen eintreten, wird man so erklären müssen, daß der hoch reaktionsfähige, katalytisch abgeschiedene Kohlenstoff plötzlich in heißere Gebiete hineinkommt und sich dadurch die Reaktionsgeschwindigkeit außerordentlich steigert, so daß große Mengen von Kohlenoxyd in der Zeiteinheit gebildet werden.

Auch die bei früheren, ähnlichen Unglücken gemachten Beobachtungen können als Kennzeichen für Explosionen, die aus Wärme bindenden Umsetzungen entstanden, gelten. Schon W. van Vloten¹⁰⁾ erwähnt besonders den Umstand, daß eine gewisse Zeit für die Entwicklung der Explosion notwendig ist, so daß häufig vorher ein „Blasen“ gehört wird, ein Vorgang, der in Völklingen als starkes „Rauschen“ bezeichnet wurde. Dadurch machen die Explosionen den Eindruck, als ob sie durch eine rasche Gasentwicklung aus festen Substanzen hervorgerufen würden. Auch unterliegt es keinem Zweifel, daß die Heftigkeit der Explosion in keinem Verhältnis steht zu der Hartnäckigkeit des vorherigen Hängens der Gichten. Nach den Feststellungen von van Vloten kann die Beschickung tagelang so fest gehen, daß der Ofen kaum Wind annimmt; die Gichten werden trotzdem häufig ruhig heruntergehen. Eine verheerende Explosion kann dagegen stattfinden, wenn, wie das später noch erwähnte Beispiel von Neunkirchen zeigen wird, der Ofeninhalt nur kurze Zeit hängt, so daß selbst die Gichtsetzer darüber im Zweifel waren, ob wirklich ein Hängen der Gichten stattfand. Auch bei dem dritten Beispiel wird berichtet, daß eine schwere Hochofenexplosion mit Zerstörung des oberen Schachtes eintrat, während die Schlacke normal lief und der Winddruckschreiber keinerlei Ansteigen des Druckes erkennen ließ. Der Ofen hatte eine besonders gute Leistung erzielt und auf der betreffenden Schicht eine normale Gichtenzahl gemacht, bis auf einmal von der Gicht

gemeldet wurde, der Ofen hinge und der Wind müsse abgestellt werden. Da der Meister der Meinung war, daß die Leute lediglich das Bedürfnis hätten, vor Schichtende noch einige Gichten zu machen, lehnte er ab, den Wind abzustellen. Beim Schließen des Windschiebers nach dem Abstich ereignete sich die erwähnte Explosion von ganz außerordentlicher Schwere. Der Vorgang beleuchtet erneut die hohe Bedeutung einer selbstschreibenden Gichtsonde und bestätigt die alte Schmelzererfahrung, daß die Gefahr des Auswerfens bzw. einer Explosion hauptsächlich dann besteht, wenn beim Hängen die Schlacke läuft, d. h. wenn also offenbar nur der obere Teil der Beschickung festhängt, während der untere weitergeht. In Völklingen hat zweifellos der Ofen oben und unten gehangen; der untere Teil kam etwa $\frac{1}{4}$ st herunter, während beim Fallen der oberen Brücke die folgenschwere Explosion eintrat. Daß ein doppeltes gleichzeitiges Hängen eines Hochofens, d. h. die Bildung eines oberen und unteren Hängegewölbes, durchaus möglich und wiederholt beobachtet worden ist, wird von verschiedenen Fachleuten versichert.

In der Erörterung des Vortrages von Schilling über die Hattinger Hochofenexplosion¹¹⁾ wurde von dem zuständigen Gewerbeaufsichtsbeamten die Forderung aufgestellt, zum Aufbau des Ofenschachtes große Schamotteformsteine von einer Länge zu verwenden, die der Dicke der Ofenschachtwandungen gleichkomme. Es verdient deshalb die Tatsache erwähnt zu werden, daß in Völklingen grundsätzlich die Schächte mit großen Steinen gebaut werden, ohne daß man, wie die Zerstörungen zeigen, damit ein wirksames Mittel gegen die verheerenden Wirkungen von derartigen Explosionen gefunden hätte.

Es sei ferner auf die Annahme kurz eingegangen, daß die beim Niedergehen hängender Gichten entstehenden Explosionen im Schacht so zu erklären seien, daß die stark gepreßten und plötzlich frei gewordenen Gase die Möllermassen mit sich reißen. Wenn diese Annahme zuträfe, dann müßten die mitgerissenen Möllermassen in der Hauptsache den Weg durch die offene Gicht nehmen. Das merkwürdigste Kennzeichen der Völklinger Explosion ist indes, daß sich die Gichtschüssel kaum bewegt hat, auch keine nennenswerten Möllerbestandteile zur Gicht herausgeflogen sind, und trotzdem der stark geschützte obere Schacht zerstört wurde.

Im Zusammenhang mit dem Völklinger Unglück sind Einzelheiten aus einem Vortrag wichtig, den F. L. Clerf, damaliger Hochofenchef des Neunkirchener Eisenwerks, am 10. Mai 1926 in Neunkirchen vor dem vom Hochofenaus-schuß des Vereins deutscher Eisenhüttenleute eingesetzten Unterausschuß für Hochofenuntersuchungen gehalten hat, und in dem beachtenswerte Ausführungen über die mehrfach in Neunkirchen beobachteten Hochofenexplosionen gebracht wurden. Mit der Genehmigung der Werkleitung von Neunkirchen seien folgende Ausführungen aus dem nicht veröffentlichten Bericht wiedergegeben:

„Wenn wir ein schweres Stürzen der Gichten vermuten und ein Auswerfen des Ofens befürchten, so öffnen wir die Gichtglocke, bevor der Wind abgestellt wird. Ohne diese Maßregel wird nicht nur die Schüssel gehoben, sondern auch der obere Teil des Schachtes zerstört, Bänder zerrissen und Hochofensteine weit fortgeschleudert. Es wäre für den Betrieb interessant zu wissen, ob man überhaupt eine Konstruktion stark genug machen kann, die ohne Gefahr der Zerstörung die Wucht dieser Explosionen aufnehmen kann; denn durch den Stillstand, der immer die Folge eines gewaltigen Auswerfens ist, geht kostbare Zeit verloren, ehe

¹⁰⁾ Ber. Hochofenaus-sch. V. d. Eisenh. Nr. 1 (1908).

¹¹⁾ St. u. E. 23 (1903) S. 627.

man wieder anblasen kann. Es ist schwierig, die Wucht der Explosion zu messen. Manche Theorien sind aufgestellt worden. Die Theorie von van Vloten scheint mir die wahrscheinlichste; denn die beiden Bedingungen, mürber Koks und leicht zerfallende Erze, die viel feinen Kohlen- und Erzstaub erzeugen und diese beiden Elemente in heißem Zustande innig mengen, sind wohl nirgends so vorhanden wie in den Saarlochöfen. Soviel ich weiß, finden auch nirgends diese Hochofenexplosionen in dem Maße statt wie hier. Die Heftigkeit der Explosion kann nicht nach der Dauer oder Hartnäckigkeit des Hängens im voraus geschätzt werden. Eine der schlimmsten Explosionen, die wir hatten, fand morgens um 4½ Uhr statt an unserm Ofen 5, nachdem der Ofen bis 4 Uhr 13 Gichten gemacht hatte. Eine gute Leistung sind 15 bis 17 Gichten in acht Stunden. Der Meister hatte daher keine Veranlassung, anzunehmen, der Ofen könnte hängen. Er ließ die Schüssel geschlossen. In der Schüssel waren 15 500 kg Erz. Der Satz fiel, eine Explosion folgte, und die Schüssel wurde über 1 m in die Luft geworfen. Nach neunstündigem Stillstand wurde der Ofen wieder angeblasen und ging gut. Ein Mann wurde bei dieser Explosion verletzt. Ein anderer Fall ereignete sich an Ofen 4. Nach ziemlich schwerem Gange (25 Sätze in 24 h) wurde der Ofen abgeschlossen und der Wind abgestellt. Eine

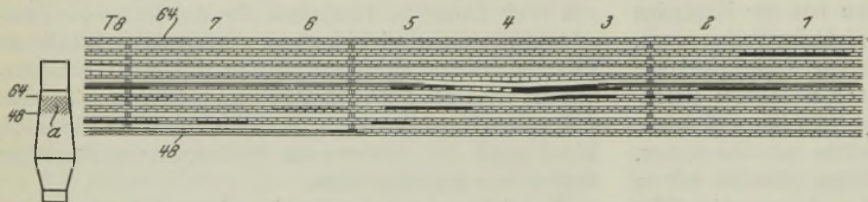


Abbildung 6. Abwicklung des Schachtes an Ofen 2 nach der Explosion.
(Die herausgeschleuderten Steine sind schwarz gekennzeichnet.)

Explosion folgte dem Sturz der Gicht, und trotzdem die Glocke offen war, wurde die Schüssel so in die Höhe geworfen, daß einige Hängeschuhe von der Elektrohängebahn zertrümmert wurden. Die eine Seite der Schüssel wurde also über 2 m gehoben. Ein Stillstand von 13 h war notwendig, um den Ofen wieder anblasen zu können.

Am Hochofen 2 haben wir ebenfalls zwei schlimme Fälle gehabt. Am Sonntag, dem 26. August 1923, nachts gegen 12 Uhr, wurde der Ofen abgestellt, ohne abgeschlossen zu sein. Die Leistungen des Ofens an den vier vorhergehenden Tagen waren ganz normal und betragen 170, 181, 173 und 176 t. Der Ofen hatte morgens einen Stillstand von 3½ h (damals wurde das Stichloch noch ohne Maschine zugestopft), und der Meister dachte an kein festes Hängen. Abb. 6 zeigt die Steine, die herausgeschleudert wurden. Alle Explosionsklappen wurden zerstört. Der Stillstand dauerte 20 h. Der Ofengang, der auf die Störung folgte, war normal.

Eine noch schlimmere Explosion fand am 12. November 1924 an demselben Ofen statt. Der Ofen hatte zwölf Sätze bis 1 Uhr, also normalen Betrieb. Der Wind wurde abgestellt, um das Schlackenloch zu schließen. Der Satz fiel, und eine Explosion folgte, die den oberen Teil des Schachtes zerstörte. Wir haben den oberen Teil des Schachtes, etwa 6 m, erneuert, eine neue Gichtschüssel und neue Explosionsklappen eingebaut. Der Stillstand dauerte vom 12. bis 16. November; ein Rohgang folgte beim Anblasen.

Diese schweren Explosionen fanden immer statt zu einer Zeit, wo der Koks mürbe war, und unsere Koksanlage von der Grube viel Lagerkohlen bekam.

Hätten wir in unserer Gicht selbsttätige und registrierende Sonden einbauen können, so wäre es vielleicht mög-

lich gewesen, eine Unregelmäßigkeit im Ofen zu bemerken und auf ein teilweises Hängen zu schließen.

Ich habe hier dieselben Beobachtungen gemacht, wie sie in dem Aufsatz von van Vloten in „Stahl und Eisen“ geschildert worden sind. Die Explosion beginnt einen Moment nach dem Stürzen der Gicht. Die Erfahrung hat bewiesen, daß die Explosion in den meisten Fällen für die Gichtkonstruktion harmlos ist, wenn die Gicht offen ist. Es werden in diesem Falle nur etliche Tonnen von Material ausgeworfen. Die Fläche, welche dem Druck ausgesetzt ist, ist ein Ring von 4,70 m äußerem Durchmesser und 1,80 m innerem Durchmesser, das macht 17,36 m² minus 2,50 m² = 14,86 m² oder 148 600 cm². Van Vloten machte ein Laboratoriumsexperiment, um die Bedingungen dieser Explosion künstlich zu erzeugen, und erreichte einen Druck von 4 kg in wenigen Sekunden, allerdings in einem geschlossenen Rohre. Nehmen wir an, der Druck beträgt nur 2 kg, so erhalten wir schon einen Gesamtdruck von 297 t, rd. 300 t.“

Aus den Darstellungen von Clerf ist als wichtigste Tatsache zu entnehmen, daß als Sauerstoffträger für die unter den Betriebsverhältnissen an der Saar besonders leicht auftretenden Explosionen im Hochofen nicht die atmosphärische Luft, die beim Stürzen der Gichten durch die Ofenglocke eingesogen wird, auftritt, sondern daß er mit größter Wahrscheinlichkeit in den oxydischen Möllerbestandteilen oder vielleicht auch in der Kohlensäure zu suchen ist.

In den früheren Jahren nahm man als Ursache der Explosionen im Innern des Ofens innerhalb der Beschickung explosive Gasgemische an. Der bereits erwähnte Bericht von van Vloten¹⁰⁾, der sich mit der „Entstehung und Wirkung von Hochofenexplosionen“ befaßt, stellt fest, daß die Tatsache, daß derartige Explosionen auch bei Oefen vorgekommen sind, die ohne Gasverschluß mit offener Gicht arbeiteten, sowie der Umstand, daß ein erhebliches Spannerwerk in Form von angesammelten Gasen im Innern des Ofens kaum angenommen werden kann, schlecht mit den bedeutenden mechanischen Wirkungen einer Hochofenexplosion in Einklang zu bringen sind¹²⁾. Die im Jahre 1908 in einem Rundschreiben des Vereins deutscher Eisenhüttenleute gestellte Frage, ob die beobachteten Explosionen stets nach oder bei dem Niedergehen hängender Gichten auftreten, wurde 35mal bejaht. Von diesen Werken entfallen 5 auf Oberschlesien, 12 auf Rheinland und Westfalen, 6 auf das Siegerland, 10 auf das Saargebiet und Lothringen-Luxemburg. Daß durch die Anwendung von heißerem Gebläsewind und feinerer Beschickung die Neigung der Oefen zum Hängen gefördert wird, wurde bestätigt; auch die Zahl der Explosionen sollte sich den Antworten zufolge vermehren. 22 Explosionen erfolgten im Schacht.

Ebensowenig wie von einem eindeutigen Verlauf des Explosionsvorganges in Völklingen die Rede sein kann, wird man eine befriedigende Erklärung auf die Frage geben können: Wie kann man derartigen Explosionen am wirksamsten entgegentreten? Der nächstliegende Gedanke ist, daß man die Versteifung und Verankerung der Oefen kräftiger macht, als es heute noch hier und da der Fall ist. Die meisten Oefen werden vermittels durchgehend um-

¹²⁾ Vgl. zur Frage der Ursachen von Hochofenexplosionen noch St. u. E. 23 (1903) S. 773/7, 838, 922/5; 28 (1908) S. 1015/7, 1783/7; 29 (1909) S. 214/7.

laufender Bänder gehalten. Diese Verankerung hat den Nachteil, daß beim Brechen einer Schraube gleich der ganze Umfang freigelegt wird. Unterteilt man den Ofenumfang durch sechs oder acht senkrechte Versteifungen, so daß jedes Feld nur ein Sechstel oder ein Achtel des ganzen Kreisumfangs hat, so erreicht man, daß nicht nur eine Schraube reißen muß, um die Explosion gefährlich wirksam zu machen, sondern daß eine ganze Anzahl Schrauben brechen müssen, ehe eine Gefahr für einen Zusammenbruch des Hochofens eintritt. Bei doppeltem Spanschloßverschluß, der wohl die gebräuchliche Verbindung bei einer Hochofenverankerung darstellt, ist der Uebelstand noch schlimmer; denn die beiden Schrauben, die demselben Schloß den Halt geben, sind niemals vollständig gleichmäßig angezogen. Infolgedessen kann es sehr gut vorkommen, daß erst die eine Schraube reißt und dann die andere. Während man bei dieser Anordnung nur die Zugfestigkeit einer einzigen dünnen Schraube dem Explosionsdruck auf den ganzen Umfang entgegensetzen hat, steht bei sechs senkrechten Versteifungen und nur einer, aber doppelt so dicken Schraube der vierfachen Zugfestigkeit nur ein Sechstel des Flächen-drucks entgegen. Diese „Korsett“-Versteifung ist zum ersten Male nach der Hattinger Explosion aufgekommen und hat sich auf verschiedenen Hochofenwerken bestens bewährt. Ob eine derartige Schachtverankerung stark genug gewesen wäre, um bei der Völklinger Explosion die unheilvollen Zerstörungsfolgen zu vermeiden, muß bezweifelt werden. Ein rheinisch-westfälisches Werk berichtet, daß bei einer Explosion, bei der ebenfalls Teile des oberen Schachtmauerwerks zerstört worden sind, die Trümmer der Steine durch ein solches Korsett in ihrer Lage festgehalten wurden, so daß nur die oberste Lage der Steine weggeschleudert werden konnte.

Um die Wirkungen der mehrfach vorgekommenen Hochofenexplosionen zu verringern, ist ein anderes Saarhüttenwerk dazu übergegangen, die Gichtschüssel nur leicht mit dem Ofenmantel durch Bruchschrauben zu verbinden. Die Bruchschrauben reißen bei der Explosion, die Schüssel wird hochgeworfen und nachher wieder leicht befestigt.

Um dem Hängen der Ofen als Ursache der Hochofenexplosion schnell und wirkungsvoll entgegenzuarbeiten, wird von anderer Seite das Niederschmelzen des Hängegewölbes in folgender Weise empfohlen: Der Ofen wird stillgesetzt und, um den Ort des Gewölbes festzustellen, angebohrt. Saugt der Ofenschacht durch ein Loch Luft von außen an, wirkt er also als Kamin, so ist man oberhalb der Versetzung; herrscht kein Zug oder tritt Gas aus, so ist man im oder unterhalb des Gewölbes. Sobald die Punkte oberhalb und unterhalb der Versetzung genügend beisammen liegen, wird kurz oberhalb des Hängegewölbes ein größeres Loch in das Schachtmauerwerk gebrochen und darauf mittels Sauerstoff-Wasserstoff-Gebläses ein etwa kopfgroßes Loch in das Gewölbe geschmolzen. Die Schachtöffnung wird dann vermauert und der Ofen vorsichtig wieder angeblasen. Sehr bald zeigt sich Gas auf der Gicht und nach kurzer Zeit Koks vor den Formen. In den weitaus meisten Fällen soll ein derartig behandelter Ofen ohne Auswerfen von Beschickungsgut herunterkommen. Das durch das Gewölbe gebrannte Loch gibt dem Wind wieder einen Weg zum Koks frei. Das Loch vergrößert sich langsam, und die Beschickung wird durch das größer und größer werdende Loch herunterrieseln.

Bei einem anderen, so schweren und lange andauernden Hängen, daß sich an der Gicht überhaupt kein Gas mehr zeigte, wurde das Hängegewölbe mit Dynamit heruntergeschossen. Nach dem Anblasen nahm der Ofen wieder Wind an und kam ruckweise herunter, ohne besonders stark auszuwerfen. Nach dem Stillsetzen wurde festgestellt, daß der Ofen nur in der Mitte heruntergegangen war und man durch einen zylindrischen Hohlraum von 2 bis 2,5 m Durchmesser von der Gicht aus bis etwa 2 m über die Formen heruntersehen konnte. Der Versuch, diese zähen, 1,5 bis 2 m starken, die ganze Ofenwand verkleidenden Ansätze loszusprenge, gelang nur sehr unvollkommen. Der Ofen wurde darauf nur mit Koks und etwas Kalkzuschlag gefüllt und angeblasen. Die Ansätze müssen hierbei restlos abgeschmolzen sein, denn der Ofen kam ohne jegliche Begleiterscheinungen wieder in geregelten Gang.

Seit der Aussprache über Hochofenexplosionen im Jahre 1908 vor dem Hochofenausschuß des Vereins deutscher Eisenhüttenleute hat die Hochofentechnik eine ungewöhnliche Entwicklung durchgemacht. Durch Aenderung der Ofenprofile und der ganzen Betriebsweise, insbesondere auch durch Stückigmachung von Feinerzen und durch Koksverbesserung ist die durchschnittliche spezifische Ofenleistung um mehr als das Dreifache gesteigert worden und der Koksverbrauch beträchtlich gesunken.

Es scheint keinem Zweifel zu unterliegen, daß man im rheinisch-westfälischen Industriebezirk in den letzten Jahren weniger von schweren Hängerscheinungen und den dadurch ausgelösten Hochofenexplosionen hörte. Rein gefühlsmäßig wird ein schneller Rohstoffdurchsatz und die in den neuzeitlichen Hochofen vorhandene große Gasgeschwindigkeit bei steiler Rast die Bildung von Hängegewölben und toten Ofenzonen erschweren. Durch Kohlenoxydspaltung gebildeter Kohlenstaub wird um so leichter weggespült, je größer die Gasgeschwindigkeit und je kürzer die Durchsatzzeit in der entscheidenden Temperaturzone ist. In ähnlicher Weise hat sich ja die neuzeitliche Entwicklung auch als günstig für die Haltbarkeit des Gestells erwiesen. Es scheint, als ob nicht das Roheisen, sondern die Schlacke der Feind der Gestellwand ist. Bei den größeren Ofenleistungen wird naturgemäß die Schlacke weniger mit dem Gestellmauerwerk in Berührung kommen, als dies früher der Fall gewesen ist.

Gegenüber den Hochofenbetriebsverhältnissen in Rheinland und Westfalen haben sich die an der Saar verhältnismäßig wenig verändert. Die durchschnittliche Tageshöchstleistung eines saarländischen Hochofens beträgt etwa 250 t. Die Ursachen für diese langsamere Entwicklung sind bekannt: es ist hauptsächlich der leichte Zerfall der Minette, das geringere Ausbringen und die schlechten Koksverhältnisse. Man wird aus diesen Gründen im Saargebiet von größeren Explosionsgefahren sprechen können, als sie für die übrigen deutschen Roheisenerzeugungsgebiete bestehen. Die Wege, um im Zeitmaß der Entwicklung den rheinisch-westfälischen Hochofenbetriebsverhältnissen näherzukommen, sind beschritten; sie bestehen im wesentlichen in der Zerkleinerung des Erzes, in der Stückigmachung des abgeseibten Feinerzes und vor allen Dingen in der Verbesserung des Saarkokses. Es ist zu hoffen, daß nach Erreichung dieser Ziele die Durchsatzzeit stark verringert und damit auch die Explosionsgefahr für die Hochofen an der Saar vermindert wird. (Schluß folgt.)

Neuerungen an Siemens-Martin-Oefen mit Moll-Kopf.

Von Dipl.-Ing. Karl Hermann Moll in Rasselstein.

[Bericht Nr. 146 des Stahlwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute*].

(Verbrennungsvorgänge im Herdraum. Anordnung des Brenners. Beschreibung der Luftkammer mit vorgeschalteter bis über die Bühne hochgezogener Vorkammer. Ausgitterung mit Moll-Rhenania-Stein. Betriebsergebnisse. Beschreibung eines neuen Ventils.)

In einem früheren Bericht¹⁾ war das Schmelzen mit heißester, straffer Flamme als das wirtschaftlichste bezeichnet worden, weil es sowohl für den Wärmeübergang durch Strahlung als auch durch Konvektion die günstigsten Bedingungen ergibt. Als Wege, bei gegebener Gasart die höchsten Verbrennungstemperaturen zu erreichen, waren dabei angegeben hohe Vorwärmung von Gas und Luft, Anwendung von Katalysatoren und möglichst vollkommene Mischung und Verbrennung von Gas und Luft auf kleinstem Raume mit geringstem Luftüberschuß. Das letztgenannte Mittel, das als das wichtigste zuerst verwirklicht wurde, führte zu den beiden bekannten Ausführungsarten des Moll-Kopfes: bei der einen mündet der breitere Luftzug möglichst senkrecht in den richtungbestimmenden Gasstrom, bei der anderen mündet der schmalere, möglichst senkrecht aufsteigende Gasstrom in den breiteren, richtungbestimmenden Luftstrom. Im nachfolgenden soll nun über Ver-

In Abb. 1 ist auf Grund der Zahlen von Schleicher und Lüth ein Schaubild aufgestellt, das den Verbrennungsvorgang im Ofen, dargestellt am Kohlensäure-, Kohlenoxyd- und Sauerstoffgehalt, noch deutlicher als in dem angeführten Bericht erkennen läßt. Man ersieht daraus klar, daß bereits an der linken Tür die Verbrennung, besonders bei den oberen Meßstellen, praktisch beendet ist. Wenn der Kohlensäuregehalt nach der Rückwand des Ofens zu anteilmäßig zunimmt, so ist dies, wie aus dem Sauerstoff-Schaubild hervorgeht, lediglich darauf zurückzuführen, daß diese Zunahme durch Verbrennung infolge der Geschwindigkeitsabnahme der Flamme und durch die durch die Türen eintretende Falschluff hervorgerufen ist.

Die erste Ausführungsform des Brennerkopfes ist in Rasselstein verlassen worden, und nur die zweite, bei der also der schmalere, möglichst senkrecht aufsteigende Gas-

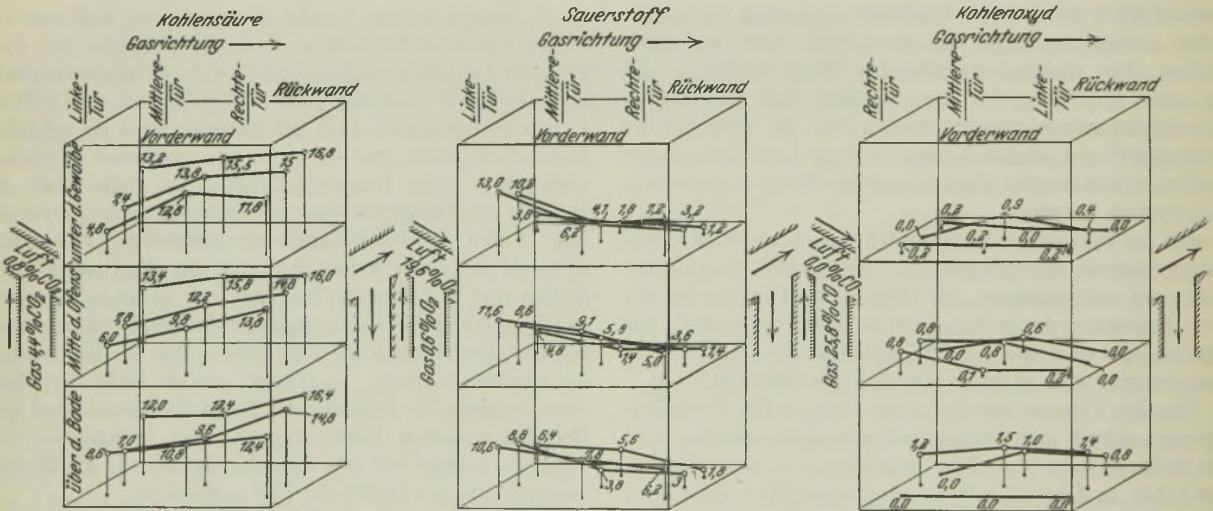


Abbildung 1. Der Verbrennungsverlauf im Moll-Ofen.

besserungen berichtet werden, die in den letzten Jahren sowohl am Ofen selbst als auch an den Kammern, Gitterwerksteinen und Umsteuerventilen vorgenommen worden sind.

Hinsichtlich der Verbrennungsvorgänge im Ofen ist durch die Untersuchungen von S. Schleicher und Fr. Lüth²⁾ über die Verbrennungsvorgänge im Herdraum von Siemens-Martin-Oefen verschiedener Bauart der kennzeichnende Unterschied zwischen dem Moll-Brenner und Brennern anderer Bauart festgestellt worden. Insbesondere werden dort erwähnt die schnellere Verbrennung und die gleichmäßige Verteilung der Verbrennungsgase in jedem Querschnitt des Herdraumes, worauf die kennzeichnende Frischwirkung des Moll-Kopfes beruhe. Die Frischwirkung erfolgt nicht, wie sonst bei frischenden Flammen, durch überschüssige Luft, sondern nur durch die gleichmäßig vorhandenen Abgaszerzeugnisse Kohlensäure und Wasserdampf.

strom in den breiteren, richtungbestimmenden Luftstrom mündet, ist bei einem 30-t-Ofen mit 20,3 m² Herdfläche, einem 60-t-Ofen mit 36 m² Herdfläche und einem 80-t-Ofen mit 45 m² Herdfläche in Anwendung.

Dieser Ofen hat einen Abhitzekeessel, da die Verwendung der später beschriebenen neuen Ventile ohne Wasserabschluß statt einer Kamintemperatur von 300 bis 350° bei Wasserabschluß eine solche von 510 bis 570° gebracht hat.

Gerade die zweite Ausführungsform der Brenner gestattet es, die Luftkammern, da sie außen an den Köpfen angeordnet sind, bis über die Bühne hochzuziehen und dadurch eine besonders hohe Vorwärmung zu erzielen. Man kann schlechtweg als Schmelzerregel für den Siemens-Martin-Ofenbetrieb aufstellen, daß möglichst hohe Luftvorwärmung das höchste Ziel ist. Bei Beheizung mit Braunkohlenbrikettgas u. dgl. ist in den meisten Fällen eine hohe Gasvorwärmung wegen der damit verbundenen Zersetzungsgefahr ein wärmewirtschaftlicher Nachteil; zudem bringt das Gas in der Regel eine hohe Eigentemperatur mit. Da je m³ Gas mindestens 1,25 m³ Luft zur Verbrennung benötigt werden, muß auch aus diesem Grunde das wirksame Gitterwerk in

*) Sonderdrucke sind zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H. in Düsseldorf, Schließfach 658.

¹⁾ H. Moll: St. u. E. 44 (1924) S. 193/202.

²⁾ Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 124 (1927).— Vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 2222/4.

der Luftkammer größer sein als in der Gaskammer. Von Bedeutung ist auch die verschiedenartige Wärmeübertragung in der Luft- und der Gaskammer. In der Gaskammer erfolgt sie sowohl für die Gas- als auch für die Abgaszeit mit unter dem Einfluß der Gasstrahlung; für die Luftkammer steht für die Luftperiode nur die Uebertragung durch Konvektion zur Verfügung, da die Luft keine wesentlichen Strahler enthält. Aus diesen Gründen ergibt sich für die Luftkammer die Forderung großer Geschwindigkeiten, d. h. enge Querschnitte, jedoch große Durchstreichhöhen oder lange Wege. Die Durchführung dieser Kammeraus-

Temperaturmessungen mit dem Ardometern ergaben an der Türe auf der Einströmseite Flammentemperaturen über 1800° und an der Türe am abziehenden Kopf über 1600° . Die letztere Temperatur gilt für die Zeit des Einsetzens, die bei dem 60-t-Ofen 4 bis 5 h, bei dem 30-t-Ofen 2,5 bis 3,5 h beträgt. Beide hier in Rede stehende Oefen werden überlastet; das Ausbringen beträgt 34 bis 36 t bzw. 68 bis 74 t Stahl. Die Tagesleistung beträgt bei einem Einsatz von 20 % Stahleisen rd. 2 % Gußbruch, sofern nur Kernschrott verwandt wird, 140 bis 150 bzw. 240 bis 250 t; dabei ist der Kohlen-

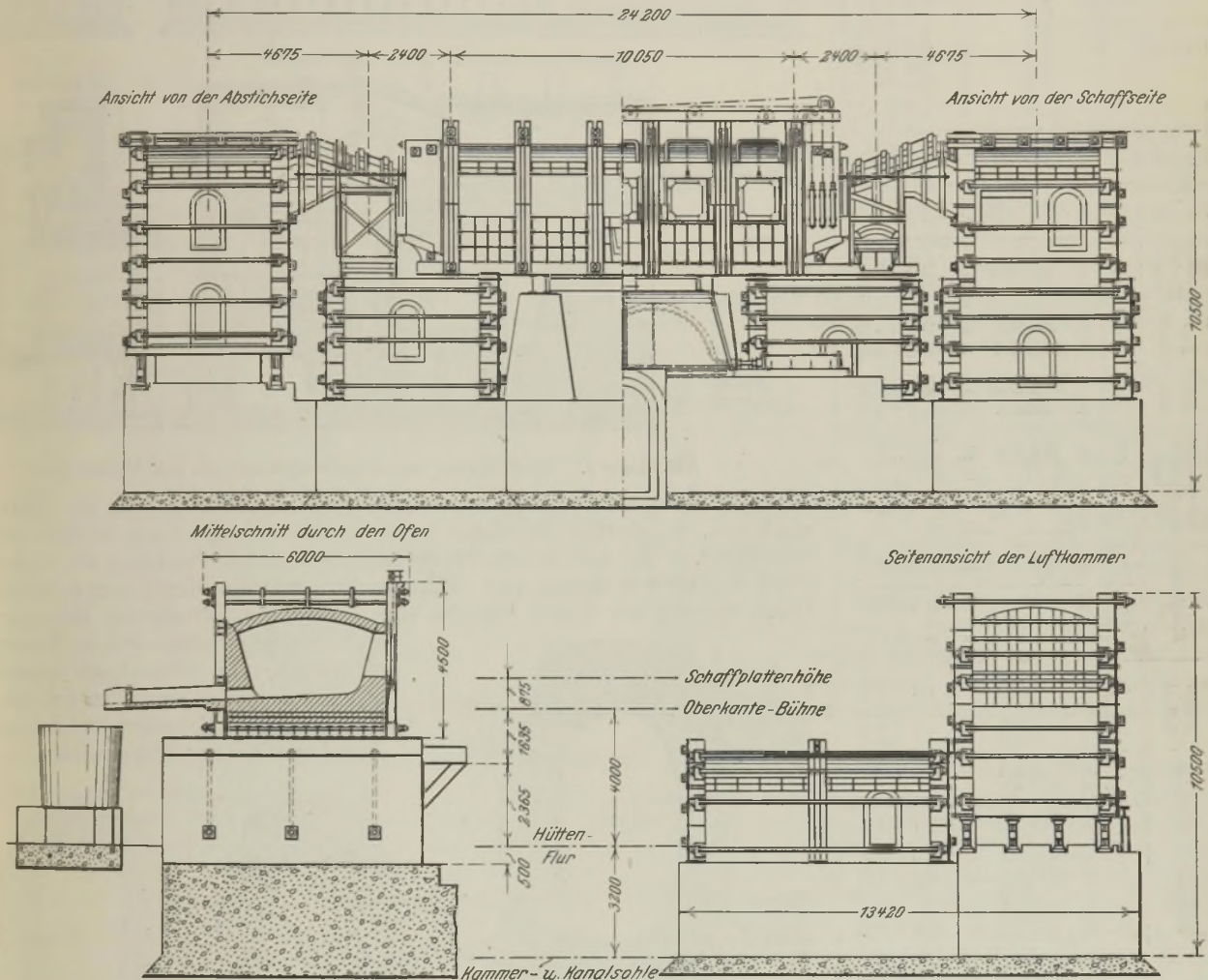


Abbildung 2. Feststehender 60-t-Ofen nach Moll.

bildung führt zu getrennten Gas- und Luftkammern, die den großen Nachteil der Undichtigkeiten der Mittelwände bei Zusammenfassung der Kammern in einen Block vermeiden.

Bei dem Neubau des 80-t-Ofens wurde die sehr vorteilhafte Eckwinkelverankerung, die bereits die 30-t-Oefen und der 60-t-Ofen zeigen, beibehalten. Wie aus Abb. 2 hervorgeht, werden die Ecken mit kräftigen, senkrecht hochstehenden Stahlgußwinkeln, die zur Aufnahme der Verankerungszugeisen mit Ohren versehen sind, bewehrt. Die Kammerumfangswände legen sich in die Winkel hinein, so daß eine Ausbauchung der Kammern ausgeschlossen ist, zumal da das Ziegelmauerwerk, das bei den 30- und 60-t-Oefen noch im Bogen gemauert, hier gerade ausgeführt und mit Platinen verschalt wurde. Besonders ausgebildete Türrahmen für die Einsteigetüren der Kammern aus Stahlguß nehmen den Wanddruck sicher auf und verhüten die sonst häufig auftretenden Tür-Undichtigkeiten.

verbrauch bei dem 30-t-Ofen im Jahresdurchschnitt 24 %, beim 60-t-Ofen 18 %. Der Steinverbrauch beträgt beim 30-t-Ofen 12,6 kg/t Stahl und Jahr; beim 60-t-Ofen liegt er nach 12monatiger Betriebsdauer bei 10,7 kg/t Silika + Magnesit + Schamotte. Der 30-t-Ofen hatte 301 Jahresbetriebstage; so wurden mit zwei früheren 30-t-Oefen jährlich je 43 000 und 44 000 t Stahl erzeugt. Die Leistungen des 60-t- und 80-t-Ofens ergeben sich aus Zahlentafel 1. Entsprechend dem wechselnden Einsatz sind diese Leistungen verschieden auf Grund des Ersatzes von Roheisen durch Kohlunsmittel und des Ersatzes von Kernschrott durch Preßschrott.

Bei den oben angegebenen Flammentemperaturen beträgt die Temperatur in dem obersten Teil der Luftkammer 1430 bis 1480° für Abgas, 1230 bis 1270° für Luft, bei einer mittleren Steintemperatur von 1350 bis 1390° . Es hat sich bei den beiden 30-t-Oefen nach dreijähriger Betriebs-

Zahlentafel 1. Leistungen des 60-t- und 80-t.-Ofens bei wechselndem Einsatz.

Ofen	Schmelzung	Schrott		weiliger Kernschrott		Eigener Schrott		Stahlseisen		Brauseisen		Kohle-Bricket		Einsatzdauer		Schmelzungsdauer		Einsatzzeit		Ein-satz		Aus-bringen		Leistung		Vorp-robe		Bemerkungen
		t	%	t	%	t	%	t	%	t	%	t	%	h	min	h	min	h	min	t	h	t	t/h	°	Mn	%		
Siemens-Martin-Ofen I 36 m ² Bauffläche	789	9,4	12	13,5	17,3	33,7	43	19,0	24,3	2,5	3,2	—	—	5	30	75	7	20	78,1	72,6	9,9	0,27	0,54	1 t Roheisen nachgesetzt 400 kg Zunder				
	812	19,4	26	5,4	7,2	27,9	37,4	19,0	25,4	3,0	4,0	—	—	4	30	61,5	7	20	74,7	69,75	9,5	0,13	0,45	nachgesetzt: 3,9 t Blechabfälle, 400 kg Zunder				
	781	29,7	38,7	17,2	22,4	19,4	25,2	7,5	9,7	3,0	3,91	1,5	1,96	6	—	68	8	50	76,8	71,3	8,1	0,38	0,48	2 t Roheisen nachgesetzt und 200 kg Elektroblech 2 3,7 t Blech nachfahren und 800—900 kg Zunder				
	782	10,5	13,3	21,5	27,2	35,9	45,3	8,0	10,2	3,2	4,04	1,5	1,9	6	—	69,2	8	40	79,1	73,45	8,5	0,17	0,42	350 kg Spiegeleisen und 200 kg Ferromangan				
	735	20,0	25,2	30,4	38,3	19,9	25,2	7,0	8,68	2,0	2,52	1,5	1,89	6	—	68	8	50	79,3	74,00	8,4	0,24	0,45	4 t Blech nachfahren und 1 t Zunder				
Siemens-Martin-Ofen II 42 m ² Bauffläche	892	50	65	—	—	10,3	13,4	17,0	22,2	—	—	—	—	4	30	61,4	7	20	76,8	72,5	9,9	0,31	0,54	3,6 t Roheisen nachgesetzt, mit 600 kg Spiegeleisen und 250 kg Ferromangan fertiggemacht				
	769	29,2	31,6	17,3	18,7	17,3	18,7	25	27,03	3,5	3,79	—	—	6	30	83	7	50	92,3	84,85	10,82	0,05	0,17	2 t Roheisen nachgesetzt und 200 kg Elektroblech 2 3,7 t Blech nachfahren und 800—900 kg Zunder				
	841	64,5	68,4	—	—	3,7	3,93	26	27,6	—	—	—	—	5	10	66,6	7	30	94,2	87,4	11,65	0,66	0,82	350 kg Spiegeleisen und 200 kg Ferromangan				
	843	71,0	73,4	—	—	4,3	4,44	21,0	21,7	—	—	—	—	6	10	79,2	7	55	96,85	89,2	11,20	0,15	0,36	4 t Blech nachfahren und 1 t Zunder				
	844	86,6	88,5	—	—	8,3	8,5	3,0	3,32	—	—	—	—	6	10	58	10	10	98,65	90,3	8,9	0,90	0,86	3,6 t Roheisen nachgesetzt, mit 600 kg Spiegeleisen und 250 kg Ferromangan fertiggemacht				

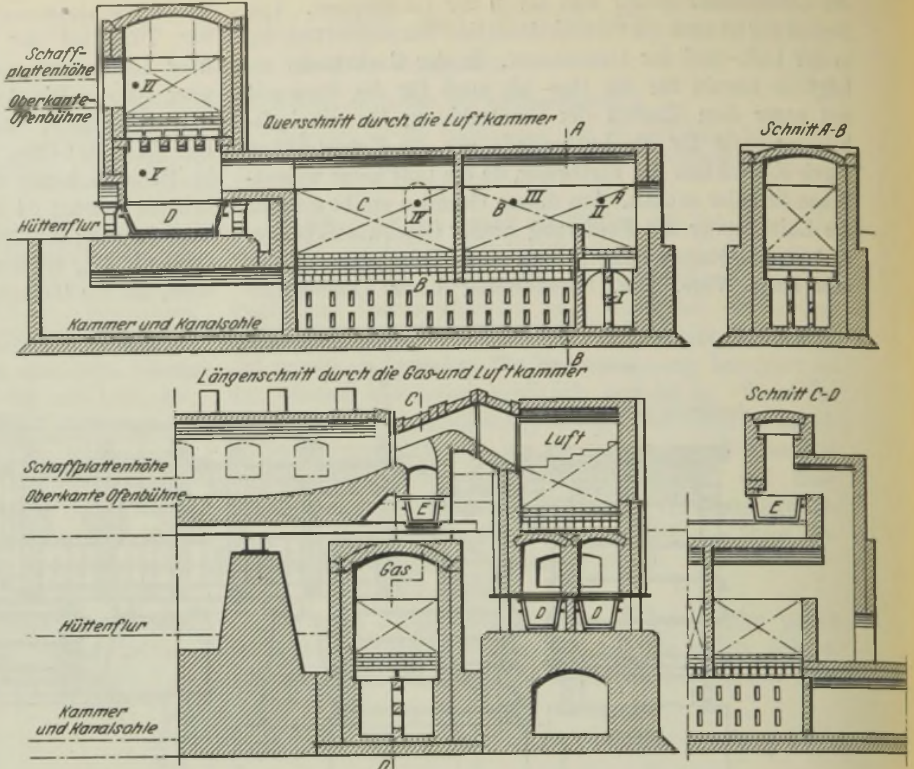


Abbildung 3. Durchbildung der Gitterwerkskammern mit Vorkammern.

erfahrung gezeigt, daß die im Abgas enthaltenen Metalloxyde sowie der Kalkstaub usw. die obersten Steinlagen zerschmelzen und die ablaufende Schlacke verschlackt, so daß nach 200 bis 300 Schmelzungen die obersten Lagen des Gitterwerks in 1 bis 2 m Höhe ersetzt werden mußten, weil die Ofenleistung nachließ.

Durch Spritzen mit Wasser ließ sich eine vollkommen befriedigende Reinigung deshalb nicht erreichen, weil das Wasser schwierig bis in die tieferen Lagen gelangte, wo Eisenoxyd in Verbindung mit dem Kohlenstaub der Kohlunsmittel sich zu einer festen Kruste verbunden hatte.

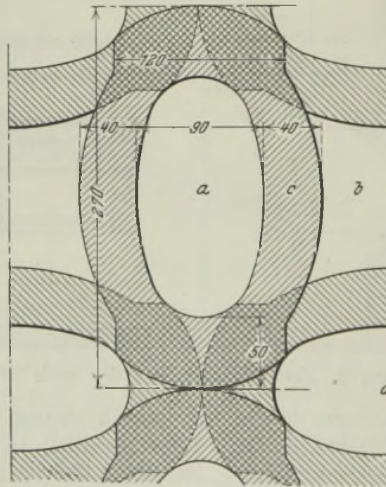


Abbildung 4. Form und Setzweise des Gitterwerkshohlsteines nach Moll-Rhenania.

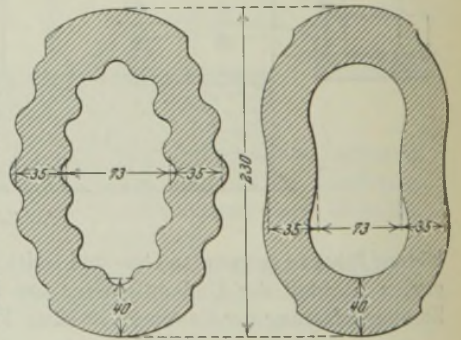


Abbildung 5. 230-mm-Gitterwerkshohlsteine nach Moll-Rhenania.

Obwohl jedoch durch das Spritzen die Haltbarkeit der Luftkammer in den gefährdetsten Lagen auf 400 bis 500 Schmelzungen gebracht werden konnte, wurde es beim Neubau des 60-t-Ofens aus Gründen der größtmöglichen Wirtschaftlichkeit der größeren Ofeneinheit für besser gehalten, den stark beanspruchten Oberteil der Kammer abzutrennen. Damit erhielt die Luftkammer die Form nach Abb. 2. Im hochgezogenen Teil der Luftkammer läuft die Schlacke flüssig in die darunter befindlichen Schlackensäcke ab, während die hintergeschaltete Hauptkammer geschont bleibt. Diese hat aus Gründen der besseren Wärmeübertragung eine Wegverlängerung durch Unterteilung in drei Kammern erhalten. In den ersten 9 Monaten seit Inbetriebnahme wurden aus den Schlackenkasten der Vorkammer rd. 18 m³ Schlacke mit der in Zahlentafel 2 (E) angegebenen

Zahlentafel 2. Zusammensetzung der aus der Luftkammer entfernten Schlacke.

Ent-nahme-stelle ¹⁾	Zusammensetzung der Schlacken in %															Erwei-chungs-punkt °C	Spezi-fisches Gewicht g/cm ³	Bemerkungen
	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	SnO ₂	CuO	PbO	ZnO	As ₂ O ₅	P ₂ O ₅	SO ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	H ₂ O			
A	—	24,84	2,43	0,98	0,80	7,62	11,53	0,31	0,87	31,20	3,99	0,96	1,49	Spur	12,94	685	2,88	Staubförmiger Ansatz
B	—	38,31	1,97	1,08	0,88	4,42	10,88	0,30	1,77	23,31	4,42	0,15	1,24	„	5,65	720	3,12	Staubförmiger Ansatz
C	—	51,98	3,40	0,68	1,67	10,60	10,60	Spur	2,26	3,98	10,60	4,96	4,46	2,10	1,58	790	3,53	Koksartiger Ansatz
D	—	35,20	2,05	0,39	0,78	45,84	6,36	—	0,60	—	45,84	2,50	3,13	2,32	—	805	2,93	Uebergang in glas-artigen Zustand
E	44,47	20,34	5,29	0,18	0,24	10,66	0,35	—	1,03	—	10,66	2,00	10,06	5,06	—	1000	4,18	Glasartiger Zu-stand Schlacken-Kasten unter dem Kopf

¹⁾ Vgl. die Bezeichnung in Abb. 3.

Zusammensetzung entfernt. Das Herausholen der Schlacke machte keine Schwierigkeiten. Um die Ablagerungen in der hintergeschalteten Kammer zu untersuchen, wurde diese anlässlich einer Ausbesserung ebenfalls vollkommen ausgepackt. Es ergab sich, daß die Ansätze, deren Analysen in Zahlentafel 2 angegeben und deren Entnahmestellen aus Abb. 3 (A bis D) ersichtlich sind, im Wasser leicht löslich waren. Ein bis jetzt einmal notwendig gewordenes Abspritzen führte zu vollem Erfolg.

Demgemäß wirkt das Gitter in der hochstehenden Kammer als Temperaturspitzen- und Reinigungsgitter, das nach etwa 400 Schmelzungen vorteilhaft erneuert wird. Die Steine in der Hauptkammer verbrauchen sich sozusagen nicht, da der anhaftende Staub leicht zu entfernen ist. Außer diesen Vorteilen weist der in Abb. 3 wiedergegebene 80-t-Ofen noch folgende Verbesserungen auf: Erstens sind die Kammern auch in den Tragwänden des Gitterwerks durch die vorgeschalteten Vorräume zugänglich. Zweitens sind unter der hochgezogenen Luftkammer auswechselbare Schlackenkasten in Doppelanordnung angebracht, wie sie sich bei den Gaskammern gut bewährt hatten; ihre Haltbarkeit stieg auf über 1000 Schmelzungen, und beim Ausbau waren die Steine nur zu reinigen, um wieder verwendet werden zu können. Der Schlackenkasten der Gaskammer wird alle 3 bis 4 Wochen von dem Einsatzkran ausgefahren und durch einen neu ausgestampften ersetzt. Ein- und Ausbau erledigen sich Sonntags in 2 bis 3 h. Das Fassungsvermögen der Kästen unter der hochgezogenen Luftkammer reicht für den Entfall der Schlacke mehrere Monate aus. Ihre Auswechslung erfolgt auf Hüttenflur nach der Gießgrubenseite durch die Gießkrane in einfacher Weise.

Zur Erreichung einer hohen Vorwärmung von Gas und Luft ist neben der geschilderten günstigen Gesamtausbildung der Kammer die Ausgitterung von besonderer Wichtigkeit. Seit über drei Jahren werden auf unserem Werk sämtliche Kammern mit dem Gitterwerkshohlstein nach Moll-Rhenania³⁾ ausgerüstet. Dieser Stein hat sich bereits in mehreren größeren Werken auch bei gewöhnlichen Ofen mit bestem Erfolg eingeführt, und die beabsichtigten Vorteile sind vollauf bestätigt worden.

Die Steine, die durchweg nur in zwei Abmessungen in 230 und 270 mm Länge geliefert werden, stoßen, wie aus Abb. 4 ersichtlich, mit den abgerundeten Kopfen den zu Reihen aneinander, die, in jeder Lage eine Steinlänge voneinander entfernt, parallel angeordnet sind, wobei die einzelnen Reihen jeder Lage sich in Steinhöhe kreuzen. Hierdurch entsteht in dem Schnitt- und Knotenpunkt von je vier Steinen ungefähr ein quadratischer Querschnitt, die

Tragfläche, auf die sich infolge der Setzweise durchgehende Tragsäulen von besonders guter Standfestigkeit aufbauen. Die Grundflächen betragen für den 230-mm-Stein 100 × 100 mm, für den 270-mm-Stein 120 × 120 mm, sind also sehr groß bemessen und ergeben einen Flächendruck, der um 50 % geringer ist als bei normalem Gitterwerk. Die Reihenanzahl in Steinentfernung ist äußerst einfach, so daß die Ausgitterung selbst sich viermal so schnell aufbauen läßt wie eine gewöhnliche Kammer.

Der wirkliche Auftriebsquerschnitt setzt sich bei dem neuen Gitterwerk aus den Flächen a und b (Abb. 4) zusammen, die beim 230-mm-Stein 49,3, beim 270-mm-Stein 50,6 % des gesamten Querschnitts ausmachen. In jeder zweiten Lage kommt noch die Fläche c dazu, so daß in diesen der freie Querschnitt 62,2 bzw. 70 % beträgt. Infolge dieser Erweiterung bzw. Verengung des Durchströmquerschnittes von Lage zu Lage entsteht eine für die Wärmeübertragung günstige Wirbelbewegung, wie man sie sonst mit versetzten Kammern erzielt, dabei aber gleichzeitig deren Nachteile durch Staubablagerung und mitgerissene Schlackenteile mit in Kauf nehmen muß, was bei der neuen Gitterart infolge der geringen Gelegenheit zur Ablagerung vermieden wird.

Der Forderung nach einem günstigsten Wärmeaustausch wird bei der Ausgitterung der Kammer nach Moll-Rhenania durch die Bemessung der Wandstärken des Steines von 35 bis 40 mm und durch die große bestrahlte Fläche Rechnung getragen⁴⁾. Es ist nicht richtig, bei Temperaturen über 1000° dickere Steine von ungefähr 110 mm Wandstärke zu nehmen⁵⁾; denn die Verwendung dickwandiger Steine kann nur auf Kosten des Auftriebsquerschnittes erfolgen. Dieser soll aber gerade im hohen Temperaturbereich so groß wie möglich sein, damit die Steine nicht auf Grund der hohen Geschwindigkeiten und des dadurch bedingten ungünstigen Widerstandes, verstärkt durch den Angriff der Schlacken, schneller erweichen. An sich wird im entsprechenden Temperaturbereich jeder Stein, ob er dünn oder dick ist, erweichen, der dickere Stein aber eher aus den vorerwähnten Gründen und weil der auf ihm lastende Flächendruck wesentlich höher ist als der bei Hohlsteinen. Alle übrigen Einzelheiten sowie eine Gegenüberstellung gewöhnlicher Gitterwerke bei Siemens-Martin-Ofen und Cowpern mit dem nach Moll-Rhenania sind aus Zahlentafel 3 zu entnehmen. Die Vorteile, die durch die vorgeschlagene Kammer erzielt werden können, wirken sich jedenfalls dahin aus, daß mit ihr trotz eines um 25 % geringeren Gesamt-Steingewichts eine um 30 % höhere

⁴⁾ Siehe die Bestätigung durch Mitt. Wärmestelle V. d. Eisenh. Nr. 73 (1925) Abb. 5; vgl. auch St. u. E. 44 (1924) S. 666/8.

⁵⁾ Siehe St. u. E. 46 (1926) S. 1786/7.

³⁾ D. R. P. Nr. 435 300, Nr. 441 321 u. Nr. 452 354.

Zahlentafel 3. Vergleich der Kennwerte verschiedener Gitterwerksarten.

	Gitterung mit Moll-Rhenania-Hohlsteinen						Gewöhnliche				Hoch- ofen- Wind- er- hitzer ²⁾
	glatte Form		kleingewellte Form		größgewellte Form		Glattschacht- Gitterung ¹⁾		Rost-		
Schachtweite mm	230 ³⁾	270 ³⁾	230 ³⁾	270 ³⁾	230 ³⁾	270 ³⁾	120 ²⁾	80 ²⁾	120 ²⁾	80 ²⁾	145 ²⁾
Steinstärke mm	35	40	35	40	35	40	80	40	80	40	65
Steingewicht bezogen auf das Gitterwerk kg/m ³	645	608	644	607	666	646	1256	1080	794	651	1050
Senkrechte Heizfläche je m ³ Gitterwerk m ² /m ³	18,65	15,70	19,75	16,65	18,8	15,82	11,3	21,6	9,7	16,4	13,3
Gesamte Heizfläche je m ³ Gitterwerk m ² /m ³	21,6	18,7	23,4	19,6	21,8	18,8	11,6	21,8	13,5	21,4	11,6
Gesamte Heizfläche je t Steingewicht m ² /t	3,6	30,8	36,4	32,2	32,8	29,1	9,2	20,2	17,0	33,0	10,9
Steingewicht je m ² Heizfläche (A) kg/m ²	29,9	32,5	27,4	31,0	30,6	34,4	108,3	50,0	59,0	30,4	90,6
Freier Durchgangsquerschnitt in % des Kammerquerschnitts (B) . . . %	49,3	50,6	49,6	51,0	52,6	53,0	33,9	43,2	33,9	43,2	47,0
B : A	1,74	1,56	1,81	1,64	1,73	1,54	0,313	0,865	0,575	1,42	0,519
Auflagerdruck von 1 m Gitterwerks- höhe kg/cm ²	0,40	0,38	0,395	0,375	0,39	0,392	0,19	0,19	0,46	0,56	0,19
Widerstandsverhältnis	1,07	1,02	1,06	1	0,935	0,922	2,26	1,40	2,26	1,40	1,09
Freier Raum je m ³ Gitterwerk . . . m ³	0,707	0,723	0,706	0,724	0,683	0,678	0,43	0,509	0,639	0,704	0,523

¹⁾ Nach St. u. E. 47 (1927) S. 636. ²⁾ Abmessungen des Steines 65 × 125 × 355 mm. ³⁾ Länge des Steines.

Leistung erzielt wird; bei Hochofen-Winderhitzern beträgt diese Steigerung bei einer Herabsetzung des Steingewichtes um die Hälfte sogar 60 %.

Eine Abänderung der hier beschriebenen Steinart stellen die in Abb. 5 wiedergegebenen gewellten Steinformen dar. Sie sind seit fünf Monaten mit gutem Erfolg bei dem 80-t-

Ansetzen neigt und bei der die Strömungsverhältnisse ungezwungener liegen. Diese Leitung wurde mit rheinischen Bims- und mit Koks-Schamotte-Steinen gut isoliert. Der Temperaturverlust vom Gaserzeuger bis zum Ventil beträgt 40°. Demgemäß hält sich die Temperatur beim Verstoßen von Kohlen auf über 600°, so daß sich keine Teere abscheiden; die Gasgeschwindigkeit ist sehr gering gewählt.

Das Luftventil (Abb. 6) hat einen freien Durchgangsquerschnitt von 1,5 × 1,5 m = 2,25 m², das Gasventil einen solchen von 1,25 × 1,25 m = 1,56 m². Zu beiden Ventilen wird der gleiche Stahlgußgrundrahmen verwendet, nur daß die Durchströmöffnungen am Gasventil eine Ausmauerung von 125 mm erhalten; dadurch ergibt sich das Verhältnis der Durchströmquerschnitte vom Luft- zum Gasventil wie 60 : 40. Mit diesem Verhältnis wird bei gewöhnlichem Generatorgas die richtige Verteilung der Abgase auf die Luft- und Gaskammern erzielt. Die Druckverluste im Ventil betragen nur noch 1,8 bis 2 mm W.-S. gegenüber 14 bis 18 mm W.-S. bei der Simplexklappe und 10 bis 14 mm W.-S. beim Forterventil. Die Wasserküh-

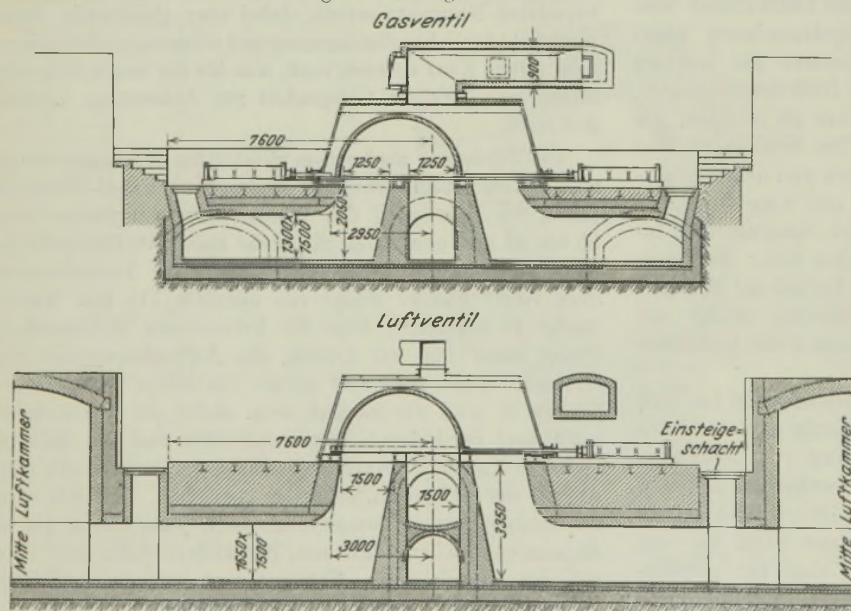


Abbildung 6. Luftgekühltes Umstellventil mit Betätigung durch Druckluftzylinder.

Ofen (Abb. 3) im Betrieb, desgleichen auf einem schwedischen Werk.

Zur Erreichung stark heizender Flammen ist es vor allem wichtig, die im Gas vorhandenen Strahler zu erhalten. Nachteilig wirken in diesem Sinne nicht genügend isolierte und zu enge Gasleitungen sowie wassergekühlte und zu enge Ventile. Man ging deshalb von der runden Gasleitung zu einer viereckigen, flachen Form über (vgl. Abb. 6), die dazu wegen der senkrechten Wände nicht so stark zum

lung und die damit verbundene Schädigung des Frischgases, das sich abkühlt und Wasserdampf aufnimmt, wie auch der Abgase, bei denen eine Erniedrigung der Temperatur um rd. 300° beobachtet werden konnte, ist vollkommen verlassen worden. Dafür ist eine einfache unschädliche Luftkühlung zur Anwendung gekommen dadurch, daß der Gußgrundrahmen eine geeignete Ausbildung zur Kühlung der Außenteile und der Querkäle erhalten hat. Durch eine Reihe von Gas-

analysen wurde vollkommene Dichtigkeit der Ventile, die sich in 19 Monaten Betrieb einwandfrei bewährt haben, festgestellt. Die Umstellung erfolgt durch Druckluft, beim Luftventil nur einseitig angeordnet, da die Einströmung die Kolbenstange kühlt, beim Gasventil doppel-seitig angeordnet, so daß die Gashaube nur gestoßen und die Kolbenstange nach erfolgtem Umstellen aus dem Gasbereich herausgezogen wird⁶⁾. Die Temperatur im Gasventil beträgt 750 bis 850° für Abgas und 680 bis 730° für Generatorgas; trotzdem arbeitet das Ventil einwandfrei. Ausgeschiedener Ruß und Teer schmieren die Gleitbahn ausreichend und schützen die Haube trotz dieser hohen Temperatur über Erwärmen gut. Die Temperatur im Luftventil beträgt 280 bis 320° für das Abgas. Auch der 80-t-Ofen hat die gleiche Ventilausbildung erhalten. Bei diesem Ofen, der jetzt über fünf Monate im Betrieb ist, sind die Ventile vollkommen dicht. Störungen sind noch nicht aufgetreten.

Zusammenfassung.

Es werden folgende Neuerungen an Siemens-Martin-Oefen mit Mollkopf beschrieben:

1. über Bühne hochgezogene Luftkammern, die eine besonders hohe Vorwärmung ergeben. Im Zusammenhang damit wird für getrennte Luft- und Gaskammern (beide mit unterteilter Gasführung) eine sehr vorteilhafte Eckwinkelverankerung in Verbindung mit Platinenbewehrung angewandt;
2. eine allgemein gute Zugänglichkeit des Ofens selbst, der Köpfe, der Kammern über und unter Flur (Kanäle unter dem Gitterwerk) und Beseitigung der Schlacken mittels ausfahrbarer Schlackenkästen der Gaskammern auf der Bühne, sowie der Luftkammern auf Hüttenflur;
3. neuartige Ausgitterung mit Moll-Rhenania-Hohlsteinen;
4. Gaszuleitung mit rechteckigem Querschnitt und Anwendung eines neuen Moll-Demag-Ventils für Luft und Gas ohne Wasserabschluß.

⁶⁾ Das Ventil wird von der Firma Demag, A.-G., Duisburg, gebaut.

Neues Universalwalzwerk zum Walzen von breitflanschtigen Trägern, Rillenschienen, Eisenbahnschienen und Universaleisen.

Von Zivilingenieur Hans Hahn in Osnabrück.

(Unvollkommenheiten bei den bisherigen Universalträger-Walzverfahren und ihre Beseitigung nach dem neuen Verfahren. Beschreibung dieses Verfahrens. Seine Eignung zum Walzen von Trägern, Rillen- und Eisenbahnschienen, besonders zur Durcharbeitung des Kopfes in der Raddruckrichtung. Beschreibung des neuen Universalwalzwerkes. Seine weitere Verwendung für Universaleisen.)

Ueber die verschiedenen Walzverfahren für die Herstellung von breitflanschtigen Trägern ist in dieser Zeitschrift wiederholt¹⁾ berichtet worden. Das in den Abb. 1 bis 4 veranschaulichte und gesetzlich geschützte²⁾ Verfahren bezweckt die Beseitigung von Unvollkommenheiten, wie sie bei den bisherigen Verfahren auftreten. Da bei diesen Verfahren der Walzstab gleichzeitig in zwei Walzpaaren bearbeitet wird und hierbei die Umfangsgeschwindigkeit gleich ist, so läßt sich die Forderung, daß Querschnitt mal Umfangsgeschwindigkeit dieselbe Größe haben sollen, unmöglich erfüllen; es tritt als Folge davon eine Zerrung des Walzstabes und somit ein Schrappen und Scheuern zwischen Walzgut und Walzen ein. Daraus ergibt sich eine Gefügeverschlechterung des Werkstoffes an den Flanschanten, ganz abgesehen von den Unzulänglichkeiten, die durch derart nicht prüfbare Kräfte auftreten. Hinzu kommt noch, daß die Anordnung eines zweiten Walzgerüsts mit Kammwalzgerüst und einem besonders kostspieligen Vorgelege für die geringe Stoffverdrängung an den Flanschanten, im Vergleich zu der Bearbeitung der übrigen Profilteile im Hauptgerüst, umständlich und unwirtschaftlich erscheinen muß.

Die Flanschanten werden nach dem neuen Verfahren durch Schleppwalzen bearbeitet, die in einem einzigen

Gerüst untergebracht sind. Hierdurch werden die Schwierigkeiten bei der Anstellung des Gerüsts, wie sie die anderen Verfahren für die Walzung breitflanschtiger Träger aufweisen, ausgeschaltet, indem die Schleppwalzen bei dem neuen Verfahren gleichzeitig mit den Oberwalzen angestellt werden.

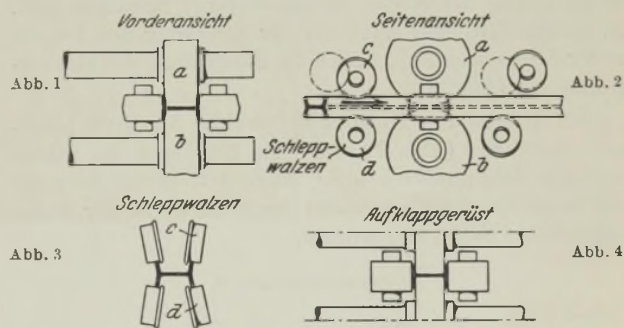


Abbildung 1 bis 4. Auswalzen von Trägern, Verfahren Hahn.

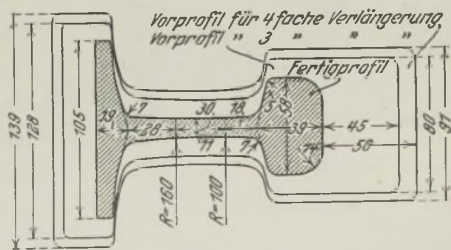


Abbildung 5. Staatsbahnprofil 6.

Auswalzen nach dem neuen Verfahren (D.R.P.) bei einer 3- oder 4fachen Verlängerung.

Der Träger wird auch hier in Doppel-Y-Form oder, besser ausgedrückt, mit nach außen geneigten Flanschen ausgewalzt und behält diese Gestalt bis zum fertigen Profil bei. Die Flanschen werden nicht wie bei dem Puppesch

¹⁾ Das Grey-Walzwerk in South-Bethlehem. St. u. E. 28 (1908) S. 399/404. — Ueber die Herstellung von I-Eisen und breitflanschtigen Trägern mit neigungslosen Flanschen. St. u. E. 30 (1910) S. 1950/6. — Die Herstellung breitflanschtiger Träger. (Verfahren Bethlehem Works und andere amerikanische Verfahren.) St. u. E. 30 (1910) S. 2135/8. — Herstellung von Breitflanschträgern mit vollkommen gleich dicken Flanschen. St. u. E. 39 (1919) S. 465/9 u. 497/504. — Anregungen für die Bauart künftiger Sonderträgerstraßen auf Grund von Erfahrungen an der Differdinger Greystraße. St. u. E. 43 (1923) S. 521/7. — Zur zukünftigen Ausführung von Universalträgerstraßen. Ber. Walzw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 23 (1921).

²⁾ D. R. P. Nr. 415 618, 335 661 u. 365 888.

Verfahren zur Kantenbearbeitung hochgeklappt, sondern bleiben in der Schräglage stehen; auch sind zur Vermeidung des Zusammenklappens der Flanschen die Schlepprollen fliegend schräg angeordnet, damit die Druckrichtung genau in der Flanschrichtung wirkt (Abb. 3).

Die Träger werden nun derart ausgewalzt, daß der, wie beim Grey-Verfahren, in einer profilierten Blockstraße vorprofilierte Stab in das Walzgerüst (Abb. 2) in der Pfeilrichtung bei pendelartig geöffneter Schleppwalze, wie punktiert gezeichnet, eingeführt wird. Im Augenblick des Fassens der Hauptwalzen werden durch eine besondere Vorrichtung, die später noch bei Beschreibung der Bauart des Walzwerks besprochen werden wird, die Schleppwalzen auf die Flanschanten aufgesetzt und dann selbsttätig durch die

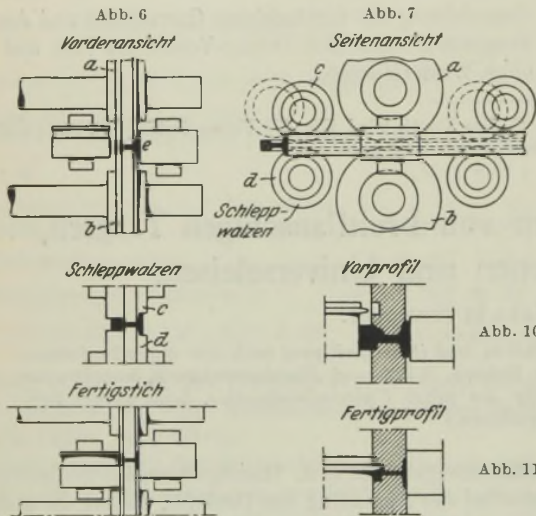


Abbildung 6 bis 11. Auswalzen von Schienen, Verfahren Hahn.

Walzrichtung des Stabes in das Walzgut hineingedrückt. In diesem Zeitpunkt setzt mit der Streckung des Trägers in der Ebene nach Abb. 1 auch die Bearbeitung der Flanschanten ein (Abb. 3).

Die Strecke von Mitte Schleppwalzen bis Mitte Liege- und Stehwalzen (Abb. 2) wird beim Einführen des Stabes von den Schleppwalzen nicht bearbeitet, dieses geschieht erst beim Rückgang des Stabes durch das hinter der Walze angeordnete Schleppwalzenpaar.

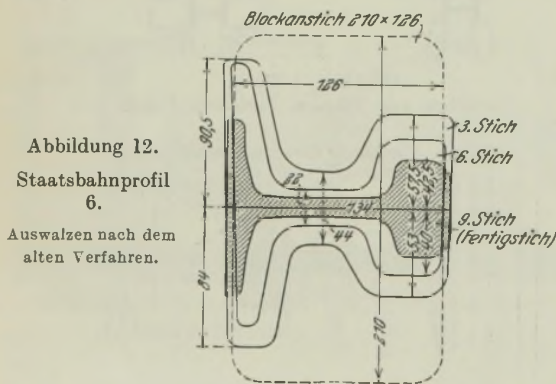


Abbildung 12. Staatsbahnprofil 6.

Auswalzen nach dem alten Verfahren.

Ist durch den vorbeschriebenen Vorgang der Träger bis auf sein Fertigmaß ausgewalzt worden, so kann beim letzten Stich das Schleppwalzenpaar hinter der Walze geschlossen bleiben, um die beim Einführen des Stabes unbearbeitet gebliebene Strecke der Flanschanten von etwa 2 m zu bearbeiten. Da es sich bei den letzten Stichen nur um einen Walzdruck in Größe eines Bruchteils von 1 mm handelt, so erscheint die Bearbeitung des vorderen etwa 2 m langen

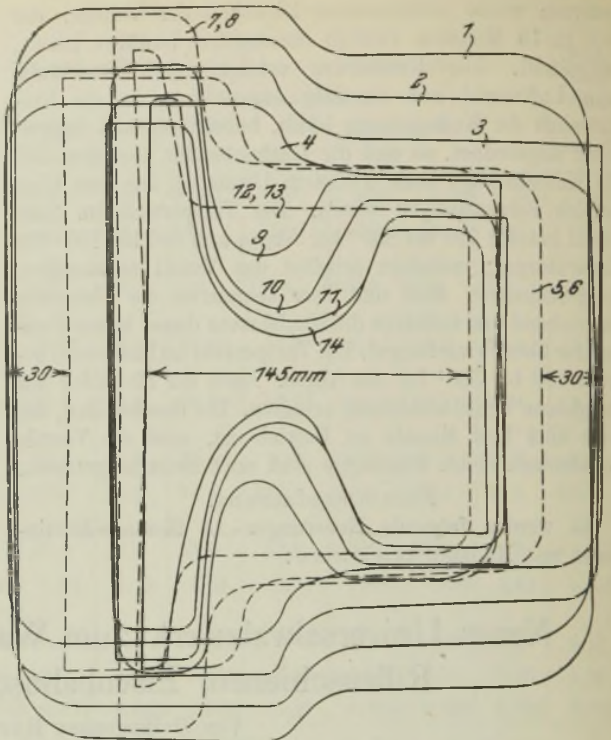


Abbildung 13. Kalibrierung für Rillenschienen.

Stückes beim Hindurchdrücken zwischen die Schleppwalzen nicht bedenklich. Diese Arbeitsweise kann aber auch umgangen werden, indem

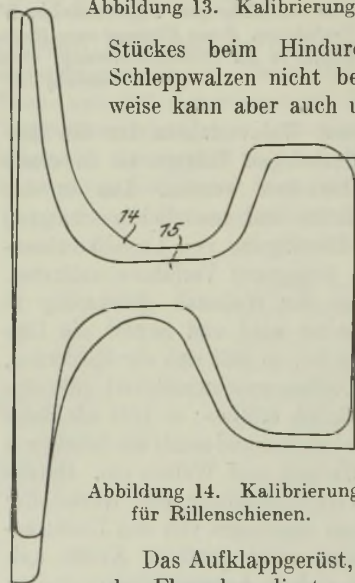


Abbildung 14. Kalibrierung für Rillenschienen.

man das vordere Stück des Stabes einige Meter durch die hinteren Schleppwalzen gehen läßt, diese dann schließt, den Stab um dasselbe Maß wieder zurückzieht, und ihn dann vollends bei nun geöffneten hinteren Schleppwalzen dem Aufklappgerüst zu führt.

Das Aufklappgerüst, das nur zum Aufklappen der Flanschen dient und deshalb in der Bauart sehr viel leichter gehalten werden kann als das Hauptgerüst, wird in einer gewissen Entfernung hinter dem letzteren aufgestellt. Aus Abb. 4 ist die Anordnung der Walzen des Aufklappgerüsts zu sehen. Eine nachteilige Gratbildung, wie sie sich bei dem Puppischen Verfahren zeigen kann und die auch Veranlassung zur Aenderung des Sackschen Verfahrens war, ist bei dem neuen Verfahren ausgeschlossen, da die Walzen hier bei jeder Bearbeitung über die Kanten hinausragen.

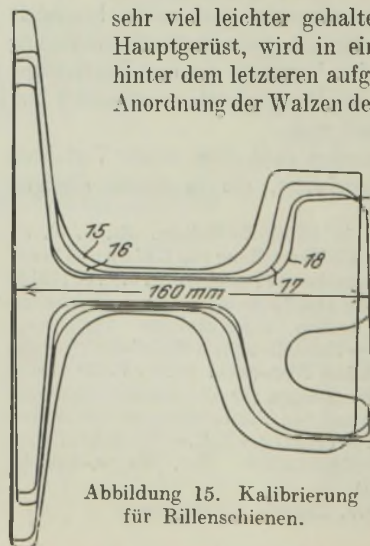


Abbildung 15. Kalibrierung für Rillenschienen.

Außerdem passen sich die Schleppwalzen zur Bearbeitung der Flanschanten genau der Durchgangsgeschwindigkeit des Stabes an, wodurch die bei den anderen Verfahren eingangs erwähnten Nachteile vermieden werden.

Der Grund für das Bestreben, die bisher übliche Walzung von Profileisen, insbesondere I-Trägern, in Walzwerken mit nur wagerechten Walzen zu verlassen, liegt darin, daß

1. sowohl der Gestalt der Flanschen als auch ihrer Länge eine unerwünschte Grenze gesetzt ist, die sich aus der Unzulänglichkeit des Walzverfahrens in Kalibern ergibt, und
2. die Flanschen in den Kalibern in der Hauptsache nur mittelbaren Flanschdruck erhalten und das dadurch hervorgerufene Zerren und Quetschen des Eisens einen ungünstigen Einfluß auf sein Gefüge ausübt.

Das neue Verfahren zeigt nun, wie größere Normalträger in einem einzigen Gerüst nach entsprechender Vorblockung ausgewalzt werden können, denn soweit es sich um Träger mit Flanschen innerer Neigung handelt, erübrigt sich das Aufklappgerüst. Insbesondere ist es möglich, in nur einem Gerüst sämtliche Querschnittsteile des Profils durchzuarbeiten, ohne einen Grat zu bekommen, der bei den anderen Verfahren bei nur einem Gerüst unvermeidlich wäre.

Es würde sich empfehlen, besonders mit Rücksicht auf den starken Verbrauch an Walzen, große Normalprofile in einem Gerüst nach dem neuen Verfahren auszuwalzen. Bei den üblichen Kaliber-Fertigwalzen größerer Profile ist es z. B. sehr unwirtschaftlich, noch nicht verschlissene Kaliber nachdrehen zu müssen, um verschlissene Kaliber derselben Walze wieder auf ihr Maß zu bringen.

Ferner kann das mit Schleppwalzen versehene Universalgerüst nach dem neuen Verfahren zum Auswalzen von Eisenbahn- und Rillenschienen gebraucht werden, die sich nach diesem Verfahren ebenfalls auswalzen lassen.

Sowohl Schienenerzeuger als auch -verbraucher sind sich darüber klar, daß die jetzt übliche Schienenwalzung im einfachen Duo- oder Triowalzwerk den Schienenkopf nicht in wünschenswerter Weise durcharbeiten kann. Die Schienen werden im geschlossenen Kaliber fast nur senkrecht zum Steg bearbeitet, also gleichlaufend zur Fahrfläche, während der Schienenstahl in der Raddruckrichtung, also in der eigentlichen Beanspruchungsrichtung, so gut wie keine Bearbeitung erfährt. Für die Verbesserung der Schiene wäre aber gerade die Bearbeitung des Kopfes in der Raddruckrichtung von größter Wichtigkeit. Ganz besonders tritt eine Stoffverdichtung ein, wenn bei der Temperaturverringerung beim Walzen die Schienenfahrfläche in den Stichen bis zum Fertigprofil in der Stegichtung Walzdruck erhält.

Daß die Riffelbildung wohl zum Teil auch durch eine mangelhafte Durcharbeitung der Schienenfahrfläche, besonders bei den letzten Stichen, begünstigt wird, ist nicht ganz von der Hand zu weisen. Ueber die Riffelbildung ist in dieser Zeitschrift schon so eingehend berichtet worden, daß ein Hinweis hierauf genügt. Ferner treten im geschlossenen Kaliber wegen der ungleichseitigen Gestalt des Profils und durch die Walzdruckrichtung sowie der dadurch verursachten ungleichmäßigen Streckungen zwischen den einzelnen Profiltellen Walzspannungen auf, die sich in dem Falle, daß die Schienen nicht warm genug fertig geworden sind, störend bemerkbar machen können.

Es ist nun nach dem neuen Verfahren möglich, in einem Universalwalzwerk mit vorgelagerten Schleppwalzen Eisenbahn- und Rillenschienen derart auszuwalzen, daß der Kopf in der Raddruckrichtung genügend stark durchgearbeitet wird. So einfach das Verfahren erscheint, die Schiene nach der Art des Trägers auszuwalzen, so schwierig ist es, das

sich bei diesem offenen Kaliber an den Seiten von Kopf und Fuß herausdrängende Eisen zu bearbeiten. Nur unter der Voraussetzung, die Walzen zur Bearbeitung der Seitenflächen von Kopf und Fuß der Schiene als Schleppwalzen laufen zu lassen, war es möglich, daß sie sich genau der Durchgangsgeschwindigkeit des Stabes anpassen.

Das erforderliche Vorprofil kann leicht in einem bestehenden Blockgerüst hergestellt werden, wie es in Abb. 5 für eine drei- oder vierfache Verlängerung dargestellt ist.

Die Abbildungen 6 bis 11 zeigen die Auswalzung einer Eisenbahn- und Rillenschiene im Universalwalzwerk. Abb. 7 veranschaulicht die Seitenansicht des Walzwerks beim Durchgang des Stabes durch die Schleppwalzen, die Liege- und Stehwalzen. In Abb. 6 ist der Stab zwischen Liege- und Stehwalzen, wo die Hauptstreckung stattfindet.

Abb. 8 zeigt den Stab zwischen den Schleppwalzen, wo die Seitenflächen der Schiene und besonders das bei „e“ (Abb. 6) herausdrängende Eisen bearbeitet werden.

Abb. 9 zeigt das Fertigprofil des Stabes zwischen Liege- und Stehwalzen. Zur Anwalzung der Rundung des Schienenkopfes wird die linke Stehwalze gesenkt, doch muß dieses Maß in der Bauart genau festgesetzt werden. Der letzte Stich kann zur besseren Einhaltung des Fertigmaßes der Schiene aber auch in einem starr eingestellten Kaliber ausgeführt werden. Abb. 10 und 11 veranschaulichen die Auswalzung von Rillenschienen. Der Stab wird in die Walzen in der gleichen Weise wie beim Auswalzen eines Trägers eingeführt, ebenso werden die Schleppwalzen abwechselnd benutzt.

Bei diesem Verfahren erhält der Schienenkopf in der Raddruckrichtung 45 und 50 mm Walzdruck (Abb. 5). Als Gegenstück diene Abb. 12, um die Bearbeitung einer Eisenbahnschiene nach dem bisherigen Verfahren zu zeigen. Hier wird ein Staatsbahnprofil Nr. 6 aus einem Block von 210 × 126 mm in neun Stichen zum fertigen Profil ausgewalzt. Aus der Abbildung geht klar hervor, daß die Schienenfahrfläche in der Raddruckrichtung keinen Walzdruck erhält. Die Fahrfläche der Schiene weist nur gebreitete Werkstoff auf, der durch die Walzränder begrenzt wird. Die Breitung beträgt hier vom Block bis zum Fertigprofil 8 mm.

Es ist nun von besonderer Bedeutung, Rillenschienen nach dem neuen Verfahren auszuwalzen, da die Riffelbildung und auch der Verschleiß bei Straßenbahnschienen, insbesondere durch die starre Unterbettung hervorgerufen, bedeutend größer als bei Eisenbahnschienen sind.

Wie gering die Durcharbeitung der Schienenfahrfläche in der Raddruckrichtung auch bei einer Straßenbahnschiene ist, zeigt die Kalibrierung der Rillenschienen nach Abb. 13, 14 und 15. Die Zahlen von 1 bis 18 zeigen die Reihenfolge der Stiche an. Wohl erhält der Block mehrere Stauchstiche, aber es kann bei dem noch großen Querschnitt des Blockes und seiner hohen Temperatur ein unmittelbarer Walzdruck auf die Schienenfahrfläche oder eine besondere Verdichtung des Eisens noch nicht ausgeübt werden.

Auch der zwölfte Stich, der als Stauchstich zu bezeichnen wäre, kommt für die Durcharbeitung der Fahrfläche wenig in Betracht, da sich hier die Stauchung zum allergrößten Teil in den bereits schwachen Steg als Breitung auswirkt. Ferner ist aus den Abb. 13 bis 15 zu ersehen, daß die Kaliber nach jedem Stich breiter werden, um der Breitung des Eisens Platz zu machen. Das dreizehnte Kaliber dient zum Stauchen und hat z. B. eine Höhe von 146 mm, das fertige Profil jedoch eine solche von 160 mm, was einer Breitung in den fünf letzten Stichen von 14 mm entspricht. Die Schienenfahrfläche erhält also gerade bei den letzten Stichen nur gebreitete Werkstoff.

In Abb. 16 ist das Universalwalzwerk zum Auswalzen von Schienen zur einen Hälfte im Schnitt, zur anderen Hälfte in der Ansicht dargestellt. Die Walzenständer 1 sind Kappenständer zum Einbauen der oberen Einbaustücke. Die Kappen 2 sind so ausgebildet, daß die Anstellvorrichtung bequem aufgebaut werden kann. Die den Kopf bearbeitende Stehwalze 17 kann zum Auswalzen der Kopfrundung durch den Zylinder 25 gesenkt werden. Der Walzdruck der Stehwalzen wird durch die Einbaustücke 18 und 19 auf die Spindeln 21 übertragen. Die oberen Schlepprollen 6 sind in dem Pendelstück 14 gelagert. Die unteren Schleppwalzen 16 ruhen im Walzenständer 1. Die senkrecht gelagerten Wellen 24 dienen zur Anstellung der Stehwalzen und der Zylinder 15 zur Oeffnung der oberen Schleppwalze 6. In 9 ist eine der vier Spurfannen, auf denen der innere Einbau ruht, im Schnitt zu erkennen. Die innere und äußere Seitenansicht des Universalgerüsts geht aus Abb. 18 hervor. Das die obere Liegewalze tragende Einbaustück 5 ist mit kräftigen Wangen versehen, die an den Innenflächen der Walzenständer vorbeigehen und zur Lagerung der Pendelstücke 14 dienen. Die Druckschrauben 8 sind zur einen Hälfte im Ständer geführt und greifen zur anderen Hälfte in Gewindeschalen oder Kammlagerschalen der Einbaustücke 5 und 12 ein. Die Spindeln ruhen auf den Spurfannen 9. Die Schneckenräder 10 dienen zur Anstellung. Durch die Anordnung der Spindeln 8 wird der Walzdruck von letzteren aufgenommen und somit der verwickelte Ständer vor der Gefahr eines Bruches bewahrt. Es genügt, den Ständer dabei aus Gußeisen herzustellen, während die aus Schmiedestahl hergestellten Spindeln bei noch kleinen Durchmessern die höchsten Walzdrücke aufnehmen können. Durch das Querstück 11, das durch Gewindemutterhälften in die Druckspindeln 8 eingreift, wird die Oberwalze mit dem Einbaustück 5, dem Pendelstück 14 und den Schlepprollen 6 auf einfachste Weise ausgeglichen. Noch ein besonderer Zweck wird durch die Anordnung der Spindeln 8 erreicht, indem das durch die Schlepprollen 6 hervorgerufene Kippmoment besser aufgenommen werden kann.

Abb. 17 und 19 zeigen vier verschiedene Schnitte und die Aufsicht der Anstellvorrichtung. Auf den Ständerkappen 2 ist die Anstellvorrichtung angebracht. Die senkrechten Druckspindeln 8 werden in bekannter Weise durch Schnecken und Schneckenräder angestellt. Die Anstellung der Stehwalzen geschieht durch Uebertragung der Drehrichtung mit Zahnrädern oder Satzrädern 3 und 4. Die Satzräder sind so berechnet, daß durch das Vorschub-

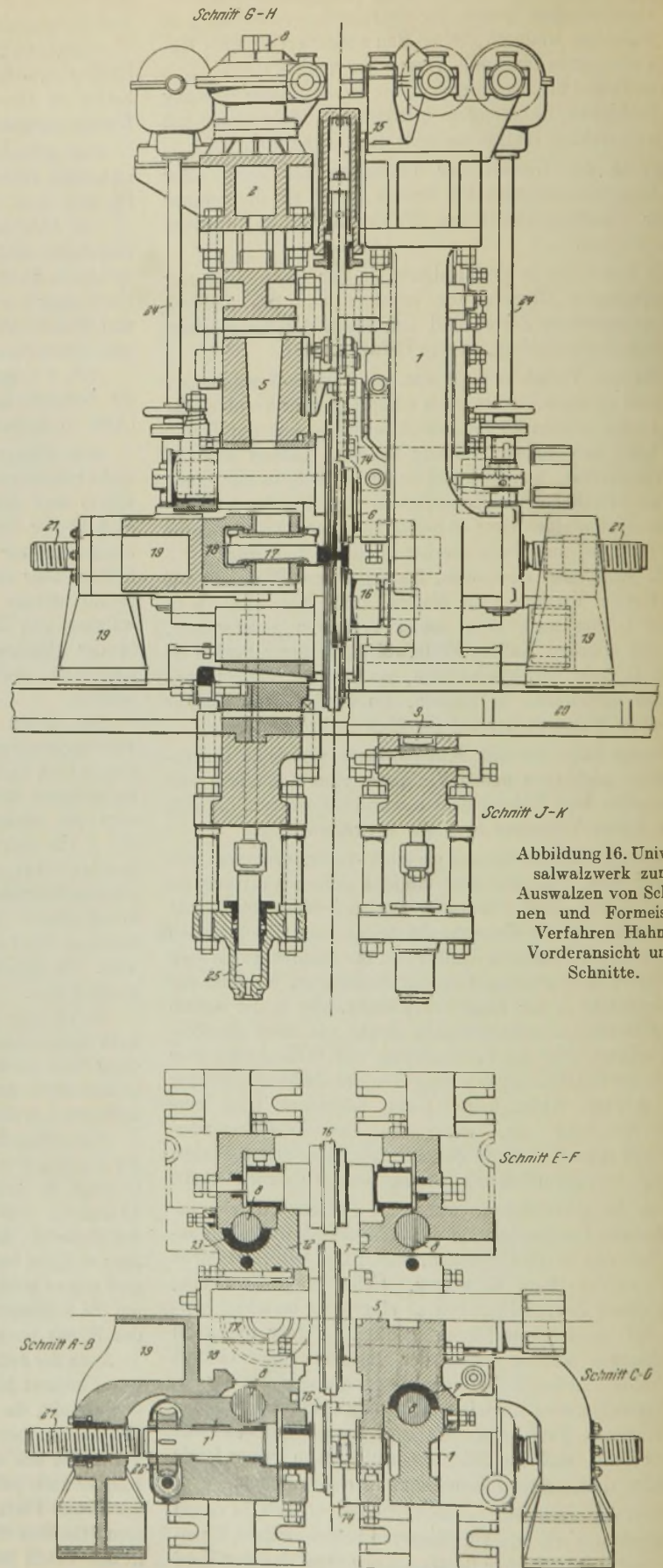


Abbildung 16. Universalwalzwerk zum Auswalzen von Schienen und Formeisen, Verfahren Hahn. Vorderansicht und Schnitte.

Abbildung 17. Universalwalzwerk zum Auswalzen von Schienen und Formeisen, Verfahren Hahn.

Dr.-Ing. Karl Daeves: Natur-Rostungsversuche mit gekupferten Stahl.

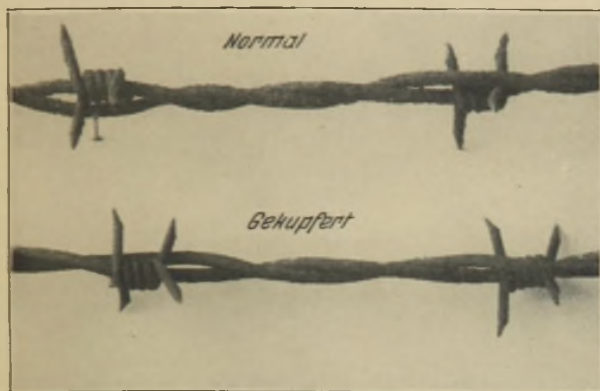
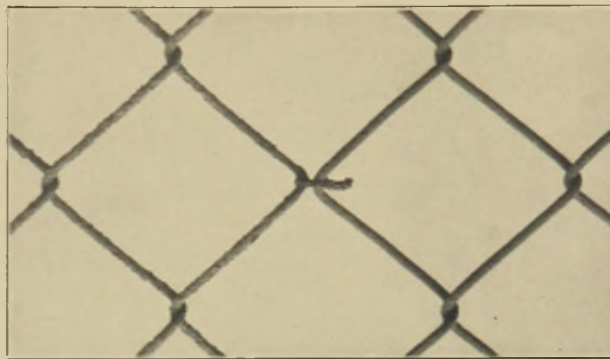


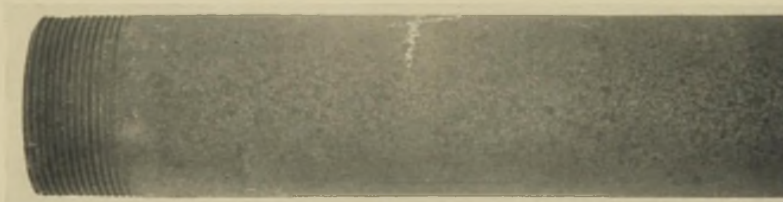
Abbildung 1. Verzinkte Stacheldrähte aus gewöhnlichem und gekupferten Stahl nach 21½ Monaten in der Nähe einer Beizerei. (Hamm i. W.)



Gewöhnlicher Draht Gekupfelter Draht
Abbildung 2. Geflecht aus gewöhnlichem und gekupferten Draht nach 18 Monaten in Industrieluft. (Ruhrort.)

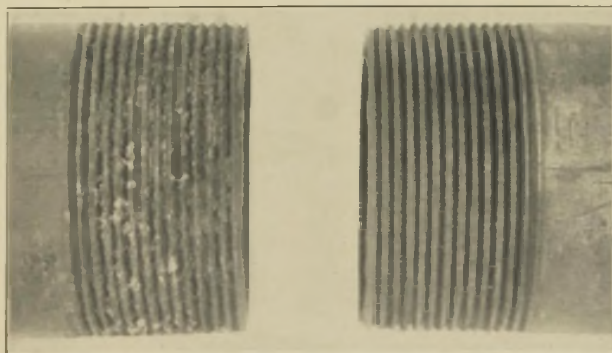


Mit 0,03 % Kupfer



Mit 0,25 % Kupfer

Abbildung 3. Unterschied in der Ausbildung des Rostes bei unverzinkten Rohren aus gekupferten und ungekupferten Stahl. Liegedauer: 2 Jahre an der Atmosphäre. (Düsseldorf.)



Mit 0,03 % Kupfer Mit 0,25 % Kupfer
Abbildung 4. Gewinde zweier verzinkter Rohre aus gekupferten und ungekupferten Stahl. Liegedauer: 2 Jahre an der Atmosphäre. (Düsseldorf.)

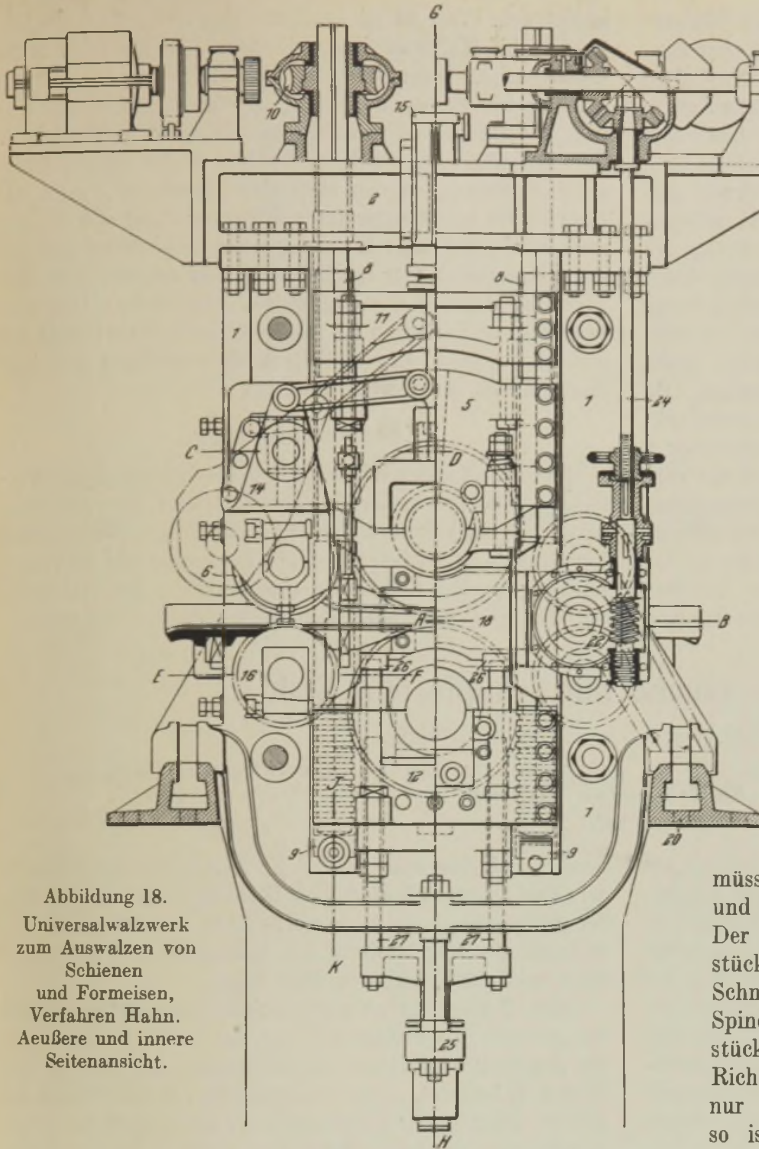


Abbildung 18.
Universalwalzwerk zum Auswalzen von Schienen und Formeisen, Verfahren Hahn. Äußere und innere Seitenansicht.

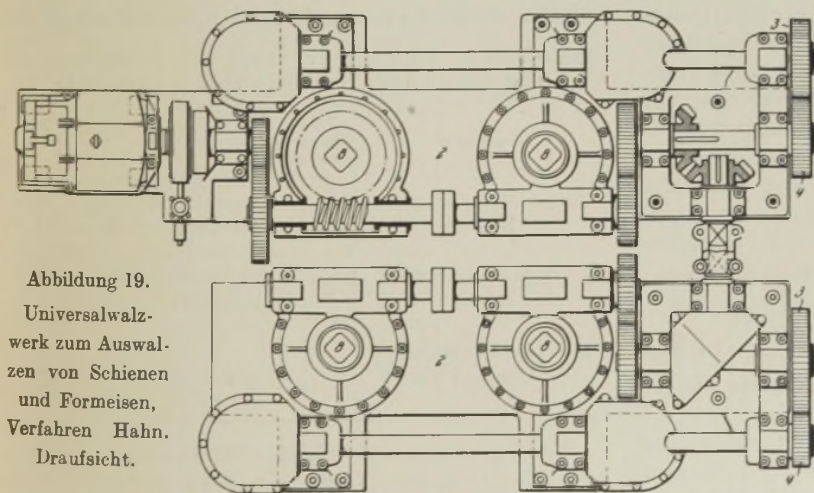


Abbildung 19.
Universalwalzwerk zum Auswalzen von Schienen und Formeisen, Verfahren Hahn. Draufsicht.

verhältnis der Stehwalzen Kopf und Fuß gleichmäßig gestreckt werden, auch ist es leicht möglich, die Satzräder für das Auswalzen anderer Profile durch entsprechende Räder auszuwechseln. Aus den besonderen Schnitten in Abb. 17 sind die Einzelheiten des Einbaues genau zu erkennen. So sind die senkrechten Druckspindeln 8 in ihrer genauen Lage zu den Einbaustücken 5 und 12 sowie zum Walzenständer 1

ersichtlich. Druckmutterhälften 7 und Kammlagerhälften 13 sind in die Einbaustücke eingepaßt. Die Lagerung der Schleppwalzen 16 ist ebenfalls genau zu erkennen. Wie aus der gleichen Abbildung erkennbar,

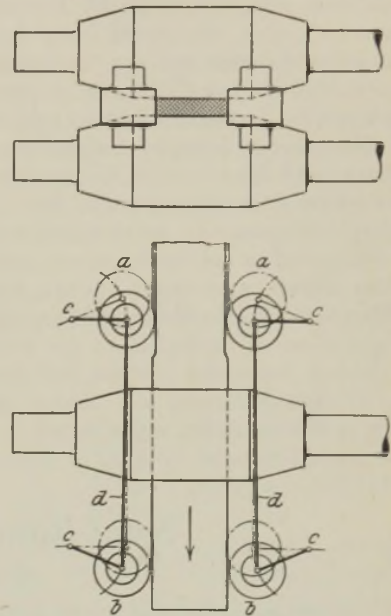


Abbildung 20 und 21.
Auswalzen von Universaleisen, Verfahren Hahn.

müssen die Schleppwalzen ebenso wie die Liege- und Stehwalzen nach jeder Richtung verstellbar sein. Der Druck der Stehwalzen wird durch die Einbaustücke 19 auf die Druckspindeln 21 übertragen. Schneckengetriebe 22 dienen zur Anstellung der Spindeln 21. Die die Stehwalzen tragenden Einbaustücke 18 können sich in senkrechter und wagerechter Richtung bewegen, wogegen die Einbaustücke 19 nur wagerecht verschiebbar gelagert sind. Ebenso ist auch die Lagerung der Pendelstücke 14 in den Wangen der Einbaustücke 5 zu ersehen.

Des weiteren ist es sehr leicht, durch entsprechende Einbaustücke Universal-eisen auf diesem Universalwalzwerk auszuwalzen, was besonders bei den heutigen wirtschaftlichen Verhältnissen gewiß von Bedeutung ist, wenn es sich darum handelt, ein Walzwerk möglichst vielseitig gebrauchen zu können. Sind doch bisher zum Auswalzen von Universal-eisen die bekannten Universalgerüste gebaut worden, die zu einem anderen Zwecke nicht zu gebrauchen sind.

In Abb. 20 und 21 wird nun ein Verfahren gezeigt, wie nach dem Schleppwalzverfahren das Universal-eisen ausgewalzt werden soll. Die senkrecht gelagerten Schleppwalzen sind

in besonderen Einbaustücken kurz vor und hinter den Liegewalzen gelagert. Es muß noch vorausgeschickt werden, daß der äußere Ständer des Universalwalzwerkes zum Einbauen der Liegewalzen durch eine Abschiebevorrichtung weggeschoben werden kann. Zum Auswalzen von Universal-eisen wird der äußere Ständer um das erforderliche Maß nach außen geschoben, die die senkrechten Schlepprollen

tragenden Einbaustücke werden innen vor die Einbaustücke gesetzt; diese tragen die Stehwalzen, die zum Auswalzen der anderen Profile dienen. Durch Querbolzen werden die Einbaustücke gegenseitig verankert. Die Anstellung geschieht genau in der gleichen Weise, wie früher schon beschrieben, nach Abb. 16 bis 19. Die entsprechenden Einbaustücke gleiten wie die äußeren, den Walzdruck aufnehmenden Rahmen auf den Sohlplatten. Die schematischen Abb. 20 und 21 deuten in der Pfeilrichtung den Durchgang des Stabes an, und zwar geht der Walzstab durch das offenstehende Schleppwalzenpaar a in strichpunktierter Stellung, wird dann von den Liegewalzen erfaßt und stößt beim weiteren Durchgang gegen das geschlossene zweite Schleppwalzenpaar b in der strichpunktierter Stellung. Da die Schleppwalzen um den Punkt c nach außen geschwenkt werden können, wird nun das zweite Schleppwalzenpaar b geöffnet und das erste Schleppwalzenpaar a durch die Zugstangen d an die Seitenflächen des Stabes herangezogen. Im gleichen Augenblick wird das Schleppwalzenpaar a durch die Durchgangsrichtung des Stabes selbsttätig in das Walzgut hineingezogen, wobei sie die durch den Anschlag nach innen begrenzte, in Abb. 21 eingezeichnete Stellung

annehmen. Von da an setzt die Bearbeitung der Seitenflächen des Walzstabes ein, wie dieses klar aus Abb. 21 zu erkennen ist. Beim Rückgang des Stabes ist der Vorgang derselbe wie vorher, und zwar ist jetzt das Schleppwalzenpaar b geöffnet und das Schleppwalzenpaar a geschlossen. Die Seitenflächen, die beim Einführen des Stabes unbeeinträchtigt bleiben, werden stets dann bearbeitet, wenn der Stab in der entgegengesetzten Richtung durch die Walzen geht. Das selbsttätige Einschlagen der senkrechten Schleppwalzen gegeneinander macht den bisher angewandten verwickelten Antrieb der Stehwalzen überflüssig. Das vorbeschriebene Verfahren ist zu einem besonderen Patent angemeldet worden. Die bauliche Ausführung kann ohne jede Schwierigkeit durchgeführt werden.

Zusammenfassung.

Es wird ein neues Walzverfahren beschrieben, dessen Vorteil gegenüber den bisher üblichen darin liegt, das vorgeschlagene Universalwalzwerk nicht allein für Träger, sondern auch für Straßenbahnschienen, Eisenbahnschienen und Universalisen gebrauchen zu können, was besonders bei schlechten wirtschaftlichen Verhältnissen empfehlenswert erscheint.

Natur-Rostungsversuche mit gekupferten Stahl.

Von Dr.-Ing. Karl Daeves in Düsseldorf.

(Ergebnisse zweijähriger Vergleichs-Rostungsversuche mit gekupferten und nicht gekupferten Stahl in verzinktem und nicht verzinktem Zustande.

[Hierzu Tafel 2.]

Die Ueberlegenheit eines Stahles mit etwa 0,2 bis 0,3% Cu gegenüber einem solchen ohne wesentlichen Kupfergehalt hinsichtlich des Rostangriffes ist wohl zuerst in Amerika in größerem Maßstabe untersucht und festgestellt worden. Von deutschen Versuchen sind nur diejenigen des Materialprüfungsamtes¹⁾ in Berlin-Dahlem bekannt geworden, die leider in der ersten Auswertung, weil Versuche unter Wasser und an Luft nicht scharf genug auseinandergehalten und weil Einzelzahlen statt Durchschnittsergebnisse gewertet wurden, vielfach mißverstanden worden sind.

Nachdem der Verfasser auf den grundlegenden Unterschied zwischen dem Verhalten gekupferten Stahles an der Atmosphäre und unter Wasser und auf die nach dieser Trennung vorhandene Uebereinstimmung aller Versuchsergebnisse hingewiesen hatte²⁾, wurden von den Vereinigten Stahlwerken, A.-G., eine Reihe von Freiluft-Korrosionsversuchen mit verschiedenen gekupferten und ungekupferten Stählen im schwarzen und verzinkten Zustande angesetzt. Um zu einwandfreien Ergebnissen zu gelangen, wurde dabei besonders darauf geachtet, daß die Vergleichsstähle nicht durch irgendeinen Zufall selbst einen höheren Kupfergehalt aufwiesen.

Die Versuche laufen jetzt etwa zwei Jahre und lassen in allen Fällen schon deutlich die Ueberlegenheit des gekupferten Werkstoffs erkennen.

Abb. 1 (siehe Tafel 2) zeigt das verschiedene Aussehen zweier feuerverzinkter Stacheldrähte, die in der Nähe von Beizereien 21½ Monate lang an Holzpfehlen voneinander isoliert angebracht waren. Der scharfe Angriff der säurehaltigen Luft hat bei beiden Drähten den Zinküberzug zum Verschwinden gebracht. Während aber der untere Draht mit 0,23% Cu einen glatten und dichten Rostbelag aufweist, zeigt der obere ungekupferte starke Schuppenbildung, Rostabsplit-

terung und eine sehr lockere Form des Rostes. Schon in der Farbe unterscheiden sich beide Drähte dadurch, daß der gekupferte einen bläulich-schwarzen Rostbelag aufweist, während der ungekupferte den bekannten mehr ins Bräunliche spielenden, lockeren Rost zeigt.

Abb. 2 zeigt ein an anderer Stelle ausgelegtes Geflecht aus galvanisch verzinktem Draht, das in der linken Hälfte aus gewöhnlichem Draht, in der rechten aus gekupferten Werkstoff bestand. Die Verzinkung war in allen Fällen die gleiche. Hier ist der Unterschied im Rostangriff besonders deutlich zu erkennen. Eine Nachprüfung des Gewichtsverlustes ergab die aus Zahlentafel 1 ersichtlichen Werte.

Zahlentafel 1. Gewichtsverlust von gekupferten und ungekupferten Drahterzeugnissen.

Drahtform	Liegedauer in Monaten	Stahlart	Gewichtsverlust %
Unverzinkter Draht in Hamm	21½	ungekupfert 0,03%	23
		gekupfert 0,23%	16
Verzinkter Draht in Hamm	21½	ungekupfert 0,03%	12
		gekupfert 0,23%	7
Galvanisch verzinktes Geflecht in Ruhrort	18	ungekupfert 0,03%	28,1
		gekupfert 0,15%	19,3

Abb. 3 zeigt den Unterschied in der Ausbildung der Rostform bei unverzinkten Röhren, die etwa zwei Jahre dem Angriff der Atmosphäre ausgesetzt waren. Bei dem Rohr ohne wesentlichen Kupfergehalt ist der dunkelbraune Rost in größeren lockeren Schuppen zum Teil bereits abgesprungen, das Rohr mit Kupfergehalt weist dagegen einen verhältnismäßig dichten, durch Reiben schwer zu entfernenden bläulich-schwarzen Rostbelag auf.

In Abb. 4 ist das Gewinde zweier verzinkter Rohre mit und ohne Kupfergehalt dargestellt. Das Gewinde selbst ist

¹⁾ St. u. E. 41 (1921) S. 37/45 u. 76/83.

²⁾ St. u. E. 46 (1926) S. 609/11 u. 644.

wie üblich nicht verzinkt. Während aber die Gewindegänge des Rohres ohne Kupfergehalt stark verrostet und nahezu unbrauchbar geworden sind, weist das Rohr aus Kupferstahl noch ein scharfes, gut erhaltenes Gewinde auf. Diese Feststellung scheint auch für das Verhalten von Schrauben, die dem Angriff der Atmosphäre ausgesetzt sind, recht beachtlich.

Bemerkenswert war der im Schwarz-Weiß-Bild schwer wiederzugebende Unterschied im Verhalten der Zinkschicht auf verzinkten Rohren und Drähten. Bei den Zinkschichten auf gekupferten Werkstoff tritt eine Verfärbung und Dunkelung erst sehr viel später ein als bei der Verzinkung auf ungekupferten. Ebenso wird die Zinkschicht später zerstört als auf gewöhnlichem Stahl. Die Wirkung des

Kupfergehaltes tritt also nicht erst dann ein, wenn die Zinkschicht durch Korrosion entfernt ist, sondern macht sich bereits in einer besseren Haltbarkeit der Zinkschicht an sich bemerkbar.

Weitere Versuche mit verschiedenen Kupfergehalten und verschiedenen Ueberzügen und Anstrichen sind im Gange.

Die bisher erhaltenen Ergebnisse zeigen deutlich eine volle Bestätigung der amerikanischen Versuchsergebnisse, so daß auch in Deutschland an allen den Stellen, an denen Stahl im schwarzen, angestrichenen oder verzinkten Zustande den Angriffen der Atmosphäre oder heißer Gase ausgesetzt ist, die Verwendung gekupferten Stahles am wirtschaftlichsten ist.

Untersuchungen über den Kraftverbrauch beim Schrägwalzen bei Berücksichtigung der Wirtschaftlichkeit.

Von Dipl.-Ing. Walter Moritz in Bochum.

[Mitteilung aus dem Walzwerksausschuß des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹.]

In allen Walzwerken ist die zum Antriebe der Straßen erforderliche Kraft eine Ursache großer Unkosten. Bei den Straßen für Profileisen ist der Kraftverbrauch ziemlich einwandfrei durch Untersuchungen festgelegt und eine günstigere Ausnutzung durch Kalibrierung kaum noch möglich. Beim Hohlwalzen liegen die Verhältnisse wesentlich anders. Das Schrägwalzverfahren stellt eine Vorwalzung dar, die kein genaues Maß der gewalzten Luppe erfordert, sondern in allen Maßen Abweichungen zuläßt. Die gewünschten Maße sind im wesentlichen abhängig von der Blockgröße, der Walzenstellung, vom Lochdorndurchmesser und der Dornstellung. Da diese Dinge in bestimmten Grenzen geändert werden können, liegt es auf der Hand, daß für den sparsamen Kraftverbrauch besonders günstige Umstände möglich sind.

Die Messungen wurden an einem Schrägwalzwerk für Rohre von $8\frac{1}{2}$ bis $14\frac{1}{2}$ " vorgenommen, das durch einen Maschinensatz in Leonard-Schaltung angetrieben wird. Der Walzmotor ist ein Gleichstrommotor mit Wendepolen, Kompensations- und Hilfskompoundwicklung mit einer Dauerleistung von 2200 kW und 4400 kW Höchstleistung, regelbar von 85 bis 185 U/min. Diese Drehzahlen werden durch das Kammwalzgerüst im Verhältnis 2,5:1 auf die Arbeitswalzen übertragen.

Die Walzen liegen 3° schräg zur Wagerechten, und diese Lage ist unverstellbar.

Früher war es in den Rohrwalzwerken vielfach üblich, den kegeligen Block mit dem dünnen Ende, dem Kopfende, zuerst in die Walze zu schicken. Dies hatte einerseits den Vorteil, daß die Antriebsmaschine eine verhältnismäßig gleichbleibende Belastung während des Walzvorganges aufnahm und die Walzen auch bei größeren Blöcken außerordentlich gut angegriffen. Da der Lunker aber gleich am Anfang in den Block hineingewalzt wurde, neigte hauptsächlich Werkstoff geringerer Festigkeit zur Schuppenbildung im Innern der Luppe. Der hierdurch entstehende Ausfall war sehr erheblich. Man hat daher dieses Walzverfahren heute fast durchweg verlassen und ist dazu übergegangen, das dickere Fußende zuerst zu walzen, wodurch am Schluß des Walzvorganges der Lunker einfach herausgedrückt wird. Die Belastungsspitze erhöht sich bei letzterem Verfahren

zwar wesentlich, jedoch sind hier Maßnahmen möglich, die absolute Höhe in normalen Grenzen zu halten.

Messungen des tatsächlichen Leistungsverbrauches haben bei Gegenüberstellung der beiden Walzverfahren ergeben, daß das frühere Verfahren etwa um 10 bis 12% günstiger liegt. Eine andere Walzengestalt schließt natürlich eine Änderung des Ergebnisses nicht aus.

Wesentlich für ein wirtschaftliches Schrägwalzen ist die Ueberwachung der Ofentemperaturen. Nach oben hin ist die Blocktemperatur rein walztechnisch begrenzt, jedoch ist unter allen Umständen eine möglichst hohe Temperatur anzustreben. Je höher die Temperatur, desto geringer der Kraftaufwand, der Verschleiß der Walzen, der Lochdorne und der Lager. Durchweg liegen die Walztemperaturen bei 1280 bis 1300°.

Fast im gleichen Verhältnis wie der Kraftverbrauch ändert sich mit wechselnder Temperatur die Höhe der Leistungs- und Stromspitzen. Der erhöhte Spitzenbedarf bei niedriger Temperatur verursacht bei den für Regellast bemessenen Maschinen starke Ueberlastungen, die bei größeren Blockabmessungen die Ueberstromrelais in Tätigkeit setzen und den Antriebsmotor abschalten können.

Von außerordentlichem Nachteil sind die niedrigen Temperaturen für den Werkstoff selbst. Bei Unterschreitung einer gewissen Temperatur — bei vorliegender Schmelzung 1250° — treten Schuppen an der Außen- und Innenfläche der Luppe auf. Sämtliche Luppen, die zwischen 1250 und 1300° verwalzt wurden, waren gut. Leider standen keine Blöcke mit Temperaturen über 1300° zur Verfügung, so daß keine Beobachtungen hierüber gemacht werden konnten.

Ein Mehrverbrauch an Energie tritt mit Erhöhung der Drehzahl ein. Eine Drehzahlsteigerung von 90 auf 180 U/min, also um 100%, ergibt eine Kraftzunahme von etwa 35%. Diese Verteuerung könnte aber kaum Anlaß sein, von der höheren Drehzahl abzugehen. Hierfür ist eine andere, stark ins Auge fallende Erscheinung die Ursache. Der Walzvorgang wird durch die Steigerung der Drehzahl auf einen kürzeren Zeitraum beschränkt. Diese Ersparnis an Walzzeit verursacht naturgemäß bei gleichem Kraftverbrauch eine entsprechend höhere Strombelastung. Da nun außerdem noch die Energieaufnahme mit Erhöhung der Drehzahl ebenfalls ansteigt, muß notwendigerweise eine hohe Spitzenlast die Folge sein.

¹) Auszug aus Ber. Walz.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 57. — Der Bericht ist im vollen Wortlaut erschienen im Arch. Eisenhüttenwes. 1 (1927/28) S. 741/53 (Gr. C: Nr. 11).

Man sollte nun annehmen, daß der Gewinn an Walzzeit im gleichen Verhältnis wie die Drehzahlsteigerung wachsen müßte. Dieses ist aber nicht der Fall; eine Erhöhung der Drehzahl um 100 % verursacht eine Abnahme der Walzdauer von nur 65 %. Diese Erscheinung ist auf den mit wachsender Drehzahl stark zunehmenden Schlupf zwischen Werkstück und Walzen zurückzuführen. Die Messungen lehrten, daß es in jedem Falle vorteilhaft ist, mit geringer Drehzahl zu fahren. Der Einwand, daß Zeit verloren wird, ist nicht stichhaltig, denn jede Schrägstraße kann auch bei niedrigster Drehzahl ohne weiteres zwei Gerüste des Pilgerwalzwerkes bedienen.

Häufig tritt im Betriebe der Fall ein, daß die für ganz bestimmte Rohrabmessungen benötigten Blöcke nicht sofort greifbar sind. Man sieht sich dann gezwungen, Blöcke in der Schrägstraße unter Verwendung entsprechend großer Lochdorne aufzuweiten, so daß der Luppenaußendurchmesser gleich oder sogar größer wird als der Blockdurchmesser. Da hierbei der Lochdorndurchmesser sehr groß gewählt werden und der Dorn selbst sehr stark mitarbeiten muß, ist der Kraftbedarf entsprechend größer.

Der gesteigerte Kraftbedarf bei großem Dorn ist jedoch unwesentlich gegenüber der außerordentlich hohen Werkstoffbeanspruchung. Bei sehr starkem Aufweiten ist ein großer Teil der Rohre minderwertig oder Ausschub, weil die vorhandenen kleinen Fehler, die bei üblicher Walzung nicht hervortreten, jetzt in gesteigertem Maße zur Geltung kommen.

Recht wertvolle Ergebnisse zeitigten die Messungen des Kraftverbrauches in Abhängigkeit von der Walzenstellung. Hierunter ist die Eingriffstiefe der Walzen in den Block zu verstehen. Durch Zusammen- oder Auseinanderfahren der Walzen kann diese Eingriffstiefe beliebig geändert werden. Beim Zusammenfahren wird der Außendurchmesser der Luppe kleiner, und der Innendurchmesser wächst in geringem Maße. Die Luppe wird länger, beim Auseinanderfahren der Walzen entsprechend umgekehrt. Die Untersuchungen wurden an sämtlichen in Frage kommenden Blockabmessungen, getrennt für harten und weichen Werkstoff, vorgenommen. Die Schaulinien zeigten in fast allen Fällen einen ausgeprägten Bestwert sowohl für den Kraftverbrauch als auch für die Walzdauer.

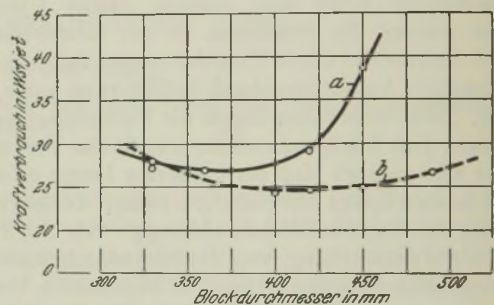
Bei großen Eingriffen ist der Arbeitsaufwand groß, und zwar aus dem Grunde, weil die Wandstärke dünner und die Luppe entsprechend länger wird. Das Wiederansteigen des Kurvenastes bei zu kleinem Eingriff wird durch das Schlüpfen der Walzen verursacht, das sich bis zum Aussetzen des Vorschubes steigern kann. Hierdurch tritt auch wiederum eine Verlängerung der Walzzeit ein. Die Schaulinie der Walzdauer „t“ muß daher ganz gleiche Kennzeichen aufweisen. Man sollte nun annehmen, daß dem unwirtschaftlichen Arbeitsbereich der Schrägstraße eine günstige Walzung der Pilgerstraße gegenüberstände. Aus sämtlichen Aufnahmen der Pilgerstraße ist jedoch ersichtlich, daß sowohl die Leistung als auch die Walzzeitwerte ganz wahllos im Koordinatensystem liegen. Die langen Luppen haben nur selten eine längere Walzdauer zur Folge, da der Vorschub wegen der dünneren Wandstärke entsprechend vergrößert werden kann.

Durch Entnahme der günstigsten Werte der Schaulinien ergibt sich dann die wirtschaftlichste Walzarbeit für die einzelnen Blockgrößen. Die erhaltenen Schaulinien für harten und weichen Werkstoff zeigen, daß der Eingriff mit dem Blockdurchmesser wächst, da der größere Blockdurchmesser auch den größeren Eingriff erfordert. Beachtenswert ist aber, daß bei weichem Werkstoff die Eingriffstiefe für

die günstigste Walzung kleiner sein muß als bei hartem. Am größten sind die Unterschiede bei großem Blockdurchmesser. Sie nehmen mit fallendem Durchmesser ab und verschwinden bei etwa 350 mm Blockdurchmesser ganz. Der Vorgang erklärt sich so, daß der weiche, bildsamere Werkstoff stark an der Walze klebt und daß bei zu großem Eingriff wieder mehr Kraftaufwand benötigt wird.

Eine günstige Gestalt der Walzen kann natürlich eine gewisse Verschiebung der Meßwerte zur Folge haben. Diese Verschiebungen sind hauptsächlich auf die verwendete Walzengestalt und den Walzendurchmesser zurückzuführen. Beide haben einen maßgebenden Einfluß auf die Gestaltung der Schaulinien des Kraftverbrauches.

Da es bei dem zuerst verwendeten Walzenpaar bei den größeren Blöcken wegen des verhältnismäßig kurzen und steilen Einführungskegels sehr häufig vorkam, daß die Walzen wegen der kurzen Arbeitsfläche den Widerstand des Lochdornes nicht überwinden konnten und schlüpfen, so daß der Vorschub des Blockes aussetzte, wurden Walzen mit etwas längerem Kegel eingebaut. Der Erfolg war sehr gut, nicht nur faßten die Walzen wegen der größeren Angriffsfläche des Einführungskegels besser an, sondern es trat auch eine sehr günstige Verschiebung der gemessenen



a) Walze mit kurzem, steilem Einführungskegel
b) „ „ „ langem, flachem „

Abbildung 1.

Kraftverbrauch und Blockdurchmesser.

Werte ein. Die schweren Blöcke erforderten wesentlich weniger Leistung zu ihrer Verarbeitung. Außerdem wurden die ausgeprägten Stromspitzen an den Lunkerstellen stark gedrückt. Die Messungen wurden an mehreren Walzen der neueren Art wiederholt; nennenswerte Änderungen des Ergebnisses traten nicht ein.

Die Umformung selbst kann einmal durch die Größe kWst/O_z , d. h. Kraftverbrauch je cm^2 Oberflächenzunahme, andererseits durch die Größe kWst/t dargestellt werden. Die letztere Art ist jedoch für den Betriebsmann das Maß der aufgewendeten Arbeit und somit vorzuziehen (s. Abb. 1). Während der Kraftverbrauch je cm^2 Oberflächenzunahme dauernd mit der Blockgröße ansteigt, tritt bei den Schaulinien des Kraftverbrauches je Tonne für die mittleren Größen ein Bestwert auf. Dies ist auch erklärlich, da mit fallendem Blockdurchmesser die jetzt unberücksichtigt gebliebene Oberflächenzunahme immer mehr hervortritt, so daß ein immer stärkeres Abschwenken des Kurvenastes die Folge sein muß.

Eine weitere Nachprüfung der Walzengestalt war durch Vergleich mit einer anderen Schrägstraße für Rohrabmessungen von $5\frac{1}{4}$ bis $9''$ möglich.

Durch Gleichsetzen der Walzenumfangsgeschwindigkeit beider Straßen und Umrechnung auf die Einheitswerte hätten bei gleich günstiger Walzengestalt natürlich auch annähernd gleiche Ergebnisse erzielt werden müssen. Der Vergleich fiel aber sehr zuungunsten der kleinen Straße aus. Sowohl der Kraftverbrauch als auch die Leistungs- und

Stromspitzen liegen wesentlich höher. Hieraus geht hervor, daß die Walzengestalt der kleinen Straße nicht günstig gewählt ist. Der Grund war wohl hauptsächlich in dem außerordentlich steilen Lochungskegel zu suchen. Allerdings ist der Einfluß des Walzdurchmessers nicht berücksichtigt worden. Vergleiche der beiden Straßen in dieser Hinsicht sind wegen der verschiedenen Walzengestalt nicht möglich. An einer Straße allein schwanken aber die Durchmesser der betriebsmäßig verwendeten Walzen nur in so geringen Grenzen, daß sich ein einwandfreies Meßergebnis technisch nicht erzielen läßt.

Um die gewünschten Luppenabmessungen zu erreichen, nimmt der Walzwerker sehr selten eine Verschiebung des Dornes vor, sondern greift fast immer zu dem angenehmeren Mittel der Walzenstellung und des Dorndurchmessers. Bekanntlich ändert sich bei gleicher Walzenstellung mit der Verschiebung des Dornes die Wandstärke und damit natürlich die Länge der Luppe. Hauptsächlich wird hiervon der Innendurchmesser berührt, der beim Vorrücken vergrößert, beim Zurücksetzen vermindert wird.

Die Messungen ergaben bei stark zurückgezogenem Dorn einen Bestwert. Dieser Wert ist aber eine Täuschung und nicht zu gebrauchen. Am Schluß des Walzvorganges hat das Ende des Blockes den Einführungskegel bereits verlassen, der Dorn kann aber durch seine zurückliegende Stellung das Aufweiten nicht mehr übernehmen, der Vorschub des Werkstückes setzt aus, und die Walzen geben die Luppe nicht frei. Nur durch starkes Zusammenfahren der Arbeitswalzen wird die Walzung zu Ende geführt.

Die Untersuchungen über den Einfluß der Dornstellung lassen sich noch wesentlich erweitern. Es dürfte z. B. von Bedeutung sein, zu ermitteln, wie sich die Schaulinien des Kraftverbrauches gestalten, wenn eine ganz bestimmte Luppen-

abmessung mit verschiedenen Dorndurchmessern gewalzt wird. Das Vorrücken des Dornes erfordert dann Verminderung, das Zurücksetzen Vergrößerung des Lochdorndurchmessers. Derartige Messungen sind natürlich sehr schwierig. Einmal gehört eine große Erfahrung dazu, eine dauernd gleichbleibende Luppengröße einzuhalten, ferner würde die Erzeugung des Walzwerkes durch das mehrfache Auswechseln und Verschieben der Dorne wegen des großen Zeitverlustes stark behindert werden.

Auch die Werkstoffbeschaffenheit ist für das gute Ausbringen beim Schrägwalzen von Bedeutung. Es war bereits der Einfluß der Walztemperatur auf den Werkstoff bei der Schuppenbildung erwähnt worden. Aber auch günstige Kalibrierung kann den manchmal recht hohen Werkstoffausfall beträchtlich herabsetzen; Fehler, die bei starker Beanspruchung das Werkstück für die Weiterverarbeitung ausfallen lassen, treten weniger hervor, z. B. beim Aufweiten des Blockes. Die Festigkeitswerte des Werkstoffes werden bei üblichen Walzen jedoch nicht beeinträchtigt.

Zu diesen Untersuchungen wurden gleichartige Luppen verwendet, die einmal bei verschiedenen Temperaturen und auch mit verschiedenen Belastungen verwalzt wurden. Die untersuchten Versuchsstücke wurden der Mitte der Luppe, in zwei Fällen aber auch an der Stelle des verwalzten Lunkers entnommen. Bei allen Versuchsstücken wurden sowohl für die Zerreißfestigkeit als auch für die Dehnung nur einwandfreie Werte erhalten.

Ueber den Leistungsbedarf bei Walzung von Luppen aus hartem und weichem Werkstoff sei noch erwähnt, daß bei einem Versuch, bei dem Blöcke beider Arten und gleicher Abmessung abwechselnd durch die Schrägstraße geschickt wurden, der Kraftaufwand durchweg gleich groß war.

Umschau.

Eigenschaften von Gußeisen mit hohem Siliziumgehalt.

Gußeisensorten mit höheren Siliziumgehalten werden wegen ihrer guten Säurebeständigkeit von der chemischen Industrie verwendet. Sie sind unter den verschiedensten Bezeichnungen im Handel. Das Herstellungsverfahren ist den Erzeugern meist gesetzlich geschützt; es wird dabei flüssiges Ferrosilizium einem Eisenbade zugegeben. Die Legierungen sind hart, spröde und nicht bearbeitbar; ihr Siliziumgehalt liegt zwischen 13,5 und 15%, der Kohlenstoffgehalt zwischen 0,2 und 2,7%.

R. H. Hobrock¹⁾ führte Untersuchungen über den Einfluß verschiedener Siliziumgehalte auf die Eigenschaften von Gußeisen durch. Er ging von einem Kuppelofeneisen mit etwa 2,5% Si (sonstige Zusammensetzung nicht bestimmt) aus. Von diesem Werkstoff wurden jeweils 11,3 kg im Elektroofen eingeschmolzen, denen nach dem Flüssigwerden 50prozentiges Ferrosilizium in fester Form zugegeben wurde. Von jeder Schmelze wurden folgende Proben in grünem Sand abgegossen:

- 2 Rundstäbe von 31,75 mm Durchmesser und 381 mm Länge,
- 1 Abschreckprobe von 25,4 mm □ und 152,4 mm Länge, die gegen starke Schreckplatten an allen Längsseiten gegossen war,
- 1 Schwindungsprobe von 25,4 mm □, gegen die 304,8 mm voneinander entfernten Enden eines Schwindungsjoches gegossen,
- 1 Stufenprobe mit fünf Stufen verschiedener Dicke, aber jeweils gleicher Länge und Höhe. Die Dicke der Stufen betrug 6,35, 12,7, 25,4, 50,8 und 76,2 mm.

Der Verfasser macht auf die Schwierigkeiten aufmerksam, die bei der Analyse solcher Legierungen auftreten. So ergab z. B. die Bestimmung des Gesamtkohlenstoffgehaltes durch Verbrennen der Probe im Sauerstoffstrom bei Siliziumgehalten von 4,62% ab Werte, die durchweg tiefer lagen als die bei der Lösung gefundenen Graphitwerte. Versuche, zu richtigen Werten zu gelangen, schlugen fehl und wurden in der Erwägung abgebrochen,

daß bei hochsiliziertem Gußeisen nahezu aller Kohlenstoff als Graphit vorhanden ist. Bei einem Siliziumgehalt von 2,69% betrug der Gesamtkohlenstoffgehalt 2,96% und der Graphitgehalt 2,36%. Mit zunehmendem Siliziumgehalt bis zu 4,62% stieg der Graphitgehalt bis auf 2,77% und fiel dann wieder bis auf 2,14% bei 10,45% Si.

Die Festigkeitsuntersuchungen ergaben folgendes. Die Biegefestigkeit (ermittelt bei 304,8 mm Auflagerentfernung) betrug bei 2,69% Si 42,97 kg/mm² und fiel mit steigendem Siliziumgehalt bis auf 10,11 kg/mm² bei 10,45% Si. Der stärkste Abfall lag zwischen 2,69 und 6,5% Si entsprechend der Zunahme des Graphitgehaltes. Die Durchbiegung betrug bei 2,69% Si 4,27 mm und fiel ziemlich gleichmäßig bis auf 0,86 mm bei 10,45% Si. Der Schwindungsfaktor (Verhältnis der Verkürzung des Stabes zur ursprünglichen Länge) war bei 2,66% Si 0,0104 und stieg mit wachsendem Siliziumgehalt bis auf 0,0185 bei 10,45% Si. Bei Siliziumgehalten von 3,35 bis 11,40% wurde dieser Wert mit zwei Ausnahmen konstant bei 0,0139 gefunden.

Zahlentafel 1. Brinellhärte der Stufenproben.

Nr.	Si %	Dicke der Probe in mm				
		6,35	12,7	25,4	50,8	76,2
1	2,66	241	228	217	191	211
2	3,29	228	187	159	163	154
3	3,35	241	201	174	166	170
4	4,03	196	179	151	156	149
5	5,16	107	121	143	146	144
6	6,70	¹⁾	170	179	174	183
7	6,01	—	95	149	156	179
8	7,01	—	196	183	146	166
9	10,45	—	—	131	163	131
10	11,40	—	—	170	207	179

¹⁾ Bei den fehlenden Werten traten beim Versuch Werkstofffehler auf.

¹⁾ Foundry 56 (1928) S. 55/9.

Die Brinellhärte wurde an den Stufenproben bestimmt. Zahlentafel 1 gibt die gefundenen Werte wieder. Die dünneren Querschnitte haben bei weniger als 4,5 % Si eine höhere Brinellhärte als die stärkeren, während bei mehr als 4,5 % Si dieses Verhältnis umgekehrt wird. Der Verfasser führt das auf den Graphit zurück. Bei 3000 kg Belastung brachen die meisten der dünneren Querschnitte unter der Brinellpresse aus. Mit steigendem Siliziumgehalt fällt die Brinellhärte in den einzelnen Stufen zuerst stark ab. Die Härte der abgeschreckten Proben wurde mit dem Skleroskop und dem Rockwell-Härteprüfer bestimmt. Bei 2,66 % Si ergab sich eine Skleroskophärte von 62 und eine Rockwellhärte von 121,5. Diese Werte steigen bis zu 6,01 % Si auf 76,2 bzw. 125 und fallen dann wieder bis auf 35,4 bzw. 107 bei 10,45 % Si.

Eine oberflächliche Prüfung auf Säurebeständigkeit führte der Verfasser in der Weise durch, daß er Stücke verschiedenen Gewichtes (bis zu 75 g) der längeren Einwirkung von Säuren unter wechselnden Bedingungen aussetzte. Es ist bedauerlich, daß Hobrock sich bei dieser wichtigsten Eigenschaft auf dürftige Angaben beschränkt. Die Säurebeständigkeit soll mit steigendem Siliziumgehalt in dem erwarteten Maße angestiegen sein. Eine Probe von 75 g Gewicht mit 9,98 % Si zeigte nach längerem Verweilen in heißer konzentrierter oder verdünnter Säure keinen Gewichtsverlust.

Die spezifischen Gewichte, die aus Gewicht und Volumen der Schwindungsstäbe errechnet waren, schwankten stark. Durch solche streuende Werte eine geradlinig abfallende Kurve zu zeichnen, wie der Verfasser es tut, dürfte kaum angängig sein.

Zum Schluß wird darauf hingewiesen, daß der Zusatz größerer Mengen von festem Ferrosilizium in die Pfanne ohne vorheriges Schmelzen nicht zu empfehlen ist, da sich diese Zusätze schwer mit dem Eisen legieren. *K. L. Zeyen.*

Wärmebehandlung zweier Kugellagerstähle.

Ueber die Wärmebehandlung eines Kugellagerstahles gebräuchlicher Zusammensetzung sowie eines solchen mit höherem Chromgehalt und Molybdänzusatz berichtete B. Kjerrman¹⁾. Die Untersuchung erstreckte sich auf zwei Stähle mit nachstehender Zusammensetzung:

Stahl:	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Cr %	Mo %
a	1,01	0,354	0,38	0,024	0,008	1,54	—
b	1,00	0,282	0,41	0,020	0,012	1,77	0,21

Der Forscher bestimmte zunächst für beide Stähle das Umwandlungsgebiet mit Hilfe der Messung des elektrischen Widerstandes. Dieses wurde für Stahl a zwischen 739 und 753, für Stahl b zwischen 739 und 752° festgestellt. Beachtenswert ist, daß die Umwandlung für beide Stähle trotz der verschiedenen Zusammensetzung bei etwa gleicher Temperatur vor sich geht. Durch vorausgegangenes starkes Weichglühen wurde für den Stahl a die Beendigung der Umwandlung auf 758° erhöht. Die Prüfung des elektrischen Widerstandes bei erhöhter Temperatur zeigt somit einen deutlichen Einfluß der vorausgehenden Glühbehandlung auf die Temperatur der Umwandlung. Eine bei 700° geglühte Probe des Stahles a zeigte bei 773° einen elektrischen Widerstand von 117,3 Mikrohm/cm²cm. Die Probe desselben Stahles, bei 780° geglüht, wies bei 773° nur einen Widerstand von 116,3 Mikrohm auf. Wurde dieselbe Probe auf 1000° erhitzt und auf 773° abgekühlt, sodann der Widerstand bei dieser Temperatur bestimmt, so erreichte er wieder einen Wert von 117,3 Mikrohm. Nach einer abermaligen 28stündigen Glühung bei 784° sank der Wert wieder auf 116 Mikrohm.

Obwohl die beiden Stähle a und b das gleiche Umwandlungsgebiet und den gleichen Widerstand von 108 Mikrohm bei Beginn der Umwandlung hatten, ist ihr Widerstand am Ende des Bereiches verschieden. Während der in der Kugellager-Industrie vornehmlich angewendete Stahl a, ohne Zusatz von Molybdän, mit einem gewöhnlichen Chromgehalt von 1,5 % bei der Beendigung der Umwandlung einen Widerstand von 116 Mikrohm aufwies, hatte Stahl b mit höherem Chromgehalt und Zusatz von Molybdän bei derselben Prüftemperatur nur einen Widerstand von 114 Mikrohm. Die Auflösung des Perlit geht also bei dem niedriger legierten Stahl mit einer größeren Widerstandszunahme vor sich.

Kjerrman bestimmte sodann die Widerstände verschieden gehärteter Proben aus beiden Stählen bei Zimmertemperatur. Die Aenderung mit zunehmender Härtetemperatur geht wie folgt vor sich:

Härtetemperatur °C	Widerstand in Mikrohm cm ² /cm bei 20°	
	Stahl a	Stahl b
700	22,9	22,6
731	23,0	22,7
736	23,1	22,8
740	25,4	24,4
753	33,0	30,2
758	35,8	34,9
780	38,0	37,9
800	39,5	39,6
820	42,0	42,3

Aus dieser Aufstellung geht hervor, daß der höher legierte Stahl b nach einer Härtung unmittelbar über dem Ac.-Punkt einen geringeren Widerstand aufweist als der niedriger legierte Stahl a (34,9 gegenüber 35,8).

Der Verfasser geht sodann auf die Formel von Benedicks¹⁾ ein, die eine rechnerische Vorausbestimmung des elektrischen Widerstandes einer Stahllegierung gestatten soll. Er fand zwischen den rechnerisch und den versuchsmäßig bestimmten Werten bedeutende Abweichungen, die jedoch für beide Stähle verschieden waren. Während Stahl a nach einer Härtung von 820° einen Widerstand von 50,7 Mikrohm erreichen soll, wurde nur ein solcher von 42 Mikrohm gefunden. Für Stahl b soll der nach der Formel erzielbare Widerstand nach derselben Härtung 52,1 Mikrohm erreichen; der tatsächlich bestimmte Widerstand betrug dagegen 42,3 Mikrohm. Der Unterschied zwischen dem praktisch ermittelten und dem nach der Formel berechneten Wert ist also bei dem höher legierten Stahl größer und beträgt 9,8 Mikrohm.

Weitere Versuche erstreckten sich auf die Ermittlung der günstigsten Glühtemperatur zur Erzielung eines guten Glühgefüges mit körnigem Zementit. Diese wurde zwischen 720 und 757° gefunden. Im Anschluß hieran unternommene Härteversuche zeigten, daß es zur Erzielung voller Glashärte bei üblicher Härtetemperatur, die zwischen 780 und 820° schwanken kann, von Wichtigkeit ist, die Glühtemperatur möglichst niedrig zu halten. Je höher die Glühtemperatur lag, desto höher mußte die Härtetemperatur sein, um die höchst erzielbare Härte von rd. 66 Rockwell-Einheiten — etwa 712 Brinell-Einheiten — zu erreichen. Der Einfluß einer zu hohen Glühtemperatur auf die durch Härtung bei gewöhnlicher Temperatur erreichbare Härte kann durch eine der Härtung vorausgehende Normalisierungsbehandlung (schnelle Abkühlung oberhalb 850°) wieder aufgehoben werden.

Das verschiedene Verhalten hinsichtlich des elektrischen Widerstandes veranlaßte Kjerrman zu weitgehenden Schlüssen. Infolge des geringeren Widerstandes nach längerem Glühen oberhalb des Umwandlungsbereiches, was gleichzeitig mit einer Verringerung der Härte verbunden ist, empfiehlt der Forscher, das Weichglühen auf das für die nachfolgende Bearbeitung unbedingt notwendige Maß zu beschränken. Am zweckmäßigsten ist die Anwendung einer Glühtemperatur zwischen 720 und 750°, die genügend lange gehalten wird, um dem Karbid Zeit zu geben, körnig zu werden, verhältnismäßig schnelle Abkühlung bis zum Ar₁-Bereich, langsames Durchschreiten mit einer Abkühlungsgeschwindigkeit von etwa 27°/h und nachfolgende schnelle Abkühlung an der Luft. Bei zu langer Glühzeit treten Umwandlungen auf, die auf die Bildung eines höher chromhaltigen Karbids hindeuten. Letzteres löst sich beim Härten schwieriger in der Grundmasse auf.

Weiter wird auf die ungünstige Wirkung zu hoher Chromgehalte bei gleichzeitigem Zusatz von Molybdän in Kugellagerstahl hingewiesen. Ein übermäßiger Gehalt an Karbidbildnern verringert den bei gewöhnlicher Härtetemperatur erreichbaren Widerstand und die erzielbare Härte. Die Arbeit bringt wertvolle Anregungen für die richtige Wahl der Legierung und die Wärmebehandlung von Kugellagerstählen. Die Schlußfolgerungen Kjerrmans, die dahin gehen, an Hand von Widerstandsmessungen die geeignetste Stahllegierung für diesen Zweck zu bestimmen, ist jedoch nach Ansicht des Berichterstatters zu weitgehend. *F. Pölzguter.*

Korrosionsprüfung mit dem Rostapparat.

Die Frage der Korrosions-Kurzprüfung ist gegenwärtig eine der brennendsten auf dem Gebiete der Korrosionsforschung. Kurzprüfungsweisen sind nicht nur für den Forscher von erhöhter Bedeutung, sondern nehmen auch im Rahmen der Werkstoffprüfung der Stahlwerke einen immer breiteren Raum ein, da der Rostangriff der Stähle nicht nur mit dem Gehalt an verschiedenen Legierungsmetallen, sondern auch mit der erzielten Homogenität der Schmelzung und der thermischen Nachbehandlung des Stahles (Glühung, Härtung) wechselt.

¹⁾ Recherches physiques et physico-chimiques sur l'acier au carbon. Upsale 1904; s. a. St. u. E. 40 (1920) S. 1496.

¹⁾ Trans. Am. Soc. Steel Treat. 12 (1927) S. 759/77.

Unterschiede im Rostangriff, wie sie die Praxis zeigt, konnten bisher zahlenmäßig nur auf umständlichem Wege festgestellt werden. Die übliche Untersuchungsform, gewogene Probekörper der atmosphärischen Einwirkung auszusetzen, nach einer bestimmten Zeit die Rostschicht zu entfernen und die Gewichtsabnahme in g je cm² der Oberfläche auszudrücken, beansprucht nicht nur viel Zeit, sondern wird auch von der Beschaffenheit der Luft (Säure- und Feuchtigkeitsgehalt) unberechenbar beeinflusst. Außerdem bieten die in g je cm² angegebenen Gewichtsverluste nur da ein Vergleichsbild, wo es sich um Legierungen mit gleichem spezifischen Gewicht handelt.

Die Kurzprüfung muß also mit der Verschärfung des Rostangriffs zugleich die Prüfung unter stets gleichbleibenden Bedingungen ermöglichen, um zuverlässige und vergleichbare Ergebnisse zu liefern. Walker, Cederholm und Bent¹⁾ haben gezeigt, daß die Rostgeschwindigkeit des Eisens in Wasser vom Sauerstoffgehalt des über dem Wasser befindlichen Gasgemisches abhängt und daß sie gleichlaufend mit dem Teildruck des Sauerstoffs in diesem Gasgemisch zunimmt.

Da Stähle bekanntlich im Wasser schneller rosten als an der Luft und in den Untersuchungen ein deutliches Angriffsmaß zum Ausdruck gebracht werden soll, so wird man zweckmäßig den Teildruck des Sauerstoffes im Prüfvorrichtung in der Umgebung des in Wasser tauchenden Probekörpers erhöhen. Da sich ferner alle Vorgänge chemischer Natur an einer Elektrode in Form von Spannungsänderungen ausdrücken, kann man das Auftreten der ersten Rostspuren feststellen und den gesamten Verlauf des Rostvorganges verfolgen, wenn man der Stahlprobe eine gleichbleibende Elektrode als Normalelektrode gegenüberstellt. Man gelangt alsdann zu der von Duffek beschriebenen Prüfanordnung²⁾, die während der Werkstofftagung erstmalig breiteren Fachkreisen vorgeführt wurde. Der Duffeksche Rostapparat hat inzwischen den gelegentlich der Werkstoffschau geäußerten Forderungen entsprechend in Form und Handhabung eine weitere Vereinfachung erfahren mit dem Ziel, ihn besonders für die laufenden Untersuchungen der Praxis geeignet zu machen.

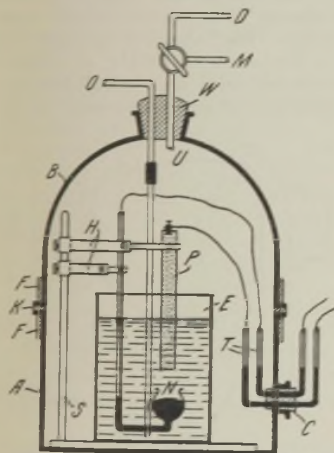


Abbildung 1. Rostapparat nach V. Duffek.

Der Rostapparat in seiner neuen Form besteht, wie nebenstehende Schnittzeichnung (Abb. 1) erkennen läßt, aus einem Unterteil A und einem Oberteil B, die durch Messingringe F mit Spannschrauben unter Zwischenlegen eines Kautschukringes K aneinandergepreßt werden.

Stahlprobe P und Quecksilberelektrode N werden durch Stativ S und Halter H in den wasser-gefüllten Becher E getaucht. Zwei Drähte führen von der Elektrode durch die im Tubus C angeordneten, mit Quecksilber gefüllten Ableitungen T zum Millivoltmeter.

Durch das Rohr O wird Sauerstoff in das Wasser eingeleitet. Das Ableitungsrohr U führt bei D ins Freie, bei M zu einem Manometer.

Die Rostprüfungen werden in folgender Weise durchgeführt: Der blankgeschmigelte Versuchsstab P (zweckmäßig in den Abmessungen 10 × 10 × 80 mm) wird zur Entfernung von Schmutz- und Fetteilchen mit einem Aether-Alkohol-Gemisch abgespült und gewogen. Nach Anbringung der Quecksilberelektrode N und deren Stromableitung in T wird das Becherglas E mit Wasser bis zur Marke 400 cm³ aufgefüllt. Die mit einer Drahtklemme samt Ableitung nach T versehene Probe wird dann in den zweiten Halter H so eingespannt, daß 4 cm der Probe (entsprechend 17 cm² Oberfläche) in 400 cm³ Wasser tauchen. Beim Versuch dürfen keine von P abfallenden Rostteilchen in die Öffnung der Elektrode N gelangen. Zweckmäßig ist ein bei allen Untersuchungen gleichbleibender Elektrodenabstand, wobei sich der Spiegel des Quecksilbers und die Bodenfläche von P auf gleicher Höhe befinden. Hierauf setzt man die Glocke B auf den Unterteil A, zieht die Spannschrauben an und befestigt den Tubus W. Aus einer mit Reduzierventil versehenen Bombe wird der mit Kalilauge gereinigte Sauerstoff durch Rohr O in das Wasser geleitet. Der Sauerstoffstrom wird so geregelt, daß etwa 10 min

lang zwei Blasen je sek bei D austreten. Nach Ablauf dieser Zeit kann mit einer Verdrängung der Luft aus dem Innern des Apparates gerechnet werden, und es erfolgt nach Umschaltung auf M (Manometer) die Absperrung des Gasflusses. Der Sauerstoffdruck wird so geregelt, daß er im Apparat während der Versuchsdauer gleichbleibend 60 mm W.-S. beträgt. Nach Einstellung des Druckes wird das Registriervoltmeter eingeschaltet.

Die Versuchsdauer beträgt 24 h. Nach Ablauf dieser Zeit wird die Stahlprobe mit einer feinen Drahtbürste von der anhaftenden Rostschicht befreit, getrocknet und gewogen. Der Gewichtsverlust wird in Prozent ausgedrückt. Im Hinblick auf die Geschwindigkeitssteigerung des Rostvorganges in der beschriebenen Anordnung ergab sich, daß der 24stündige Rostangriff im Rostapparat im Mittel etwa zwanzigfach größer ist als der sechstägige Angriff durch die Atmosphäre²⁾.

Das Registriervoltmeter liefert ein Zeit-Spannungs-Diagramm, dessen Verlauf den Zeitpunkt des ersten Rostangriffs entnehmen und Schlüsse auf die Art der Rostausbreitung, die Haftfähigkeit und Dichte der Rostschicht und die Geschwindigkeit des Rostvorganges ziehen läßt. Die Spannung, deren absolutes Maß ohne Belang ist, sinkt anfänglich in dem Maße, in dem der Elektrolyt sich in der Umgebung des Probekörpers an Eisenionen anreichert. Da die Oxydverbindungen des Eisens ein edleres Potential besitzen als das Metall, verursacht das erste Auftreten von Rost ein stärkeres Inlösengehen des Eisens, die Spannungskurve erhält einen Knick und führt in der Folgezeit eine rückläufige Bewegung aus. Ihr weiterer Verlauf wird von den Eigenschaften der gebildeten Rostschicht bestimmt in dem Sinne, daß dichte Schichten die Spannungswerte nach der edleren, poröse dagegen nach der unedleren Seite hin verschieben. Auch die Haftfestigkeit der Rostschicht drückt sich im Spannungsverlauf aus, indem beim Ablösen schlecht haftender Schichtteile entsprechende Schwankungen des Potentials eintreten.

Mit Hilfe der beschriebenen Versuchsanordnung können auch Prüfungen in anderen Elektrolyten und in anderen Gasgemischen ausgeführt werden. Ferner kann mit anderen Drücken gearbeitet werden, u. a. auch mit Unterdruck. Bei reinen Potentialmessungen tritt an die Stelle der Quecksilberelektrode eine Normalelektrode (Kalomel- oder Wasserstoffelektrode), das Spannungsmeßgerät wird durch die Brückenschaltung ersetzt.

Dr. J. Hausen.

Wirtschaftliche Ausnutzung von Hallenkränen.

Der Arbeitsfluß in Betrieben geht mitunter quer zur Längsrichtung der Gebäude. Liegen nun zwei oder mehrere derartige Hallen nebeneinander, von denen jede mit einem Kran befahren wird, so entstehen Schwierigkeiten bei der Querbeförderung der Last von Halle zu Halle. Da die Kranbahnen niemals so dicht nebeneinander liegen, daß das Gut der einen Katze von der des anderen Kranes übernommen werden kann, so ist man in den meisten Fällen gezwungen, eine anderweitige Querverbindung zwischen den Kranen herzustellen, d. h. das Gut auf andere Fördermittel, sei es nun auf Handloren oder Karren usw., oder gar von Hand umzuladen. Der hierbei entstehende Zeitverlust ist naturgemäß erheblich. Auch sind meist die Fördermittel nicht aufeinander abgestimmt, so daß fast stets für das eine oder andere längere Wartezeiten entstehen.

In einem Werk wurde diese Schwierigkeit in folgender Weise gelöst:

Abb. 1 zeigt an Hand des Lageplanes, daß eine unmittelbare Verbindung zwischen drei Hallen hergestellt ist. Die Beförderung des Gutes aus der Topfglüherei über die Walzenhalle und die beiden 6 und 10,5 m breiten Vorhallen nach der Verzinnerei und umgekehrt geschieht hier mit Hilfe einer ausfahrbaren Führerstandslaufkatze des Walzenhallenkranes. Z. B. nimmt der Kran vorgewalzten Werkstoff aus der Walzenhalle und fährt damit bis vor eine der drei Querbahnen zur Glüherei. Hier verläßt die Laufkatze den Kran, fährt über die feste Fahrbahn zur Glüherei und setzt dort ihre Last ab, anschließend nimmt dieselbe Katze das von dem Glühereikran bereitgestellte Glühgut auf, fährt damit zurück auf ihren Kran, und dieser setzt nun seine Last an beliebiger Stelle in der Walzenhalle ab, oder begibt sich vor eine der Querverbindungen zur Verzinnerei. Hier kann ähnlich verfahren werden wie in der Glüherei. Die Querverbindung ist also hier ohne jegliches Umladen und andere Fördermittel gewährleistet.

Um ein falsches Fahren und Herabstürzen der Laufkatze bei nicht richtiger Einstellung des Kranes zu den anderen Lauf-

¹⁾ J. Am. Chem. Soc. (1907) S. 29.

²⁾ Korr. Metallsch. 2 (1926) S. 183/7.

katzenschienen zu vermeiden, ist an den beiden Enden des Kranes eine Verriegelung der Laufkatze (s. Abb. 2) eingebaut. Der Riegel c vor dem hinteren Rad der Laufkatze begrenzt die Katzenfahrt während der Kranfahrt und wird durch den Doppelhebel b erst dann gelöst, wenn der Kranführer die Führungsstange a in die dazu bestimmte Aussparung im Kranbahnträger eingeführt hat. Erst wenn so die vier Enden der Laufkatzen-

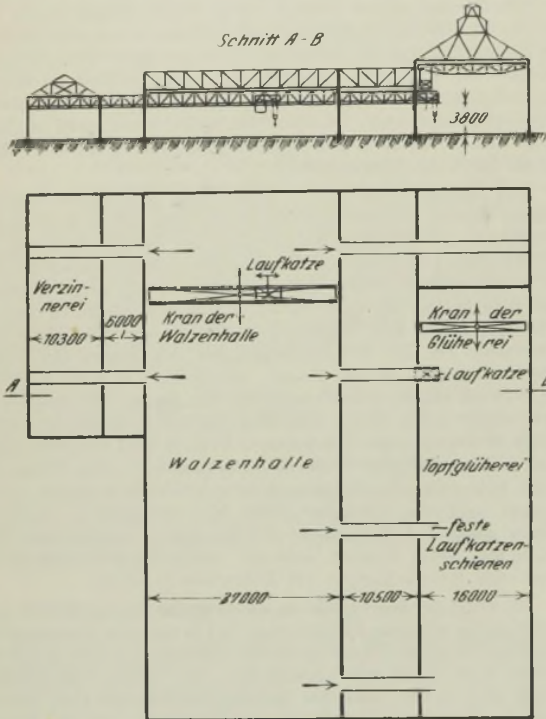


Abbildung 1. Lageplan.

schienen sich genau gegenüberliegen, ist der Weg für die Laufkatze frei.

Im vorliegenden Fall sind also die Kosten einer Zwischenbeförderung und die Umladezeiten gespart. Zu berücksichtigen ist ferner, daß infolge der niedrigen Bauart der Walzenhalle und

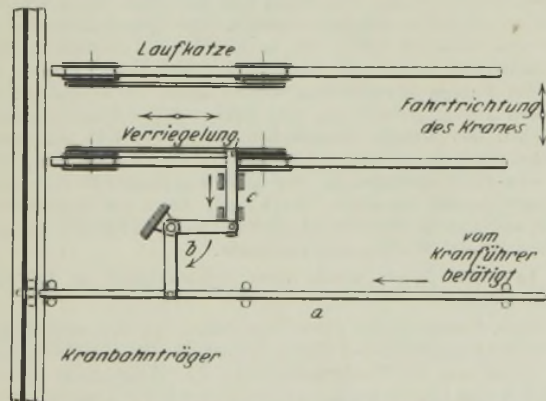


Abbildung 2. Schematische Darstellung der Laufkatzenverriegelung.

der sehr beschränkten Raumverhältnisse über den Kran-schienen ohnehin ein Kran in gleicher Weise, d. h. mit unten hängender Katze und eingebautem Führerstand, hätte ausgebildet werden müssen, so daß als Mehraufwand lediglich die Kosten für die Verriegelung und die festen Schienen in Höhe von etwa 700 *R.M.* in Betracht kommen.

(Nach Mitteilung von Dipl.-Ing. H. Euler, Düsseldorf.)

Deutscher Acetylenverein.

Der Deutsche Acetylenverein hält vom 14. bis 16. September in Eisenach seine diesjährige Hauptversammlung, verbunden mit der Feier des 30jährigen Stiftungsfestes, ab. Nähere Mitteilungen über die Tagesordnung sind beim Deutschen Acetylenverein, Berlin SW 48, Wilhelmstraße 8, zu erhalten.

Aus Fachvereinen.

American Iron and Steel Institute.

Ueber die gelegentlich der 33. Hauptversammlung des Institutes am 25. Mai 1928 in New York erstatteten Vorträge wird nachstehend auszugsweise berichtet.

Ueber neuere Bestrebungen in der Bemessung von Stahlwerkskokillen

hielt Ralph H. Watson, Munhall, Pa., einen Vortrag, der als kennzeichnend für den amerikanischen Gießbetrieb angesehen werden kann. Ausgehend von der Brearleyschen Darstellung des Erstarrungsvorgangs betont Watson die Notwendigkeit, für die sich nach unten verbreitende Form eine geringstmögliche Konizität anzustreben. Eine Konizität von 1,3 bis herab zu 0,7% wird als ausreichend angesehen, um Schwierigkeiten bei der Stripparbeit zu vermeiden. Parallelwandige Kokillen sind zur Zeit versuchsweise im Gebrauch. Erst die schwach konische Kokille sichert bei Verwendung verloreener Köpfe einen gesteigerten Anforderungen genügenden Guß; die Entwicklung, auch in der Massenherstellung, kann mit der steigenden Verwendung derartiger Formen gekennzeichnet werden.

Als bewährte Form dieser Art wird die Kokille der Valley Mould-Company beschrieben. Der Massekopf, mit feuerfesten, porösen Ziegeln ausgemauert, kann nach Lösung einiger Verbindungsschrauben neu zugestellt und gebrannt werden. Mit kleinen Zwischenbesserungen beträgt die Haltbarkeit des feuerfesten Futters 30 bis 40 Güsse.

Für umgekehrt konische Formen (mit nach oben sich erweiterndem Querschnitt) hält Watson eine starke Konizität nicht für notwendig und weist auf bewährte Formen für Schmiedegüsse mit nur geringer Neigung hin. Nach Ansicht des Berichterstatters erlangt jedoch, abgesehen von der gedrungeneren Bauart solcher Formen, der Massekopf infolge der verhältnismäßig günstiger

liegenden Erstarrungszeiten in Kopf und Guß gegenüber kleineren Güssen größeren Einfluß, so daß auch bei schwach konischer Form dichte Güsse erzielt werden. Die Tatsache, daß große Mengen hochwertiger Stähle in schwachkonischen oder sogar parallelwandigen (geteilten) Formen gegossen werden,

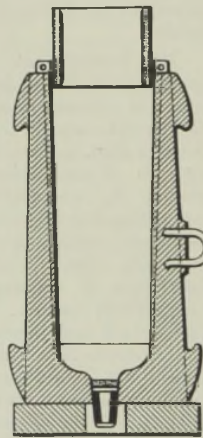


Abbildung 1. Kokille nach Gathmann.

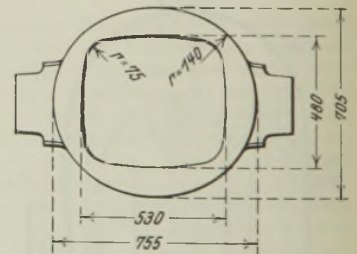


Abbildung 2. Kokille mit geschwächten Wänden.

kann ebenfalls nicht gegen die Notwendigkeit einer starken Konizität, besonders bei schlanken Güssen mit höchsten Anforderungen angeführt werden¹⁾.

Der Verfasser empfiehlt eine Verringerung der Konizität im oberen Blockteil, um das mit der Bildung von Querrissen verbundene Hängen der Güsse einzuschränken. Das Wärmen im Stoßofen gestaltet sich einfacher, und zugleich erhält der Massekopf eine günstigere Form. Beachtenswert erscheint die in Abb. 1 wiedergegebene Form nach Gathmann. Die Kokille selbst ist unten geschlossen und besitzt ein konisches Loch zur Aufnahme eines Stopfens aus Stahl oder Schamotte. Den Massekopf bildet ein aus Schamotte gebrannter Zylinder, der bis zu einem Drittel in die Kokille hineinragend mit seitlichen Vorsprüngen auf der Stirnseite der Form ruht. Gegenüber der auf unseren Stahlwerken üblichen Verwendung von Bodenplatten, die in den Kokillenfuß eingelegt werden, kann ein Hochschwimmen des Stopfens nicht stattfinden. Die Beanspruchung der Kokille beim Angießen dürfte jedoch verhältnismäßig groß sein. Der eingehängte Massekopf kann nach Lösung der Tragstützen beim Zusammenziehen dem Guß folgen, ein Vorzug, der bei größeren Gewichten Beachtung verdient.

Die Versuche über den Einfluß der Wandstärke durch Aufnahme von Abkühlungskurven decken sich im wesentlichen mit den an anderer Stelle¹⁾ durch Untersuchung des Primärgußes

¹⁾ Vgl. hierzu C. Gejrot: Jernk. Ann. 111 (1927) S. 121/242; siehe auch St. u. E. 48 (1928) S. 77/8.

gefundenen Ergebnissen. In einer Vierkant-Probenform von 505 mm Seitenlänge (bei 304 mm Höhe) und 100, 150, 200 bzw. 250 mm starken Wänden wurden die Temperaturänderungen nach Füllung der Form mit Gußeisen gemessen. Die Wärmespannungen nehmen mit der Wandstärke schnell zu und erklären die größere Empfindlichkeit starkwandiger Formen im Gebrauch. Das Wärmeableitungsvermögen und die Temperatur in der Nähe der Innenfläche unterscheiden sich, von der 50 mm starken Wand in etwa abgesehen, nur unwesentlich. Eine Erweiterung der Versuche unter betriebsmäßigen Bedingungen (Kokillenseitenlänge 530 mm, Wandstärken 140 bzw. 220 mm) ließen einen etwas größeren Einfluß der Wandstärken erkennen. Als dritte Form gelangte eine gleichfalls 140 mm starke, jedoch mit geschwächten Wänden entsprechend Abb. 2, zur Verwendung. Die gewonnenen Abkühlungskurven weisen eine gleichmäßigere Beanspruchung, dieser als „balanced mould“ bezeichneten Form auf, die den Vorzug verringerten Gewichts besitzt. Eingehende Seigerungsuntersuchungen der in den drei Formen gegossenen Blöcke weisen einen praktisch übereinstimmenden Verlauf der Blockseigerung auf. Schlüsse für die zweckmäßigste Bemessung der Wandstärken zieht der Verfasser nicht. Eine Zunahme zum unteren Blockteil wird zur Verringerung der Lunkerbildung empfohlen. Ueber ein zur Vermeidung von Rissen im oberen und unteren Kokillenteil notwendiges Maß scheint eine Verstärkung der Wand wirtschaftlich unzweckmäßig und nicht notwendig zu sein. Unterlagen über die Lebensdauer verschieden starker Kokillen, über die Kosten für das Behauen und Putzen der in ihnen hergestellten Blöcke sind nicht bekannt; die vorliegenden Erfahrungen sind zum Teil widersprechend.

Der Querschnittsgestaltung der Kokillen wird auf den amerikanischen Stahlwerken mehr Aufmerksamkeit gewidmet, als es auf unseren Werken im allgemeinen üblich ist. Die Ursache ist darin zu suchen, daß steigendes Gießen nur in geringem Umfange zur Durchführung kommt. Kokillen mit gebauchten Flächen ersetzen mehr und mehr die Form mit geraden Seiten. Als Vorteil bei der Walzung solcher nach innen oder außen gebauchter Güsse wird neben der geringeren Neigung zu Längsrissen die anfänglich geringe Verformung genannt. Bei geschlossenen Kalibern kann eine allseitige Verdichtung der häufig empfindlichen Blockhaut stattfinden.

Für die Abrundung der Kokillenkanten sind verschiedene Ueberlegungen maßgebend: Das Gießen und die Pflege der Kokillen wird durch große Durchmesser erleichtert, während die Neigung zu Längsrissen steigt. Schwere Güsse mit scharfen Kanten neigen zu Rissen bei der Weiterverarbeitung in den Ebenen der von verschiedenen Seiten zusammenstoßenden transkristallisierten Kristalle. Als praktisch brauchbar wird ein von Morris angegebener Wert von 13 % der größten Seite bei rechteckigem Formenquerschnitt als Eckenhalbmesser genannt, der bei größeren Formen etwas kleiner zu halten ist.

Sehr beliebt sind acht- und zwölfseitige Kokillen mit konkaven Flächen, besonders bei hochwertigen Stählen.

Das Auftreten von Querrissen am Fußende der Blöcke, als deren Ursache im allgemeinen die Bildung eines Grates zwischen Kokille und Fuß anzusehen ist, der die Zusammenziehung des Gusses in der Längsrichtung verhindert, während der Guß im oberen Teil noch in Berührung mit der Kokille steht, konnte in einem Falle bei reichlich bemessenem Fuß und unterem Kokillenteil einer umgekehrten Form mit abgerundetem Fuß beobachtet werden.

Sehr gute Haltbarkeitsziffern stehen oft in keinem Verhältnis zur Oberflächenbeschaffenheit der Güsse, eine Nachrechnung der Kosten für das Verputzen würde vielfach die Unwirtschaftlichkeit zu weitgehender Ausnutzung der Kokillen zeigen.

Leider enthält die Arbeit keine Angaben über die Durchführung des Gießverfahrens selbst. Im Gegensatz zu deutschen Werken ist der Guß auf Wagen weit verbreitet, und damit kann zu einem Teil die geringe Bedeutung des steigenden Gießens erklärt werden, das als einfachste Lösung des Vergießens schwerer Schmelzungen in kleine Blöcke erscheint. Im gleichzeitigen Guß mehrerer Blöcke, der aus einer mit entsprechenden Stopfen versehenen Zwischenpfanne erfolgt, ist die Lösung dieser Frage gefunden worden.

Metallurgisch sind nach den bisherigen, an kleineren Blöcken durchgeführten Untersuchungen¹⁾ beide Gießverfahren — wenn von der Oberflächenbeschaffenheit der Güsse abgesehen wird — als gleichwertig zu betrachten. Es ist auffallend, daß auch bei Güssen mit hohen Anforderungen an die Oberflächenreinheit das Gießen von oben fast ausschließlich Verbreitung gefunden hat, dessen Ursache neben der Billigkeit in der transporttechnischen Ueberlegenheit, die sich besonders beim Wagenguß geltend macht, zu suchen ist.

Fr. Badenheuer.

¹⁾ Siehe Anm. 1) auf S. 1176.

George B. Waterhouse, Cambridge, Mass., hielt einen Vortrag über

Das basische Siemens-Martin-Verfahren,

in dem ein umfassender Einblick in amerikanische Verhältnisse gegeben wird.

In dem vorliegenden Bericht entwickelt der Verfasser das Thema nach drei Richtungen hin:

1. wird dargelegt, daß das basische Siemens-Martin-Verfahren das wichtigste Stahlherstellungsverfahren darstellt,
2. werden die Gründe für diese Tatsache besprochen und
3. wird gezeigt, auf welche Weise diese Ueberlegenheit des Siemens-Martin-Verfahrens aufrechterhalten bleiben kann.

Einleitend schildert der Verfasser das Siemens-Martin-Verfahren und die verschiedenen Arten, in denen es zur Durchführung gelangt, worauf er eine genauere Beschreibung der einzelnen Teilabschnitte des Schmelzungsverlaufs bringt. Es folgen einige allgemeine geschichtliche Betrachtungen, wobei er erwähnt, daß der erste Siemens-Martin-Stahl in Amerika wahrscheinlich in den Bay State Iron Works, South Boston, im Jahre 1869 erschmolzen wurde.

Den gegenwärtigen Stand und die Bedeutung des Siemens-Martin-Verfahrens im Vergleich zu den anderen Stahlherstellungsverfahren zeigt der Verfasser an Hand von statistischen Unterlagen und Schaubildern. Aus diesen Angaben ist ersichtlich, daß der Anteil an basischem Siemens-Martin-Stahl an dem gesamten erzeugten Stahl in den Vereinigten Staaten ständig im Anwachsen begriffen ist. Im Jahre 1900 betrug der Anteil des basischen Siemens-Martin-Stahles an der gesamten Stahlerzeugung 25 %, während er bis zum Jahre 1927 ziemlich gleichmäßig auf rd. 83 % anstieg. Ebenso liegen die Verhältnisse in Großbritannien, wo der Anteil des basischen Siemens-Martin-Stahles von 7 % auf etwa 60 % in dem genannten Zeitraum anstieg. Auch in Deutschland ist eine ähnliche Erscheinung zu beobachten. Der Anteil des Siemens-Martin-Stahles stieg von 30 % bis rd. 54 % an, jedoch nicht so gleichmäßig wie bei den beiden vorgenannten Ländern; ein besonders starkes Ansteigen ließ sich seit dem Jahre 1920 feststellen, derart, daß im Jahre 1923 mit 63 % der größte Anteil erreicht wurde, der inzwischen jedoch wieder auf 53 bis 54 % gesunken ist. Weiter geht aus den Zusammenstellungen hervor, daß das saure Windfrisch-Verfahren stark im Rückgang befindlich ist, und daß auch das saure Siemens-Martin-Verfahren nur einen verhältnismäßig geringen Anteil an der Erzeugung hat.

Im Anschluß hieran werden die Gründe für die Ueberlegenheit des basischen Siemens-Martin-Verfahrens eingehender Betrachtung gewürdigt, jedoch ohne daß dabei irgendwelche neuere Gesichtspunkte gebracht würden. Neben dem Vorteil, den Einsatz z. B. bezüglich des Schrottanteils beliebig ändern und eine große Reihe der verschiedensten Stähle im Siemens-Martin-Ofen herstellen zu können, wird besonders hervorgehoben, daß auch bei der Wahl des Brennstoffes keine engen Grenzen gesetzt sind. In der Hauptsache wird heute noch Generatorgas verwendet, jedoch ist der Gebrauch von Naturgas und Koksofengas im Ansteigen begriffen. Auf die vorteilhafte Verwendung von Mischgas, vor allem in Deutschland, wird hingewiesen. Auch flüssige Brennstoffe, wie Oel und Teer, oder auch Staubkohle gelangen als Feuerungsmittel in Anwendung. Der Generatorgasbetrieb bietet den Vorteil, von Art und Beschaffenheit der verwendeten Kohle unabhängig zu sein. Einige Beachtung verdient nachfolgende Zusammenstellung, die den jeweiligen Anteil der im Jahre 1926 in Verwendung befindlichen Feuerungsarten zeigt:

Generatorgas	40,6 %
Koksofengas und Teer	16,2 %
Koksofengas und Naturgas	13,1 %
Teer allein	10,6 %
Koksofengas, Naturgas, Teer und Oel	6,2 %
Koksofengas, Teer und Oel	3,9 %
Koksofengas allein	3,8 %
Brennöl allein	2,7 %
Naturgas allein	2,7 %
Teer und Oel	0,2 %
	100,0 %

Im nächsten Teil des Vortrages werden die Wege besprochen, durch die die Ueberlegenheit des Siemens-Martin-Verfahrens aufrechterhalten bleiben kann. Die Hauptaufgabe besteht darin, die Umwandlungskosten so gering wie möglich zu halten und immer weiter zu verringern, was durch stetig weiterschreitende Betriebsverbesserungen erreicht werden soll.

In diesem Zusammenhang bespricht der Verfasser zunächst die wichtige Frage der feuerfesten Auskleidung der Ofen und weist auf die wachsende Verwendung von „prepared dolomite“,

hauptsächlich für Herdausbesserungen, hin. Im allgemeinen wendet man noch totgebrannten Magnesit an, der aus dem Ausland, vor allem Oesterreich und der Tschechoslowakei, eingeführt werden muß. Dieser „prepared dolomite“, der unter den verschiedensten Namen, wie Kendymag, Magdolite, Magnefer, Magnite, Syndolag, im Handel erschienen ist, wird aus sorgfältig gebrochenem Dolomit, der mit einem bestimmten Flußmittel gemahlen und vermischt wird, hergestellt. Dieses vereint sich mit dem Dolomit während des Brennens, wodurch die Neigung des gebrannten Dolomits zum Verschlacken vermindert wird. Der Kalkgehalt dieser Flickmasse schwankt zwischen 50 und 55 %, der Magnesiagehalt zwischen 35 und 38 %, der Gesamtgehalt an Eisenoxyd, Kieselsäure und Tonerde zwischen 7,5 und 14 %.

Weiterhin weist der Verfasser auf die Ersparnismöglichkeiten durch Verwendung des jeweils geeignetsten Feuerungsmittels hin, vor allem auf die Vorteile der Verwendung von Koksofengas, das durch Beheizung der Koksöfen mit Hochofengas freizumachen wäre.

Ein weiteres Mittel zu Ersparnissen liegt in der sorgfältigen Durchbildung des Ofens. Gegenwärtig geht man in den Vereinigten Staaten darauf hinaus, größere Ofeneinheiten, und zwar hauptsächlich größere feststehende Öfen zu bauen, da die Erfahrung gelehrt haben will, daß die Güte des Stahles darunter nicht gelitten habe. Die schräge Rückwand hat sich, auch beim feststehenden Ofen, als eine Verbesserung erwiesen. Weiterhin weist der Verfasser auf die Vorteile des Kippofens hin, der für das Talbot- oder das Duplexverfahren ja unentbehrlich ist, sich aber auch für das gewöhnliche Verfahren sehr gut eignet. Beachtenswert sind einige Vergleiche zwischen dem festen und dem kippbaren Ofen. Nach seinen Angaben empfiehlt sich der Kippofen trotz der höheren Anlagekosten. Das Ausbringen je m² Herdfläche ist größer als bei dem festen Ofen, der Brennstoffverbrauch je t Ausbringen gleich oder geringer, und die Kosten je t Ausbringen sind nach Angaben und Berechnungen von St. J. Cort¹⁾ bei dem Kippofen um 0,798 Dollar geringer als bei dem feststehenden Ofen. Daneben weist der Kippofen die Vorteile des leichten Abstichs, der beliebigen Schlackenhandhabung und Erneuerung, der sorgfältigen und leichten Trennung von Stahl und Schlacke usw. auf.

Als weiteren Weg, die Ueberlegenheit des Siemens-Martin-Verfahrens zu erhalten, empfiehlt der Verfasser, eingehende Untersuchungen über die bei dem Verfahren auftretenden Reaktionen, wie Reaktionen innerhalb der Schlacken, Reaktionen zwischen Schlacke und Bad usw., nach physiko-chemischen Gesichtspunkten anzustellen. Er glaubt, daß es möglich ist, durch folgerichtige Anwendung dieser Ueberlegungen in der Zeiteinheit mehr Stahl herzustellen, die Kosten zu verringern und die Güte zu steigern.

Die Beobachtung der Schlackenführung stellt einen der wichtigsten Anhaltspunkte dar. Der Verfasser empfiehlt, während des Schmelzungsganges regelmäßig Schlackenproben zu nehmen (gegossen oder granuliert), aus deren äußerem Aussehen, Bruch und Farbe der erfahrene Schmelzer viel entnehmen könne. Außerdem soll man nach einer Schnellbestimmung den Eisengehalt der Schlacke ermitteln, wie es auf verschiedenen Stahlwerken in Amerika schon gehandhabt wird. Auf einem Werk erfolgt nach Angabe des Verfassers der Abstich erst dann, wenn weniger als 18 % Fe in der Schlacke vorhanden sind. Dadurch soll vermieden werden, daß die Schlacke vor dem Abstich eine zu stark oxydierende Wirkung auf das Bad ausüben kann. Verschiedene Wege, den Gesamteisengehalt der Schlacke gegen Ende der Schmelzung herabzudrücken, werden vom Verfasser genannt. Auch eine Manganbestimmung in der Schlacke wird empfohlen, um die jeweilige Verteilung von Mangan in Bad und Schlacke zu erkennen.

Eine weitere Aufgabe besteht darin, ein Schnellverfahren zur Bestimmung des freien Kalkes in der Schlacke zu finden, um dadurch die Reaktionsfähigkeit der Schlacke ermitteln zu können. Ebenso wäre es von Bedeutung, ein genaues Verfahren zur Bestimmung der Schlackenmenge zu besitzen. Man soll die Schlackenmenge so gering halten wie es geht, um möglichst gute Wärmeübertragung zwischen Flamme und Metall zu erzielen. Der Verfasser ist der Ansicht, daß man heute aus Sicherheitsgründen eine zu große Schlackenmenge führt, daß man sie aber, wenn man, wie vorgeschlagen, durch die Schlackenproben mehr Erfahrung in dieser Richtung gewonnen hat, bedeutend vermindern kann. Er weist dabei auf die Vorzüge des Kippofens hinsichtlich der Schlackenführung hin, der es gestattet, geringe Schlackenmengen zu führen, die verunreinigten Schlacken leicht und schnell abzuführen und durch frische Schlacken zu ersetzen.

Schließlich betont der Verfasser, daß man bestrebt sein wird, immer besseren Stahl herzustellen, indem man auf jeden Teilvorgang in der Herstellung weitgehende Sorgfalt verwendet, vor allem u. a. auch auf das Vergießen. In letzterer Hinsicht sind in jüngster Zeit in Amerika ausgedehnte Untersuchungen vorgenommen worden. Näher eingegangen wird sodann noch auf das schon früher an dieser Stelle¹⁾ beschriebene Gießverfahren der Ford Motor Company, Dearborn, Mich., bei dem aus einer Pfannenvorlage gleichzeitig vier Blöcke vergossen werden können.

* * *

In Besprechung und Ergänzung des Vortrages von Waterhouse veröffentlichte Carl W. Peirce²⁾ einen Aufsatz, betitelt: Zur Qualitätsfrage beim basischen Siemens-Martin-Verfahren. Er beschränkt die Besprechung auf folgende drei Punkte: 1. den Einsatz, 2. die Schmelzungsführung und 3. das Vergießen.

Hinsichtlich der Zusammenstellung des Einsatzes betont er, daß es unmöglich sei, Stahl besonderer Güte aus schlechten Rohstoffen zu erzeugen. „Heat properly charged is half made“; er empfiehlt deshalb, alle Einsatzstoffe genau nach Analyse und physikalischer Beschaffenheit zu trennen. Sowohl die Kenntnis des Kohlenstoffgehaltes als auch des Phosphor- und Schwefelgehaltes des Einsatzes ist von Wichtigkeit. Hochschwefel- oder -phosphorhaltiger Schrott soll entsprechend auf die einzelnen Schmelzungen verteilt werden. Dazu ist eine laufende analytische Ueberwachung und Sortierung des Schrottes nötig. Ebenso soll der Siliziumgehalt des Roheiseneinsatzes laufend überwacht werden. Wird mit flüssigem Roheiseneinsatz gearbeitet, so empfiehlt der Verfasser, nach jedem Zuguß aus dem Hochofen eine Silizium- und eine Schwefelbestimmung des Mischereisens vorzunehmen. Die Laboratoriumsangabe kann der Schmelzer nachprüfen auf folgende einfache Weise:

Z. B. 100 t im Mischer mit 1 % Si	100
100 t vom Hochofen mit 0,75 % Si	75
200 t im Mischer	175 = 0,875 % Si.

Auf diese Weise kann sich der Schmelzer dem jeweiligen Mischereisen anpassen. Ist der Siliziumgehalt ungewöhnlich gering, so soll weniger Schrott und mehr Roheisen gesetzt werden. Steigt er über 1,1 %, so kann der Anteil an flüssigem Metall herabgesetzt werden. Dadurch wird eine größere Gleichmäßigkeit der Schmelzungen und gleichmäßigere Beschaffenheit des Enderzeugnisses erzielt.

Was den Schmelzungsgang anlangt, so glaubt der Verfasser, daß man beim Siemens-Martin-Verfahren dem metallurgischen Gesetz, daß sich Sauerstoff mit Eisen bei allen Temperaturen verbindet, noch nicht genügend Rechnung trage. Je höher die Temperatur, desto stärker sei diese Erscheinung. Er weist dabei auf die Beobachtung des Praktikers hin, daß eine heiß geführte Schmelzung doppelt soviel Erz benötigt, um den gleichen Teil Kohlenstoff zu oxydieren, wie eine matte Schmelzung, wobei das übrige Erz im Metall als Oxyd verbleibe. Beim Erzen selbst soll man möglichst mit reduzierender statt mit oxydierender Flamme arbeiten und das Metall nicht zu heiß werden lassen. Die Schlacke soll bei genügender Reaktionsfähigkeit nicht zu schwer und auch nicht zu leicht sein. Die Schmelzungsführung ist auf den Ausschub von erheblichem Einfluß. Bei gleichem Einsatz und gleicher Stahlsorte konnte beobachtet werden, daß bei einem sehr heiß geführten Ofen der Ausschub sechsmal so groß war wie bei einem anderen, der mütter geführt wurde, und bei dem mehr Sorgfalt auf die Beobachtung der Schlacken- und Abstichtemperatur verwendet wurde.

Dem Vergießen der Schmelzungen soll in den amerikanischen Stahlwerken allgemein noch nicht die nötige Sorgfalt gewidmet werden. Peirce tadelt, daß die Kokillen oft nicht genügend untersucht und gereinigt werden. Von weitgehendem Einfluß zeigt sich die Gießgeschwindigkeit. Von oben gegossene Blöcke sollen ebenso einwandfrei erhalten werden können wie bei steigendem Guß, wenn man die gleiche Zeit darauf verwendet. Den Einfluß der Gußzeit beim Vergießen von 2800-kg-Blöcken zeigt folgende Aufstellung von Kilby³⁾:

Gußzeit in min	beim Walzen gerissen
2	100
3	50
3½	40
4	10
5	5
6	2
7	0

¹⁾ St. u. E. 47 (1927) S. 407/9.

²⁾ Iron Age 121 (1928) S. 1606.

³⁾ Vgl. hierzu St. u. E. 38 (1918) S. 1045/6.

¹⁾ Vergleich von Siemens-Martin-Öfen verschiedener Größe. Yearbook Am. Iron Steel Inst. (1926) S. 149.

Kilby ist der Ansicht, daß die Gießgeschwindigkeit von größerem Einfluß ist als die Gießtemperatur. Durch das langsame Vergießen hat das Metall die Möglichkeit, sich abzukühlen und den Gasen den Austritt zu gestatten. An einer Reihe von Beispielen wird gezeigt, wie eine Gütesteigerung durch langsames Vergießen verursacht wird. Aus diesen Gründen ist der Ausgüßdurchmesser in den letzten 20 Jahren immer mehr vermindert worden. Vom 57-mm-Ausgüß für Schmelzungen von 30 bis 50 t sind viele Stahlwerke jetzt auf 38- und 34-mm-Ausgüsse für Schmelzungen von 100 t zurückgegangen. Die Gießzeit wird natürlich entsprechend verlängert. Peirce empfiehlt, Ausgüsse aus Magnesit zu verwenden, da diese weniger stark ausgefressen werden. Der Behandlung der Kokille ist größte Sorgfalt zu widmen. Die Kokille soll gleichmäßig vorgewärmt, trocken, ausgebürstet und graphitisiert sein. Schadhafte Kokillen sollen sofort verschrottet werden.

Schließlich weist der Verfasser darauf hin, daß der Behandlung der Blöcke in der Ausgleichgrube und beim Vorwalzen die nötige Sorgfalt zu widmen ist. Ebenso wie Waterhouse betont auch er den Vorteil des Kippofens sowohl in metallurgischer wie in rein mechanischer Richtung.
Dr.-Ing. Roland Wasmuth.

Howard Corning, Cambridge (Mass.), berichtete über
Die ersten Eisenwerke in Amerika

auf Grund von Urkunden, die sich im Besitz der Business Historical Society befinden. Danach wird die bisherige Erkenntnis, der erste Hochofen Amerikas habe in Massachusetts im Jahre 1645 gestanden, bestätigt.

American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.

(Frühjahrsversammlung 20. bis 23. Februar 1928 in New York. — Fortsetzung von S. 871.)

Die Konstitution der Eisen-Silizium-Legierungen

behandelte M. G. Corson, New York, N. Y., in einer Arbeit, die leider nicht in vollem Umfange geeignet ist, die Schwierigkeiten, die der Deutung dieses Systems entgegenstehen, zu beseitigen. Nach einem geschichtlichen Rückblick auf die Arbeiten von Yensen¹⁾, Gürtler und Tammann²⁾, Kurnakow³⁾, Gontermann⁴⁾, Sanfourches⁵⁾, Murakami⁶⁾, Oberhoffer und Esser⁷⁾ entwirft der Verfasser ein Schaubild in der in Abb. 1 dargestellten Form. Die Grundlagen zur Aufstellung dieses Schaubildes lieferten elektrische Widerstands- und Härtebestimmungen sowie mikroskopische Untersuchungen und Röntgenaufnahmen. Da dem Verfasser zur Bestimmung der Liquidus- und Soliduslinien die Möglichkeiten der versuchsmäßigen Nachprüfung fehlten, beging er den etwas zweifelhaften Weg, aus der Zusammentragung der Werte früherer Forscher neue Linien zu entwerfen, wie Abb. 2 und 3 zeigen. Hierbei ergibt sich dann der für die weiteren Behauptungen wichtige Knick bei 14,3% Si. Dem Gehalt von 14,3% Si entspricht dabei die Verbindung Fe₃Si. Während das Diagramm bis dahin dem Typus der vollkommenen Löslichkeit entspricht, zeigt der folgende Teil bis zur Verbindung FeSi mit rd. 33% Si den der vollkommenen Unlöslichkeit im festen Zustande mit einem Eutektikum bei rd. 20% Si. Bei den Umwandlungen im festen Zustande findet der Verfasser die von Oberhoffer aufgestellte Theorie der γ -Abschnürung bestätigt mit dem Zusatz, daß die Umwandlung gemäß der Phasenregel nicht bei einer bestimmten Temperatur erfolgen kann, wie es von Oberhoffer

und Esser⁸⁾ für das Zustandsdiagramm Eisen-Chrom bereits rechnerisch und versuchsmäßig nachgewiesen worden ist. Allerdings glaubt der Verfasser auf Grund seiner metallographischen Untersuchungen den Verlauf der Linien so festlegen zu können, daß das Zwei-Phasen-Gebiet sich bis zu 14,5% Si hinzieht, wie es in Abb. 1 aus den Linien F J und J H hervorgeht. Für Gehalte

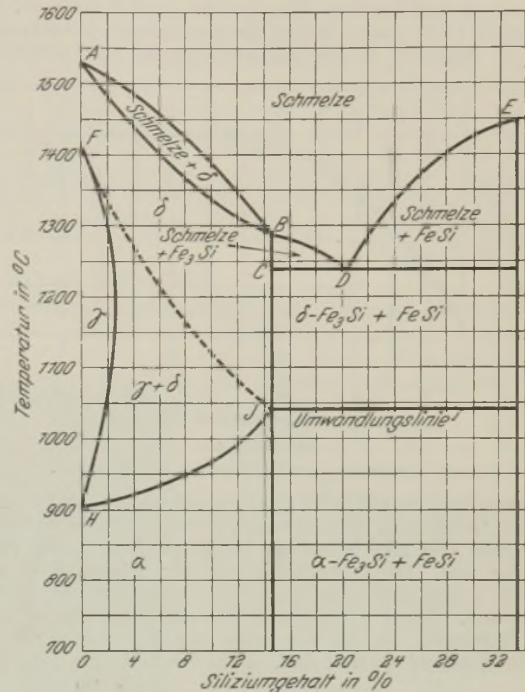


Abbildung 1. Zustandsdiagramm Eisen—Silizium.

über 14,3% findet er eine Umwandlungslinie von δ -Fe₃Si in α -Fe₃Si bei 1040°, deren Berechtigung aber in Frage gestellt ist, da das Bestehen zweier Fe₃Si-Phasen weder vom Verfasser noch von anderen Forschern metallographisch oder röntgenographisch nachgewiesen ist. Da andererseits durch eingehende thermische und magnetische Untersuchungen von Murakami⁶⁾ jedoch Haltepunkte bei 1020 bis 1050° gefunden wurden, ist für diese Linie die Deutung als Peritektikum der Verbindung Fe₃Si, die von Hanemann und Voß⁹⁾ bestätigt wurde, als bedeutend einleuchtender anzusehen. Gleichzeitig deuten die genauen Mes-

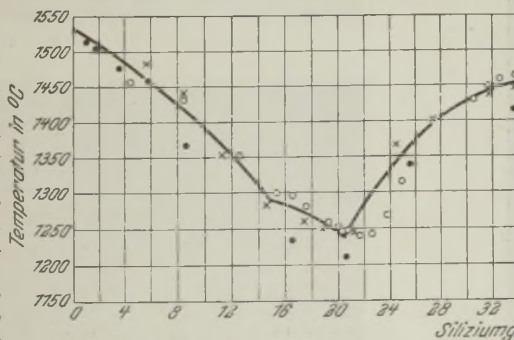


Abbildung 2. Entwurf der Liquiduslinie auf Grund von Mittelwerten aus den Angaben von Tammann, Kurnakow und Gontermann.

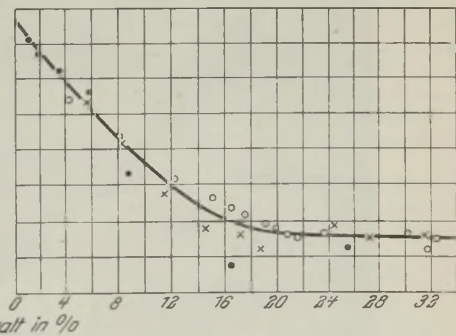


Abbildung 3. Entwurf der Soliduslinie auf Grund von Mittelwerten aus den Angaben von Tammann, Kurnakow und Gontermann.

sungen der Gitterstruktur Phragmén's¹⁰⁾ auf die Richtigkeit der Murakamischen Auffassung hin. Auf der Kurve des elektrischen Widerstandes tritt bei 10% Si ein Höchstwert und bei 14,5% Si entsprechend der Verbindung Fe₃Si eine Richtungs- umkehrung in Gestalt eines scharfen Knickpunktes ein. Die Härte zeigt den in Abb. 4 wiedergegebenen Verlauf. Die Hauptstütze für das Diagramm sind die metallographischen Untersuchungen. Bei Legierungen bis 4% Si treten einheitliche Misch-

¹⁾ Bull. Univ. Illinois 83 (1915) S. 66.

²⁾ Z. anorg. Chem. 47 (1905) S. 163.

³⁾ Z. anorg. Chem. 123 (1922) S. 89/131.

⁴⁾ Z. anorg. Chem. 59 (1908) S. 373/413.

⁵⁾ Rev. Mét. 16 (1919) S. 217/24.

⁶⁾ Science Rep. Tohoku Univ. 10 (1921) S. 79/92; 16 (1927) S. 475/89.

⁷⁾ Ber. Werkstoffaussch. V. d. Eisenh. Nr. 69 (1925).

⁸⁾ St. u. E. 47 (1927) S. 2021/31.

⁹⁾ Centralbl. Hütten Walzw. 31 (1927) S. 259/62.

¹⁰⁾ J. Iron Steel Inst. 114 (1926) S. 397/404; vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 193/5.

kristalle auf (Abb. 5). Ueber 4% treten bei den mit einer Lösung von 2 Teilen Glycerin, 2 Teilen 30prozentiger Flußsäure und 1 Teil Salpetersäure geätzten Schliften merkwürdige strahlenförmige Büschel auf (Abb. 6). Durch Glühen bei 950° mit anschließender Luftabkühlung verschwinden diese, dagegen tritt ein gleichmäßiger Zerfall des Mischkristalles ein (Abb. 7). Bei Wasserhärtung von 1100° nehmen diese Strahlen große Formen an, und gleichzeitig ist ein starker Zerfall der Mischkristalle zu beobachten (Abb. 8). Bei 7,9% Si und Wasserhärtung bei 1050° besteht die

aber selbst der Gußzustand weit entfernt vom Gleichgewichtszustande sei, müsse beides, die Bildung einer metallographisch auflösbaren Doppelstruktur und die Wiederauflösung des γ -Eisens verschoben sein. Dadurch besteht das Gefüge aus einer Grundmasse siliziumreicher α -Mischkristalle (hervorgegangen aus dem δ -Eisen) und Bestandteilen siliziumarmer α -Mischkristalle (hervorgegangen aus dem nicht mehr aufgelösten γ -Eisen). Da diese gerstenkornähnlichen Gebilde der letzten Kristallart bis zu 12,5% Si auftreten, gibt der Verfasser für die beginnende und

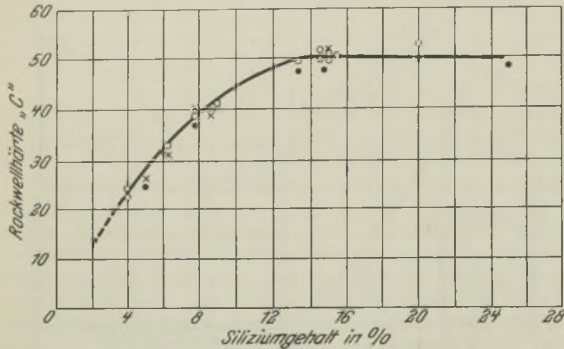


Abbildung 4. Rockwellhärte in Abhängigkeit vom Siliziumgehalt.

Legierung fast nur aus dieser Strahlenstruktur (Abb. 9). Bei noch höheren Gehalten an Silizium verschwinden die Strahlen gänzlich, dafür tritt aber eine bräunliche Parallelstreifung in den Mischkristallen auf. Die Löslichkeitsgrenze für Silizium liegt somit bei 14,3% und wird bis zu Temperaturen von 1050° hinauf nicht verschoben. Dieses widerspricht ebenfalls den Untersuchungen von Murakami. Da die Ergebnisse der Röntgenuntersuchung nur beschreibend erwähnt sind, ist ein Vergleich mit den Phrag-

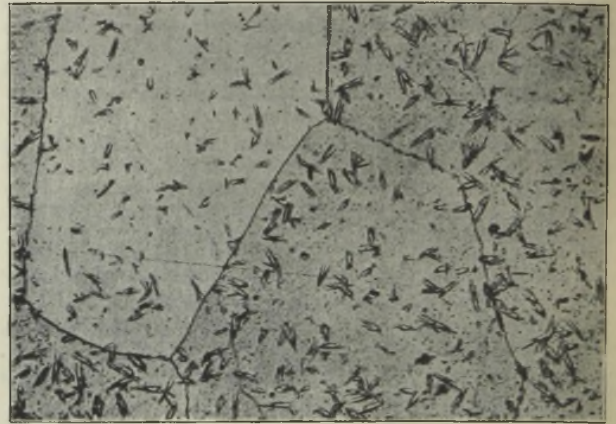


Abbildung 6. Gefüge einer Legierung mit 5,9% Si, in Sand gegossen. (Ätzung siehe Text.)

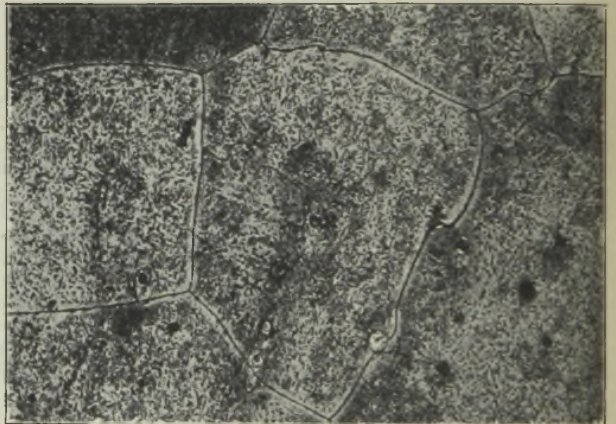


Abbildung 7. Wie Abb. 6, 6 h bei 950° geglüht.



Abbildung 5. Gefüge einer Legierung mit 4% Si, geschmiedet und geglüht.

mensen Ergebnissen nicht möglich. Auch für die Auffassung des heterogenen Phasengebietes erscheint der Beweis des Verfassers nicht zwingend. Für das Auftreten der erwähnten martensitähnlichen Strahlen (Abb. 6) das heterogene Phasengebiet nur auf Grund metallographischer Untersuchungen verantwortlich zu machen, erscheint gewagt. Die Auslegung des Verfassers geht dahin, daß das homogene Korn der festen δ -Lösung siliziumarme γ -Körner ausscheidet, während sich das α -Korn an Silizium anreichert. Bei tieferen Temperaturen tritt der umgekehrte Vorgang ein. Das Enderzeugnis müßte die feste α -Lösung sein. Da



Abbildung 8. Gefüge einer Legierung mit 6,26% Si, bei 1100° in Wasser abgeschreckt.



Abbildung 9. Gefüge einer Legierung mit 7,1% Si, von 1050° in Wasser abgeschreckt.

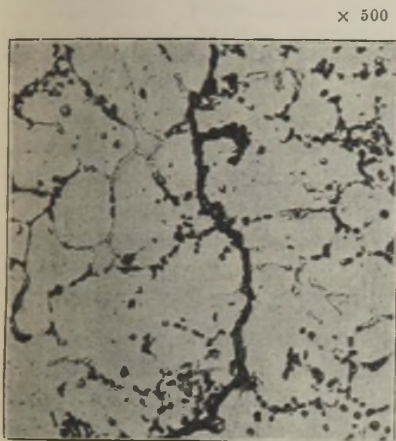


Abbildung 10. Gefüge einer Legierung mit 15,2% Si und 0,6% C, in Metallform vergossen.

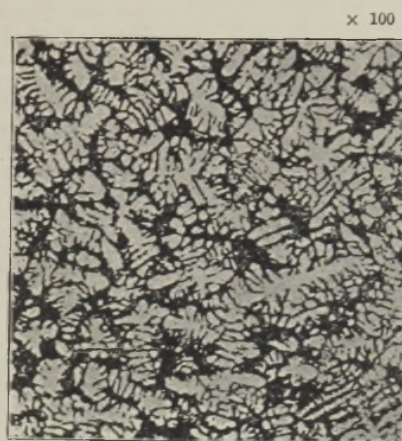


Abbildung 11. Wie Abb. 10, in eine Bronzezelle vergossen.

beendete Umwandlung die Linienzüge F J und H J an, wobei er den Punkt J mit der Verbindung Fe_3Si zusammenfallen läßt, ein Schluß, der wohl deshalb unzulässig ist, weil dann Legierungen im Gebiete F J H aus γ -Eisen und Fe_3Si bestehen müßten. Daß bei einer thermischen oder magnetometrischen Behandlung der Frage wohl schwerlich ein derartiges Doppelstrukturgebiet erhalten worden wäre, geht aus den Befunden von Oberhoffer und Esser für das System Eisen-Chrom hervor, da jeweils nur der Beginn, nicht aber das Ende der Umwandlung erkannt werden kann. Bei Vorhandensein dieser Doppelstruktur bei tiefen Temperaturen hätten die röntgenographischen Untersuchungen Phragmens auch darauf hindeutende Erscheinungen zeigen müssen.

Weiter beschäftigt sich der Verfasser mit dem Einfluß des Kohlenstoffs auf höherprozentige Eisen-Silizium-Legierungen, die ungefähr der Verbindung Fe_3Si mit einem Verhältnis von Silizium zu Eisen wie 1 : 6 entsprechen. Er beschreibt die Schwierigkeiten bei Einhaltung einer bestimmten Konzentration und zeigt an guten Gefügeaufnahmen die Art der Graphitausscheidung, wie sie in Abb. 10 und 11 für eine Legierung mit 15,2% Si und 0,6% C wiedergegeben ist. Bei der Messung der physikalischen Eigenschaften dieser Legierungen gestatten die Schwierigkeiten in der Einhaltung der Konzentration die Aufstellung von Kurven nicht. Der Verfasser teilt deshalb nur Einzelwerte mit. Für eine Legierung mit 14,3% Si steigt der elektrische Widerstand bei 0,1% C von 37 Mikrohm auf 54 und für 0,25% C auf 67. Unter 0,1% tritt keine Beeinflussung des Widerstandes auf. Die Härte sinkt bei Proben, die in Sand vergossen wurden, von 52 auf 36 Rockwell-Einheiten, während sie bei Kokillenguß ungefähr konstant bleibt. Die Bruchgrenze ist wegen der günstigeren Ausscheidung des Graphiteutektikums bei Kokillenguß um 50 bis 70% besser als bei Sandguß. Durch Glühen bei 600° läßt sich die Festigkeit bedeutend erhöhen. Diese Zusammensetzungen entsprechen der des handelsüblichen säurefesten „Duriron“ mit 14,5% Si und 0,8% C.

Während die weiteren Untersuchungen über den Einfluß anderer Zusatzelemente auf die physikalischen Eigenschaften nicht umfangreich genug sind, um Schlüsse gerechtfertigt erscheinen zu lassen, so zeigt sich doch bei der Prüfung auf Säure-

beständigkeit, daß diese lediglich von der Verbindung Fe_3Si und etwas $FeSi$ sowie Graphit und deren gegenseitiger Verteilung abhängig ist. Dies zeigt sich dadurch, daß Zusätze wie Mangan, Nickel und Vanadin die Säurebeständigkeit nicht beeinflussen. Andererseits wird jedoch durch diese Elemente die Schweißbarkeit günstig beeinflusst. Chrom bildet selbst ein Silizid von der Formel Cr_3Si , das von R. Frilley¹¹⁾ hergestellt wurde, und bildet wahrscheinlich mit Fe_3Si vollkommene Mischkristalle. Aluminium befördert die Ausscheidung von $FeSi$ und ergibt starke Ausscheidungen von Aluminiumoxyd, das sich in Häutchen um die Korngrenzen abscheidet. Dadurch wird die Festigkeit sehr ungünstig beeinflusst. Ist Kohlenstoff zugegen, so zeigen Mangan und Nickel keine Einflüsse auf die Gefügeausbildung, während Chrom und Vanadin Karbide bilden, wodurch die eutektische Graphitmenge verringert wird. Die Karbidmenge ist bei Vanadin größer als bei Chrom, was der Verfasser der Bildung von Chromsilizid zuschreibt.

Dipl.-Ing. F. Märtens.

In einer Arbeit über

Die Anwendung von Kalkstein und Kalk bei metallurgischen Verfahren

bespricht Oliver Bowles, gestützt auf Angaben aus dem Schrifttum, eine Reihe von Fragen, die bei der Verwendung von Kalkstein und Dolomit im Hochofen und im Siemens-Martin-Ofen auftreten, ohne jedoch in seinen Ausführungen wesentlich Neues zu bringen. Erwähnt seien einige Angaben über die Wertminderung des Kalkes bzw. des Kalksteins im Hochofen durch Beimengungen, z. B. Kieselsäure, Tonerde und Magnesia. Nach in der Arbeit gemachten Angaben soll bei einem Kalkstein mit 5% SiO_2 jede Herabminderung um 1% SiO_2 infolge Leistungssteigerung, geringeren Brennstoffverbrauchs usw. zu einer Ersparnis von 10 c je t Kalkstein führen.

Tonerde soll nach Mitteilung von einer Seite den Flüssigkeitsgrad der Schlacke erniedrigen bzw. deren Schmelzpunkt erhöhen; von anderer Seite wurde gefunden, daß Tonerde die Lösungsfähigkeit der Schlacke für Kalziumsulfid erhöht, für Mangansulfid dagegen verringert. Einwandfreie Ergebnisse über diese Fragen liegen jedoch bisher nicht vor, insonderheit auch nicht über den Einfluß der Temperatur.

Unsicher bzw. nicht geklärt sind auch die Ansichten über die Wirkung der Magnesia. So wird von einer Seite angegeben, daß der Magnesiagehalt der Schlacke etwa 6% nicht übersteigen dürfe, wenn nicht Nachteile in bezug auf die Entschwefelung eintreten sollen. In Widerspruch hierzu stehen Betriebsergebnisse und Beobachtungen, die in Bethlehem gemacht wurden, wo Schlacken mit 17 bis 19% MgO fallen, ohne daß der Schwefelgehalt des Roheisens oder der Koksverbrauch höher gewesen wären als beim Arbeiten mit magnesiaarmem Kalk.

Bei allen diesen Fragen, auch der des nachteiligen Einflusses der Magnesia auf die Viskosität der Schlacke, darf jedoch nicht vergessen werden — und darin liegt wahrscheinlich die Erklärung für die teilweise stark widersprechenden Ergebnisse —, daß die einzelnen Schlackenbestandteile in der verschiedensten Weise Lösungen miteinander eingehen, Doppelverbindungen, deren physikalisches Verhalten wenig oder gar nicht bekannt ist, bilden u. a. m. Hierdurch wird die Beobachtung des Einflusses eines Schlackenbestandteiles, z. B. der Magnesia, naturgemäß erschwert, insonderheit häufig auch noch dadurch, daß — um bei dem Beispiel zu bleiben — bei einem magnesiareicheren Kalkstein gleichzeitig Kieselsäure und Tonerdegehalt gegenüber dem reinen Kalk eine Änderung erfahren, deren Einfluß bei der Beobachtung dann der Magnesia zugeschrieben wird.

Die Höhe des Magnesiagehaltes in der Schlacke kann unter Umständen auch durch ihre spätere Verwertung beeinflusst werden. Für Straßenbauzwecke wird beispielsweise eine Schlacke mit 7 bis 10% MgO vorgezogen, während andererseits zur Herstellung von Portlandzement ein möglichst niedriger Magnesiagehalt wünschenswert erscheint.

Für den Siemens-Martin-Betrieb gilt bezüglich der Wertminderung des Kalkes durch Beimengungen das oben Gesagte in erhöhtem Maße, da in der Siemens-Martin-Schlacke das Verhältnis $CaO + MgO : SiO_2 + Al_2O_3$ nicht wie bei der Hoch-

¹¹⁾ Rev. Mét. 8 (1911) S. 457/67.

ofenschlacke 1 : 1, sondern rd. 2,5 : 1 beträgt; im allgemeinen wird deshalb die Anforderung gestellt, daß der Kieselsäuregehalt 1 % und der Tonerdegehalt 1,5 % nicht übersteigen soll. Dem nachteiligen Einfluß, den die Magnesia auf die Viskosität ausübt, kommt hier nicht in allen Fällen die Bedeutung zu wie beim Hochofen, da man durch Zusatz von Flußspat ein Mittel in der Hand hat, die Wirkung der Magnesia auszugleichen.

Wichtiger ist mit Rücksicht auf den Ofenbetrieb die Frage, ob der Kalk besser als Kalkstein oder gebrannter Kalk eingesetzt werden soll. Leider werden hierzu nur einige kurze Angaben gemacht. Es wird ebenso häufig mit Kalk wie mit Kalkstein oder mit beiden gleichzeitig gearbeitet. Bei Verwendung von Kalkstein wird durch die Kohlensäureentwicklung ein lebhaftes Durcharbeiten des Bades erreicht, gleichzeitig aber auch die Schmelzungsdauer nicht unerheblich verlängert; ebenso steigt auch der Wärmeverbrauch, nach Ansicht des Verfassers jedoch um nicht mehr, als man sonst zum Brennen des Kalksteins aufzuwenden hätte. Dieser Auffassung wird man sich nicht ohne weiteres anschließen können, wenn man die Wertigkeit des im Siemens-Martin-Ofen benötigten Temperaturgefälles mit berücksichtigt und bedenkt, daß zum Brennen des Kalkes im Kalkbrennofen auch minderwertige Brennstoffe verwendet werden können. Bestätigt wird dies auch durch Angaben von Hamilton¹⁾, der in metallurgischer Hinsicht den Kalkstein für vorteilhafter hält, vom wirtschaftlichen Standpunkt aus jedoch dem gebrannten Kalk den Vorzug gibt; nach seiner Beobachtung konnte beim Ersatz des Kalksteins durch gebrannten Kalk eine um 20 % höhere Ofenleistung erzielt werden.

Bezüglich der zweckmäßigsten Stückgröße, die auch mit der bisher wenig oder gar nicht behandelten Frage der Auflösungsgeschwindigkeit des Kalkes in der Schlacke, die in der vorliegenden Arbeit kurz angeschnitten wird, zusammenhängt, liegen genaue Angaben nicht vor. Einige Werke wollen keinen Kalk unter 125 mm Stückgröße verwenden, andere benutzen solchen mit einer Stückigkeit von 50 bis 300 mm. Auf die sorgfältige Ausschcheidung von Kalkfein- oder -staub wird im Siemens-Martin-Betrieb aus erklärlichen Gründen noch strenger geachtet als im Hochofenbetrieb.

K. Thomas.

F. Twyman und D. M. Smith, London, legten eine Arbeit über

Die quantitative Spektralanalyse

vor. Eingeleitet werden ihre Ausführungen mit einer kurzen Besprechung der grundlegenden Untersuchungen von W. N. Hartley sowie von de Gramont, durch die festgestellt wurde, daß in jedem Spektrum eines Stoffes einige Linien vor-

¹⁾ Fuels Furn. 4 (1926) S. 1240.

handen sind, die bei einer bestimmten Konzentration dieses Stoffes in einem anderen verschwinden. Auf diese Tatsache wurde die quantitative Bestimmung eines Stoffes mittels Spektralanalyse zuerst aufgebaut. Eine andere Möglichkeit ist dadurch gegeben, daß man die Intensitäten einer oder mehrerer geeigneter Linien eines Stoffes miteinander vergleicht. Soll z. B. eine Verunreinigung A in dem Stoff B bestimmt werden, so stellt man sich Eichschmelzen mit 0,01, 0,1 und 1 % A in B her, und vergleicht die Spektren mit dem unter den gleichen Bedingungen hergestellten der Analysenprobe. Weiter ist es möglich, die Intensität einer oder mehrerer Linien der Verunreinigung A mit einer oder mehreren Linien des Stoffes B zu vergleichen. Dieses Verfahren hat den Vorteil, daß es verhältnismäßig unabhängig von photographischen Effekten ist.

Als Beispiel der quantitativen Spektralanalyse werden die Bestimmungen von kleinen Mengen Kadmium, Blei und Eisen im Zink, kleiner Mengen Arsen und Wismut im Kupfer, Kalzium im Magnesium, Aluminium im Messing, die Untersuchung von Zinn-Antimon-Legierungen und die Bestimmung kleiner Mengen Verunreinigungen im Blei beschrieben.

Zum Schluß zeigen die Verfasser die Anwendungsmöglichkeit der quantitativen Spektralanalyse zur Bestimmung von Chrom, Mangan und Kohlenstoff im Eisen. Für die Bestimmung des Chroms wurde als negative Elektrode die zu untersuchende Probe und als positive reines Eisen verwendet. Die für die quantitative Bestimmung geeigneten Chromlinien liegen wie die entsprechenden Manganlinien in einem Abschnitt des Spektrums, der frei von Eisenlinien ist. Die Genauigkeit dieser Bestimmung erreicht in den meisten Fällen bei weitem nicht die der chemischen Analyse. Aus diesem Grunde ist ihre Anwendungsmöglichkeit für die quantitative Eisenanalyse beschränkt.

Große Vorteile kann sie jedoch bieten, wenn es sich darum handelt, in kurzer Zeit die Anwesenheit eines Legierungsbestandteiles und dessen ungefähre Menge in zahlreichen Proben festzustellen.

Die Verfasser beschreiben eine Vorrichtung, die zur qualitativen Bestimmung von Chrom und Nickel dient. Für die Untersuchung wird ein elektrischer Bogen zwischen zwei Elektroden aus reinem Eisen oder unlegiertem Stahl erzeugt und in diesen das an einer Seite isolierte Stück der zu untersuchenden Probe gehalten. Die Vorrichtung ist so gebaut, daß die für die Feststellung maßgebenden Chrom- und Nickel-Linien getrennt beobachtet werden können, so daß die Anwesenheit eines dieser Elemente sofort erkannt wird. Bei einiger Übung gelingt es, Gehalte von beispielsweise 1, 2 oder 4 % schätzungsweise zu bestimmen.

G. Thanheiser.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 33 vom 16. August 1928.)

Kl. 7 a, Gr. 7, St 41 915. Verstellbares Walzenlager für Universalwalzwerke. Heinrich Stütting, Witten a. d. Ruhr.

Kl. 7 c, Gr. 15, K 92 012. Verfahren zur Herstellung starkwandiger, kesselförmiger Hohlkörper. Fried. Krupp, A.-G., Essen.

Kl. 10 b, Gr. 5, Sch 83 429. Verfahren zur Herstellung eines Brikettierungsbindemittels für Kohlenstaub aus Melasse oder Zellstoffablaugung. Dr. F. L. Schmidt, Berlin-Lichterfelde, Zietenstr. 8.

Kl. 10 c, Gr. 8, G 70 096. Verfahren zum Entfernen von Fasern aus durch Pressen entwässertem Torf, insbesondere für die Brikettherstellung. Gesellschaft für maschinelle Druckentwässerung m. b. H., Duisburg.

Kl. 12 e, Gr. 5, S 72 680; Zus. z. Pat. 438 972. Elektrische Gasreinigungsanlage. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 13 b, Gr. 15, H 108 452; Zus. z. Pat. 444 423. Vorrichtung zur Entgasung von Kesselspeisewasser in einem besonderen Behälter durch Kesseldampf. Christian Hülsmeier, Düsseldorf, Hebbelstr. 3.

Kl. 18 a, Gr. 2, G 21 710. Verfahren zur Herstellung von Erzbriketten aus Feinerz in Mischung mit Reduktionskohle und ungefeuchtetem Eisenpulver. Eugen Assar Alexis Grönwall, Stockholm.

Kl. 18 a, Gr. 2, T 31 346. Verfahren zur Herstellung von Erzkoksstücken. Rudolf Tormin, Düsseldorf, Florastr. 4.

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

Kl. 18 a, Gr. 11, S 72 559. Gußeiserner Tragrost für das feuerfeste Gitterwerk an Winderhitzern. Société Anonyme John Cockerill, Seraing (Belgien).

Kl. 18 a, Gr. 14, K 105 071. Gitterwerk für Wärmespeicher, bei dem mehrere versetzt zueinander angeordnete Stufen vorgesehen sind. Fried. Krupp, A.-G., Friedrich-Alfred-Hütte, Rheinhausen, und Dr.-Ing. Hugo Bansen, Rheinhausen-Friemersheim, Blücherstr. 132.

Kl. 18 b, Gr. 20, K 102 682. Bei hohen Temperaturen hohe Festigkeiten aufweisende Stahllegierung. Fried. Krupp, A.-G., Essen.

Kl. 18 c, Gr. 10, P 53 035. Verfahren und Umsteuerventil zum Betriebe von Regenerativ-Stoßöfen, bei welchen die Beheizung des Schweißherdes mittels Flammumkehr und zeitweisem Richtungswechsel erfolgt. Poetter, G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 19 a, Gr. 10, D 45 985. Schienennagel mit sich in die durchlaufenden Längsfasern der Holzschwelle einschmiegender Ausnehmungen im Schaft. Fritz Düker, Mülheim (Ruhr), Bülowstr. 18.

Kl. 24 l, Gr. 5, S 73 180. Brenner für die Heizung eines Ofens oder einer Kammer mit Staubkohle mittels einer Düse. Société des Forges et Aciéries de Commercy, Commercy (Frankr.).

Kl. 24 l, Gr. 7, J 26 675. Verfahren und Einrichtung zum Betriebe von Kesselfeuerungen mit Verfeuerung von fein verteiltem Brennstoff in einer aus Haupt- und Vorkammer bestehenden Brennkammer. International Combustion Engineering Corporation, New York.

Kl. 26 d, Gr. 4, W 78 439. Verfahren zum Reinigen von Gasen mittels Reinigungsmasse. Hermann Wolfram, Düsseldorf, Kapellstr. 9.

Kl. 31 c, Gr. 11, U 9259. Vorrichtung zum Zusammenpressen von Stahlblöcken vor dem Erstarren des Kernes mit

Hilfe von einem oder mehreren durch Hebelübertragung wirkenden Druckteilen. The United Steel Companies, Limited, London.

Kl. 31 c, Gr. 16, W 74 326. Haltestange für im Inneren einer Gußform, besonders für Walzenguß angebrachte Formstücke. Theodor Weymerskirch, Differdingen, Luxemburg.

Kl. 31 c, Gr. 17, H 111 044. Verfahren zur Herstellung be-nagelbaren Eisens. Dr. J. Hundhausen, Hohenunkel (Rhein).

Kl. 31 c, Gr. 18, D 43 351. Um eine senkrechte Achse drehbare Gußform zur Herstellung von Metallgußstücken, insbesondere zur Herstellung von Rädern u. dgl. durch Schleuderguß. James Carey Davis, Chicago (V. St. A.).

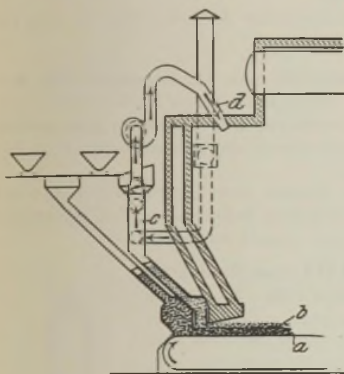
Kl. 31 c, Gr. 27, St 41 609. Verfahren zum Verhüten des Festfrittens und Klebens von Stopfen an den Ausgüssen von Gießpfannen. Werner Studte, Düsseldorf-Gerresheim, Keldenich-str. 67.

Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

(Patentblatt Nr. 33 vom 16. August 1928.)

Kl. 18 c, Nr. 1 040 746. Stoß- oder Rollofen. Vereinigte Stahlwerke, A.-G., Düsseldorf, Breite Str. 69.

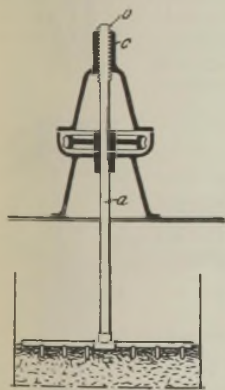
Deutsche Reichspatente.



Kl. 24 l, Gr. 9, Nr. 458 515, vom 17. Juni 1925; ausgegeben am 14. April 1928. Elektri-zitäts-Akt.-Ges. vorm. Schuckert & Co. in Nürnberg und Gustav Petri in Elberfeld. *Kombinierte Kohlenstaubrostfeuerung.*

Der Rost erhält eine doppelte Kohlenschicht, deren unterer Teil a aus größerer und deren oberer Teil b aus griesiger Kohle besteht, die in einem Windsichter c

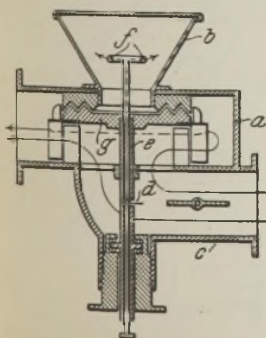
durch Siebung oder durch andere Mittel aus dem für die Kohlenstaubflamme d bestimmten Brennstoff ausgeschieden wird.



Kl. 24 e, Gr. 12, Nr. 458 539, vom 10. April 1927; ausgegeben am 13. April 1928. Poetter, G. m. b. H., in Düsseldorf. *Rührwerk für Gaserzeuger.*

Die bei ihrer Drehung in senkrechter Richtung verschiebbare Welle a trägt ein unterbrochenes Gewinde b, das in ein Gewinde c von gleicher Unterbrechung am Gehäuse des Rührwerks eingreift, so daß die Welle a bei der Drehung während des Eingriffs um einen gewissen Betrag gehoben wird, während sie an den Unterbrechungen des Gewindes sich vermöge der Schwere abwärts bewegen kann.

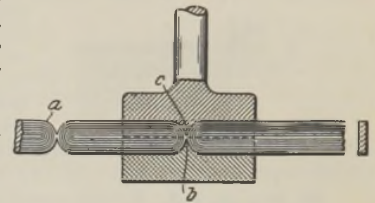
Kl. 24 l, Gr. 4, Nr. 458 541, vom 8. Januar 1926; ausgegeben am 14. April 1928. Zusatz zum Patent 451 679. Elektrizitäts-Akt.-Ges. vorm. Schuckert & Co. in Nürnberg und Gustav Petri in Elberfeld. *Beschickungsvorrichtung für körnigen oder staubförmigen Brennstoff.*



Die Aufgabevorrichtung ist in der zylindrischen Kammer a untergebracht, auf welcher der Bunker b aufgesetzt ist. Die Druckluft bewegt sich in der Pfeilrichtung. Die Erfindung besteht darin, daß im Innern des Zuleitungsrohres c von der Hauptleitung eine Nebenleitung abgezweigt wird durch die Bohrung d der hohlen Welle e. Die infolgedessen bei f in das Innere des Bunkers b einströmende Luft

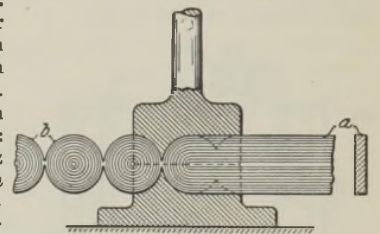
übt durch ihren Rotationsdruck auf die Streuscheibe g ein Drehmoment aus. Dadurch wird die Wirkung der Aufgabevorrichtung unterstützt.

Kl. 7 f, Gr. 1, Nr. 459 544, vom 21. Dezember 1926; ausgegeben am 4. Mai 1928. Fried. Krupp, Akt.-Ges., in Essen, Ruhr. (Erfinder: Dipl.-Ing. Walter Drewitz in Essen, Ruhr.) *Verfahren zur Herstellung von Ringen aus streifenförmigem Werkstoff.*



In einem Gesenk werden zunächst Vorwerkstücke a mit kreisbogenförmig abgerundeten Enden durch von beiden Hochkantseiten in den Streifen eindringende, keilartige Schneiden b, c erzeugt, alsdann werden die Vorwerkstücke mit einem Längsschlitz versehen, aufgeweitet und ausgewalzt.

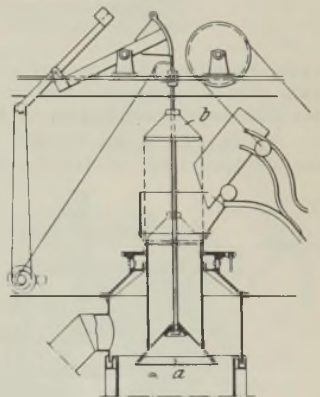
Kl. 7 f, Gr. 1, Nr. 459 545, vom 29. Januar 1927; ausgegeben am 4. Mai 1928. Zusatz zum Patent 459 544. Fried. Krupp, Akt.-Ges., in Essen, Ruhr. (Erfinder: Dipl.-Ing. Walter Drewitz in Essen, Ruhr.) *Verfahren und Vorrichtung zur Herstellung von Ringen aus streifenförmigem Werkstoff.*



Die einzelnen Vorwerkstücke b werden von dem Streifen a derart abgetrennt, daß sie kreisförmige Gestalt erhalten, so daß sie nach Ausstanzen eines Kernstückes ohne weiteres zu Ringen ausgewalzt werden können.

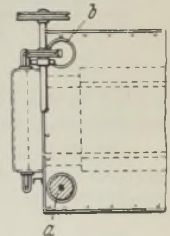
Kl. 18 a, Gr. 6, Nr. 459 774, vom 9. Februar 1927; ausgegeben am 12. Mai 1928. Demag, Akt.-Ges., in Duisburg. *Doppelter Gichtlockenverschluß für Schachtöfen.*

Die notwendigen Gegeneinanderbewegungen der beiden Verschlußlocken a und b erfolgen unter Vermittlung einer Spiraltrommel und dadurch, daß die die eine Gichtlocke tragenden Zugvorrichtungen gegenüber dieser verschiebbar sind.



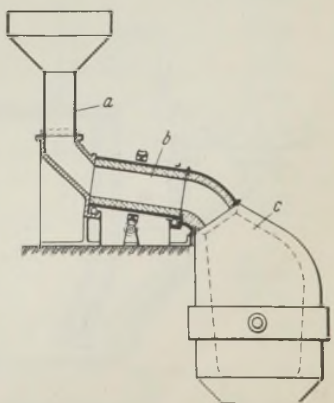
Kl. 18 c, Gr. 10, Nr. 460 039, vom 28. Mai 1926; ausgegeben am 19. Mai 1928. Emil Friedrich Ruß in Köln. *Vorrichtung zum Öffnen und Schließen von Türen für Wärmebehandlungsöfen mittels Gegengewichte.*

Die Gegengewichte a sind in Rohren b geführt, die innerhalb des Ofenmauerwerks liegen.



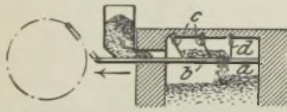
Kl. 18 b, Gr. 16, Nr. 460 525, vom 27. Mai 1923; ausgegeben am 30. Mai 1928. Eisen- und Stahlwerk Hoesch, Akt.-Ges., in Dortmund. *Vorrichtung zur Ausnutzung der Konverterabgase.*

Ein Konverter c ist mit einem Schacht a durch einen Drehrohr b damit verbunden, daß durch das Drehrohr b Erz und Kalk aus dem Schacht a in regelbarer Menge und Beschaffenheit zugeführt und die Konverterabgase in das Drehrohr eingeleitet werden, um in bekannter Weise zur Reduktion und Vorwärmung der Erze zu dienen.



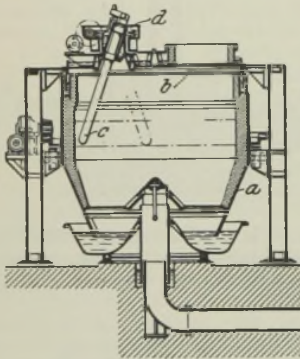
Kl. 24 h, Gr. 4, Nr. 459 015, vom 5. Dezember 1924; aus- gegeben am 24. April 1928. Demag, Akt.-Ges., in Duisburg. *Beschickungsvorrichtung für zur Verbrennung geringwertiger Stoffe dienende Schächte.*

In dem Schacht a ist eine rutschen- oder schieberartig ausgebildete, über der Rostfläche hin und her bewegbare Förder- vorrichtung b angeordnet, die an ihrem inneren Ende mit einem Verteiler d versehen ist, über den der Brenn- stoff mittels in der Bewe- gungsrichtung der Vorrich- tung hintereinander und drehbar angeordneter Abstreifer c beim Zurückbewegen desselben gegen die Schachtwänden geleitet wird.



Kl. 24 e, Gr. 7, Nr. 459 053, vom 1. Oktober 1924; ausgegeben am 25. April 1928. Zusatz zum Patent 431 677. Friedrich Jahns in Georgenthal, Thür. *Ringgaserzeuger zum Vergasen von rohen, wasserreichen Brennstoffen.*

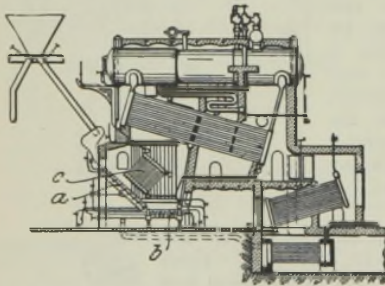
Die Schächte werden von außen beheizt durch Verbrennungs- gase, die in einer besonderen, nicht in den Ringbetrieb eingeschalteten Kammer erzeugt werden.



Kl. 24 e, Gr. 12, Nr. 459 054, vom 27. Novem- ber 1924; ausgegeben am 26. April 1928. Walter Wood in Philadelphia, V. St. A. *Gaserzeuger mit kreisendem Rührer.*

Auf dem sich drehen- den Schachtkörper a ruht der feststehende Deckel b, in dem ein geeigneter, ein geraden Kegel beschrei- bender und von einem besonderen Motor an- getriebener Rührer c in einem um eine senkrechte Achse sich drehenden Ge- häuse d angeordnet ist, so daß er nach Anhalten seines Motors nach oben herausgezogen werden kann, ohne daß der Körper a des Gaserzeugers angehalten zu werden braucht.

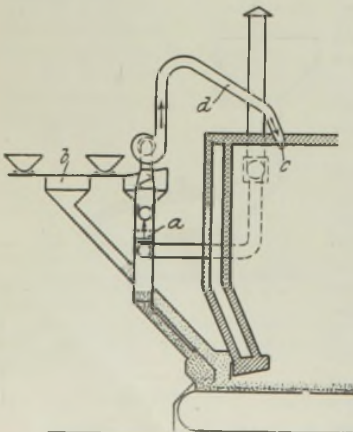
Kl. 24 l, Gr. 9, Nr. 459 055, vom 6. Mai 1926; ausgegeben am 27. April 1928. Gottfried Körber in Rostock. *Wand- kühleinrichtung mit wasserdurchflossenen Kühlrosten für Feuer- ungen zur getrennten oder gemeinsamen Be- schickung von stücki- gem oder staubförm- igem Brennstoff.*



Die über dem be- kannten wasserge- kühlten Treppenrost a mit Planrost b lie- genden Kühlrostab- schnitte c sind den seitlich in den Feuerraum ausmündenden Brennern der Kohlen- staubfeuerung vorgelagert und als Prellkörper ausgebildet.

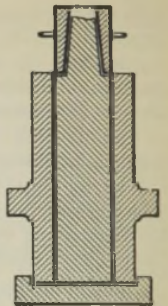
Kl. 24 l, Gr. 9, Nr. 459 103, vom 1. November 1925; ausgegeben am 25. April 1928. Zusatz zum Patent 458 515. Elek- tricitäts-Akt.-Ges. vorm. Schuckert & Co. in Nürnberg und Gustav Petri in Elber- feld. *Kombinierte Koh- lenstaubrostfeuerung.*

Der untere Teil der doppelten Kohlenschicht der Rostfeuerung besteht aus größerer Kohle, die in einem Windsichter a durch Siebung oder durch andere Mittel aus dem für die Kohlen- staubflamme bestimmten Brennstoff ausgeschieden wird, während der obere Teil aus einem besonders beschickten Bunker b zu- läuft. Der Kohlenstaub- brenner c wird aus dem Windsichter a durch ein Rohr d gespeist.



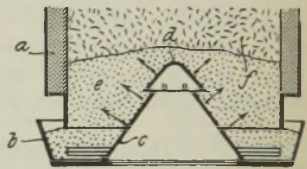
Kl. 31 c, Gr. 10, Nr. 459 298, vom 5. September 1925; ausgegeben am 30. April 1928. Carl Berg, Akt.-Ges., in Evesking i. W. *Wärmeisolierender Eingußaufsatz für Gießformen.*

Die wärmeisolierende Masse des Auf- satzes ist durch einen Schutzmantel, der einen in sich geschlossenen Behälter bil- det, vor Beschädigungen durch das Guß- material geschützt, so daß er als selb- ständiger, wärmeisolierender Gießaufsatz verwendet werden kann.



Kl. 24 e, Gr. 11, Nr. 459 259, vom 4. April 1925; ausgegeben am 1. Mai 1928. Dipl.-Ing. Ernst Osten in Duisburg. *Rostaufbau in Pyra- midenform für Drehrostgeneratoren.*

Unmittelbar auf dem Bo- den der Schüssel b des Gas- erzeugers a baut sich der Rost- aufbau in Form einer vier- kantigen, ebenwandigen Pyra- mide c mit Kappe d auf. Der Rostaufbau übt infolgedessen schräg nach oben gerichtete Kräfte in Richtung der Pfeile aus, die sowohl auf die umgebende Aschenschicht als auch auf die Kohlenschicht f wirken.

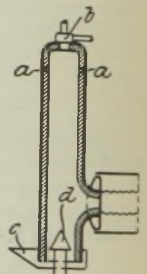


Kl. 31 c, Gr. 15, Nr. 459 299, vom 18. November 1924; aus- gegeben am 1. Mai 1928. Dipl.-Hüttening. F. W. Corsalli in Berlin. *Verfahren und Vorrichtung zum Verbessern geschmolzener Metalle oder Metalllegierungen durch auf mechanischem Wege her- vorgerufene Erschütterungen.*

Die Erschütterungen werden dem Metall während seines Durchlaufes durch einen zwischen Schmelzofen und Gießpfanne eingeschalteten, geschlossenen Kanal mitgeteilt.

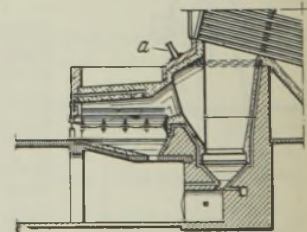
Kl. 24 l, Gr. 8, Nr. 459 376, vom 30. August 1924; ausgegeben am 2. Mai 1928. Heinrich Reiser in Gelsenkirchen. *Blende zum Abdecken des Schlackenraums gegen den Ver- brennungsraum bei Staubkohlenfeuerungen.*

Der Brennstoff mit der Primärluft wird bei b zugeführt, die Sekundärluft bei a durch die Wand des Verbrennungsraums, unter dem sich die Schlackenkammer mit Wanne c befindet. Die Blende besteht aus einer hohl- wandigen Haube d mit innerer Wasserkühlung, die in den Verbrennungsraum hineinragt, aber so, daß sie von der Flamme nicht berührt wird.



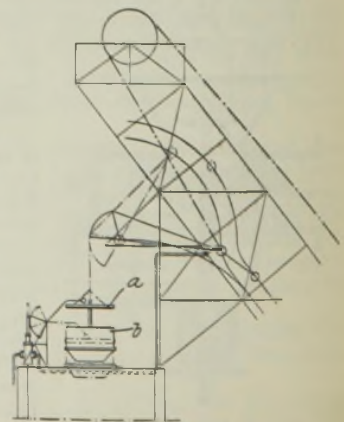
Kl. 24 l, Gr. 9, Nr. 459 533, vom 29. März 1925; aus- gegeben am 5. Mai 1928. Fränkel & Viebahn in Holzhausen bei Leipzig. *Muldenrostfeuerung.*

Die Feuerung ist mit einer Kohlenstaubzusatzfeuerung in der Weise vereinigt, daß das den Muldenrost über- deckende Gewölbe am hinte- ren Ende hochgezogen und nach oben hin zu einer nischenarti- gen Brennraum überdeckenden Erweiterung ausgebildet ist, in der die Kohlenstaubbrenner a angeordnet sind.



Kl. 18 a, Gr. 6, Nr. 460 036, vom 15. Januar 1927; ausgegeben am 18. Mai 1928. Demag, Akt.-Ges., in Duisburg. *Begichtungs- anlage für Schächte, bei welcher der Kübeldeckel an der Aufzugskatze hängt und nach dem Aufsetzen auf den Kübel an den Kübel- rand angedrückt wird.*

Der Deckel a des Kübels b wird durch eine ortsfest auf der Gichtbühne angeordnete und durch die Aufzugskatze gesteuerte Vorrichtung mit Hilfe eines Druckmittels gegen den Kübelrand gepreßt.



Statistisches.

Die Leistung der Walzwerke einschließlich der mit ihnen verbundenen Schmiede- und Preßwerke im Deutschen Reiche im Juli 1928¹⁾.

Erzeugung in Tonnen zu 1000 kg.

Sorten	Rheinland und Westfalen	Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	Schlesien	Nord-, Ost- und Mittel- deutschland	Land Sachsen	Städ- deutschland	Deutsches Reich insgesamt	
	t	t	t	t	t	t	1928 t	1927 t
Monat Juli (1928: 26 Arbeitstage, 1927: 26 Arbeitstage)								
Halbzeug zum Absatz bestimmt	74 038	1 468	2 982	3 290	2 210		83 988	69 213
Eisenbahnoberbaumstoffe	102 878	—	4 680		10 010		117 568	135 844
Formeisen (über 80 mm Höhe) und Universaleisen	75 436	—	25 688		14 337		115 461	112 622
Stabeisen und kleines Formeisen	207 763	3 770	12 908	26 082	17 900	8 870	277 293	294 956
Bandeseisen	32 625	2 609		678			35 912	42 605
Walzdraht	96 101	6 435 ²⁾		—	—	³⁾	102 536	83 094
Grobbleche (4,76 mm u. darüber)	57 356	6 597	9 898		2 852		76 703	97 416
Mittelleche (von 3 bis unter 4,76 mm)	11 164	1 869	3 557		1 592		18 182	20 046
Feinbleche (von über 1 bis unter 3 mm)	17 529	11 262	2 126		2 072		32 989	30 250
Feinbleche (von über 0,32 bis 1 mm)	15 066	12 373	—	8 023			35 462	34 475
Feinbleche (bis 0,32 mm)	5 295	857 ⁴⁾		—	—		6 152	4 970
Weißbleche	10 908	—	—	—	—		10 908	10 593
Röhren	69 974	—	7 156		—		77 130	65 013
Rollendes Eisenbahnzeug	11 107	633	1 021			—	12 761	17 690
Schmiedestücke	15 244	1 299		883	605		18 031	25 071
Andere Fertigerzeugnisse	4 182	724		—	351		5 257	9 047
Insgesamt: Juli 1928	802 208	44 694	33 752	76 209	48 281	21 189	1 026 333	—
davon geschätzt	15 250	600	—	—	—	—	15 850	—
Insgesamt: Juli 1927	820 249	46 101	36 268	80 365	44 178	25 744	—	1 052 905
davon geschätzt	6 350	—	—	—	—	—	—	6 350
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							39 474	40 496
Monat Januar bis Juli ⁵⁾ (1928: 177 Arbeitstage, 1927: 176 Arbeitstage)								
Halbzeug zum Absatz bestimmt	589 973	8 940	29 567	20 596	15 106		664 182	523 429
Eisenbahnoberbaumstoffe	732 107	—	45 067		58 802		842 976	1 047 344
Formeisen (über 80 mm Höhe) und Universaleisen	480 234	—	197 224		71 648		749 106	731 202
Stabeisen und kleines Formeisen	1 486 598	29 870	88 609	186 083	93 190	73 073	1 957 423	1 879 177
Bandeseisen	274 204	15 470		4 395			294 069	303 657
Walzdraht	650 286	48 163 ²⁾		—	—	³⁾	698 449	674 312
Grobbleche (4,76 mm u. darüber)	409 161	51 606	74 542		17 253		552 562	693 206
Mittelleche (von 3 bis unter 4,76 mm)	83 121	12 610	26 797		7 584		130 112	140 357
Feinbleche (von über 1 bis unter 3 mm)	123 533	82 426	12 866		15 270		234 095	214 986
Feinbleche (von über 0,32 bis 1 mm)	92 872	96 222	—	64 068			254 162	238 169
Feinbleche (bis 0,32 mm)	40 124	4 678 ⁴⁾		—	—		44 802	37 726
Weißbleche	77 398	—	—	—	—		77 398	75 286
Röhren	465 483	—	36 157		—		501 640	460 227
Rollendes Eisenbahnzeug	89 784	5 206	10 520			—	105 510	104 966
Schmiedestücke	125 341	9 320		8 065	3 412		146 138	165 458
Andere Fertigerzeugnisse	32 438	7 324		—	2 313		42 075	55 434
Insgesamt: Januar bis Juli 1928	5 731 968	331 376	248 026	572 256	252 995	158 078	7 294 699	—
davon geschätzt	53 350	600	—	—	—	—	53 950	—
Insgesamt: Januar bis Juli 1927	5 690 844	324 106	249 321	598 117	307 337	175 211	—	7 344 936
davon geschätzt	44 450	—	—	—	—	—	—	44 450
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							41 213	41 733

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller. ²⁾ Einschließlich Süddeutschland und Sachsen. ³⁾ Siehe Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen. ⁴⁾ Ohne Schlesien. ⁵⁾ Unter Berücksichtigung der Berichtigungen für Januar bis einschl. Juni.

Belgiens Hochöfen am 1. August 1928.

	Hochöfen			Erzeugung in 24 h
	vorhanden	unter Feuer	außer Betrieb	
Hennegau und Brabant:				
Sambre et Moselle	7	7	—	1 775
Moncheret	1	1	—	110
Thy-le-Château	4	4	—	660
Hainaut	4	4	—	850
Monceau	2	2	—	400
La Providence	4	4	—	1 300
Clabecq	3	3	—	600
Boël	2	2	—	400
zusammen	27	27	—	6 095
Lüttich:				
Cockerill	7	7	—	1 220
Ougrée	6	6	—	1 399
Angleur-Athus	9	8	1	1 275
Espérance	4	4	—	600
zusammen	26	25	1	4 494
Luxemburg:				
Halanzy	2	2	—	160
Musson	2	2	—	171
zusammen	4	4	—	331
Belgien insgesamt	57	56	1	10 920

Der Außenhandel der Schweiz im Jahre 1927.

Nach einer von der Eidgenössischen Zollverwaltung veröffentlichten Statistik über den Außenhandel der Schweiz¹⁾ wurden im abgelaufenen Jahre, verglichen mit dem Jahre 1926, ein- bzw. ausgeführt:

	Einfuhr		Ausfuhr	
	1926 t	1927 t	1926 t	1927 t
Kohle	1 638 882	1 982 408	35	—
Braunkohle	206	603	—	—
Koks	493 833	524 581	2 687	891
Briketts	532 216	489 519	12 038	956
Eisenerz	36 253	52 417	49 959	81 661
Brucheisen, Alteisen, Späne usw.	1 151	392	59 231	78 445
Roheisen, Rohstahl	123 872	120 962	152	89
Ferro-Silizium, -Chrom usw.	942	1 153	5 939	8 423
Halbzeug	21 683	17 798	31	23
Stabeisen	98 225	91 006	856	1 221
Schienen, Schwellen, Laschen und sonstiges Eisenbahnzeug	39 767	29 770	197	113
Achsen, Radreifen	3 247	4 729	6	9
Bleche aller Art	68 295	78 693	4	1
Röhren u. Röhrenteile	24 500	21 053	3 432	3 695
Draht	19 512	17 875	1 343	1 348
Drahtstifte	30	33	2	1
Thomasschlacke	107 019	126 391	—	—

¹⁾ Nach Comité des Forges de France, Bull. Nr. 4041 (1928).

Großbritanniens Hochöfen Ende Juni 1928.

Hochöfen im Bezirk	Vorhanden am 30. Juni 1928	Im Betriebe						
		durchschnittlich April-Juni		am 30. Juni 1928	davon gingen am 30. Juni auf			
		1927	1928		Hämatit, Roheisen für saure Verfahren	Puddel- und Gießerei-Roheisen	Roh-eisen für basische Verfahren	Ferromangan usw.
Schottland	93	86	29	26	8	14	4	—
Durham u. Northumberland	35	15 ^{2/3}	12 ^{1/3}	9	5	1	2	1
Cleveland	62	29 ^{1/3}	25	24	4	13	7	—
Northamptonshire	19	9	10	10	—	8	2	—
Lincolnshire	24	15	14	15	—	1	14	—
Derbyshire	35	17 ^{2/3}	18	14	—	14	—	—
Nottingham u. Leicestershire	9	6	5 ^{2/3}	5	—	5	—	—
Süd-Staffordshire u. Worcestershire	24	7 ^{2/3}	5	5	—	2	3	—
Nord-Staffordshire	19	7 ^{2/3}	5	5	—	3	2	—
West-Cumberland	29	9	7 ^{1/3}	7	6	—	—	1
Lancashire	29	11 ^{1/3}	7 ^{1/3}	7	5	1	1	—
Süd-Wales u. Monmouthshire	24	9 ^{1/3}	8	8	7	—	1	—
Süd- u. West-Yorkshire	15	7 ^{1/3}	5 ^{2/3}	5	—	3	2	—
Shropshire	3	1	—	—	—	—	—	—
Nord-Wales	4	2	1	2	—	—	1	1
Gloucester, Sommerset, Wilts	2	—	—	—	—	—	—	—
Zusammen April-Juni	426	184	148^{1/3}	142	35	65	39	3
Dagegen Vorvierteljahr	427	170^{2/3}	148^{2/3}	146	35	70	35	6

Großbritanniens Eisenerzförderung im Jahre 1927.

Nach den Ermittlungen der britischen Bergbauverwaltung stellte sich die Eisenerzförderung Großbritanniens im Jahre 1927 wie folgt¹⁾.

Bezeichnung der Erze	Gesamt-förderung in t zu 1000 kg	Durchschnittlicher Eisengehalt in %	Wert		Zahl der beschäftigten Personen
			insgesamt in £	je t zu 1016 kg S d	
Westküsten-Hämatit	1 260 846	53	1 149 650	18 6	
Jura-sischer Eisenstein	9 695 585	27	1 800 046	3 9	
„Blackband“ und Toneisenstein	302 470	30	192 624	12 11	
Andere Eisenerze	127 005	—	97 852	—	
Insgesamt	11 385 906		3 240 172		

¹⁾ Iron Coal Trades Rev. 117 (1928) S. 159.

Bergbau und Eisenindustrie sowie Außenhandel Kanadas in den Jahren 1926 und 1927¹⁾.

(In t zu 1000 kg.)

	1926 ²⁾	1927
Kohle, Förderung	14 948 960	15 170 313
„ Einfuhr	16 380 529	17 466 401
„ Ausfuhr	932 874	1 010 013
Koks, Erzeugung	1 838 947	1 797 172
„ Einfuhr	896 344	707 804
„ Ausfuhr	55 561	83 039
Eisenerz, Verladungen ab Grube	181	—
„ Einfuhr	1 228 516	1 284 295
„ Ausfuhr	689	2 245
Roheisen-erzeugung	769 434	721 052
darunter:		
Basisches Roheisen	484 327	532 080
Bessemer-Roheisen	—	—
Gießerei-Roheisen	242 467	148 120
Sonstiges Roheisen	42 640	40 852
Stahlerzeugung	794 370	930 257
darunter:		
Siemens-Martin-Stahl	774 378	899 818
Bessemer-Stahl	1 641	2 006
Stahlblöcke	755 822	891 816
Gußstücke	38 548	38 441
Fertigerzeugnisse	659 780	761 844
darunter:		
Schienen	171 903	241 102
Baueisen und Walzdraht	159 299	147 980
Grob- u. Feinbleche, Handelseisen usw.	328 578	372 762

¹⁾ Nach dem Jahrbuch des „American Iron and Steel Institute“ für 1927. — Vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 1591.

²⁾ Teilweise berichtigte Zahlen.

Großbritanniens Hochöfen Ende Juni 1928¹⁾.

Am 30. Juni 1928 war in Großbritannien ein neuer Hochofen im Bau, und zwar in Lincolnshire. Neu zugestellt wurden am Ende des Berichtsmonats 43 Hochöfen.

Großbritanniens Roheisen- und Stahlerzeugung im Juli 1928.

Die Zahl der im Betrieb befindlichen Hochöfen belief sich Ende Juli auf 131 oder 10 weniger als zu Beginn des Monats. An Roheisen wurden im Juli 546 400 t gegen 572 700 t im Juni 1928 und 656 100 t im Juli 1927 erzeugt. Davon entfielen auf

¹⁾ Nach Iron Coal Trades Rev. 117 (1928) S. 94. Die dort abgedruckte Zusammenstellung führt sämtliche britischen Hochöfenwerke namentlich auf.

Hämatit 170 800 t, auf basisches Roheisen 204 800 t, auf Gießeroheisen 132 900 t und auf Puddelroheisen 23 600 t. Die Herstellung von Stahlblöcken und Stahlguß betrug 677 600 t gegen 720 900 t im Juni 1928 und 698 100 t im Juli 1927.

Die Roheisen- und Flußstahlerzeugung Ungarns im 1. Halbjahr 1928.

Jahr	Roheisen- erzeugung t	Flußstahlerzeugung			Gesamt- erzeugung t
		Siemens- Martin- Stahl t	Tiegel Stahl t	Elektro- Stahl t	
1927	299 332	459 766	33	11 881	471 680
I. Halbjahr 1928	136 856	216 827	—	6 716	223 543

Luxemburgs Roheisen- und Stahlerzeugung im Juli 1928.

1928	Roheisenerzeugung				Stahlerzeugung			
	Thomas- t	Gießerei- t	Puddel- t	zu- sammen t	Thomas- t	Siemens- Martin- t	Elektro- t	zu- sammen t
Januar . .	221 997	7560	45	229 602	209 516	2666	757	212 939
Februar . .	214 239	5855	20	220 114	202 150	2180	723	205 053
März . . .	233 149	6155	930	240 234	217 175	2479	655	220 309
April . . .	219 652	6284	1047	226 983	201 235	722	629	202 586
Mai	226 087	6884	835	233 806	213 456	642	658	214 756
Juni	226 646	3838	—	230 484	213 188	1482	255	214 925
Juli	221 623	3185	—	224 807	205 645	1951	91	207 687

Wirtschaftliche Rundschau.

Die Eisen- und Stahlindustrie Italiens im Jahre 1926 und ihre Entwicklung seit Beendigung des Krieges.

Die Eisen- und Stahlindustrie Italiens hatte während des Weltkrieges infolge der gesteigerten Bedürfnisse von Heer und Marine einen bedeutenden Aufschwung genommen. Nachdem jedoch die Gewinnung von Roheisen und Stahl im Jahre 1917 ihren Höhepunkt erreicht hatte, ging sie in den folgenden Jahren, besonders seit Abschluß des Waffenstillstandes, infolge der sich herausbildenden ungesunden wirtschaftlichen und politischen Verhältnisse erheblich zurück. Sie erreichte, weit hinter der Erzeugung der Vorkriegszeit zurückbleibend, in dem Jahre 1921 ihren Tiefstand. Nach verhältnismäßig schneller Erholung wurde in den folgenden Jahren die Erzeugung der Vorkriegszeit teilweise wieder übertroffen.

Nach der amtlichen Statistik „Revista del servizio minerario“ wurden im Jahre 1926 in Italien gefördert oder erzeugt:

	1924 t	1925 t	1926 t
Eisenerz	237 668	513 250	522 786
Davon manganhaltiges Eisen- erz	18 942	17 345	18 230
Manganerz	12 189	14 984	14 010
Kupfererz	6 840	10 120	13 346
Schwefelkies	515 781	533 737	594 479
Steinkohle	115 160	174 220	193 552
Anthrazit	11 825	14 302	15 708
Braunkohle	917 491	1 105 474	1 181 342
Hüttenkoks	309 971	512 264	591 528

An Steinkohlen, Braunkohlen und Koks wurden 1926 12 231 571 t eingeführt, darunter 2 886 008 t mineralische Brennstoffe aus Deutschland auf Grund der Wiederherstellungslieferungen.

Die Zahl der beschäftigten Arbeiter betrug im Jahre 1926 im Kohlenbergbau 8972 (davon 5500 unter Tage und 3472 über Tage), im Eisen- und Manganerzbergbau 2023, in der Roheisen erzeugenden Industrie (einschl. Eisenlegierungen) 6617 und in den Stahlwerken 16 349.

Die Eisenerzgewinnung Italiens in der Vorkriegszeit bis zum Jahre 1926 war folgende:

Jahr	Mengen in 1000 t	
	Eisenerze, einschl. manganhaltiger Eisenerze	Schwefel- kies
1913	603	317
1914	706	.
1915	680	.
1916	947	.
1917	999	.
1918	695	482
1919	613	375
1920	390	322
1921	279	448
1922	311	486
1923	341	494
1924	238	516
1925	513	534
1926	523	594

Hiernach ergibt sich in der Nachkriegszeit keine Steigerung in der Eisenerzgewinnung gegenüber der Vorkriegszeit, obwohl die Anzahl der Erz gewinnenden Betriebe von 22 auf 27 gestiegen, die Arbeiterzahl allerdings von 1947 auf 1655 gesunken ist. Kennzeichnend ist fernerhin, daß der mittlere Eisengehalt der gewonnenen Erze von 1913 bis zum Jahre 1926 von anfangs 53,46 % auf 48,00 % gesunken ist.

Die Entwicklung des Eisenerzbergbaues Italiens in dem letzten Zeitraum vor dem Kriege und in der Nachkriegszeit wird durch die nachstehenden Angaben gekennzeichnet:

Die Menge des in Italien noch vorhandenen Eisenerzes wird auf rd. 40 Mill. t geschätzt. Die Förderung hatte in den Jahren 1909 bis 1913 im Durchschnitt 500 000 t (im Jahre 1913: 600 000 t) überschritten. Nach vorübergehender Steigerung bis zu rd. 1 000 000 t im Jahre 1917 sank die Förderung bis auf 279 000 t im Jahre 1921, zog seitdem aber wieder an. Im Jahre 1924 erfolgte abermals ein Rückschritt bis auf 238 000 t. Der Grund hierfür liegt in der in dem genannten Jahre erfolgten Beendigung und Lösung des Mietkontraktes der früheren Konzessionärin der staatlichen Gruben auf der Insel Elba. Die neue Gesellschaft, welche die Arbeitsverhältnisse auf ganz veränderten Grundlagen aufbaute, hatte in der ersten Zeit große Schwierigkeiten mit der Einstellung von Arbeitern zu überwinden und infolgedessen eine stark herabgeminderte Förderung zu verzeichnen. Im Jahre 1925 arbeiteten die Gruben auf Elba wieder normal und förderten rd. 496 000 t Eisenerz.

Die Förderung von manganhaltigen Eisenerzen hat sich in den letzten Jahren gleichfalls wieder gehoben; während die Statistik für 1922 nur rd. 3200 t verzeichnet, weist sie für 1925 rd. 17 300 t und für 1926 rd. 18 000 t auf.

Manganerze werden im Jahre 1922 mit rd. 4700 t, 1925 mit rd. 15 000 t und 1926 mit 14 000 t in den Statistiken aufgeführt, gegen 1622 t im Jahre 1913. Auch hier findet sich zwischen den Jahren 1913 und 1926 die gleiche Erscheinung wie bei den Eisenerzen: Die Anzahl der Betriebe ist von 4 auf 21 gestiegen, bei nur unerheblich gestiegener Arbeiterzahl, aber stark heruntergehendem Manganerzgehalt, und zwar von 45 % auf 36,24 %.

Für die Roheisengewinnung kommen in Italien außer den vorgenannten Erzen als wichtiger Rohstoff noch die Rückstände aus der Schwefelsäuregewinnung aus Schwefelkies in Betracht. Die Schwefelkiesabbrände haben einen mittleren Eisengehalt von 40 %. An Schwefelkies wurden im Jahre 1922 486 000 t, 1925 rd. 534 000 t und 1926 rd. 594 000 t für die Schwefelsäureherstellung gewonnen.

Ueber die Ein- und Ausfuhr von Eisenerz, Manganerzen und Schwefelkies liegen folgende Angaben vor: In den fünf letzten Jahren vor dem Kriege wurden jährlich durchschnittlich 26 000 t Eisen- und Eisenmanganerze und 96 000 t Schwefelkies in Italien eingeführt. Die Ausfuhr betrug in dem gleichen Zeitraum durchschnittlich 11 000 bzw. 7000 t. Nach dem Kriege wies die Einfuhr nur unbedeutende Mengen auf. Die Lage des Weltmarktes bot keine Aussicht auf nutzbringende Roheisenerzeugung in Italien. Erst im Jahre 1924 wurde die Einfuhr wieder lebhafter, als sich infolge des Niederganges der Kohlenpreise die Roheisengewinnung lohnender gestaltete. Die Eisenerzeinfuhr betrug in dem genannten Jahre 79 000 t; im folgenden Jahre erreichte sie eine Höhe von rd. 302 000 t, sank aber 1926 auf 228 000 t herab. Die Ausfuhr von Eisenerz war in den ersten Nachkriegsjahren wegen der ungünstigen einheimischen Verhältnisse ziemlich bedeutend; sie erreichte im Jahre 1922 die Höhe von 96 000 t. Der Konjunkturaufstieg in den folgenden Jahren zeigt sich nicht nur in der vorerwähnten Zunahme der Einfuhr, sondern auch in der Verminderung der Ausfuhr von Eisenerzen. Sie ging im Jahre 1924 auf 83 000 t zurück und hörte 1925 fast vollständig auf. Im Jahre 1926 wurden nur 500 t ausgeführt.

Die Roheisengewinnung Italiens ist aus nachstehender Zusammenstellung ersichtlich:

Jahr	Koksroh-eisen t	Holzkohlen-roheisen t	Roheisen aus dem Elektro-hochofen t	Synthe-tisches Roheisen t	Roheisen insgesamt t
1913	420 283	6 312	160		426 755
1914	378 912	4 110	2 318		385 340
1915	369 431	4 279	3 800		377 510
1916	443 464	6 630	16 911		467 005
1917	410 224	4 440	56 524		471 188
1918	244 110	7 578	61 888		313 576
1919	198 825	11 828	29 057		239 710
1920	52 274	11 239	24 559		88 072
1921	26 955	8 137	26 289		61 381
1922	140 211	2 987	14 401		157 599
1923	218 039	2 510			236 253
1924	291 491	270	4 600	11 104	303 972
1925	466 532	330	5 866	6 345	481 799
1926	489 155	360	5 763	9 174	513 425
			9 635	14 275	

Die Roheisengewinnung hat in den fünf letzten Vorkriegs-jahren einen Durchschnitt von 334 000 t erreicht; sie erlangte im Jahre 1917 ihren Höhepunkt mit 471 000 t, ging dann aber zu-rück und sank 1921 auf 61 000 t. In den folgenden Jahren erholte sie sich wieder und hatte 1924 bereits fast den Durchschnitt der Vorkriegszeit mit 304 000 t zu verzeichnen. Im Jahre 1925 stieg die Roheisengewinnung auf 482 000 t und erreichte 1926 die Höhe von 513 000 t. Die Gewinnung des Roheisens erfolgte fast aus-schließlich in Hochöfen, die mit Koks bedient werden (1924: 291 000 t, 1925: 466 500 t, 1926: 489 000 t), und zwar in den Hoch-ofenwerken in Piombino und Portoferraio sowie in je drei Hoch-öfen in Servola und in Bagnoli, fernerhin noch in zwei elektrischen Hochöfen in Aosta und einem mit Holzkohle gespeisten Ofen in der Provinz Bergamo. Nach Ansicht von fachmännischer Seite wird die Erzeugungsfähigkeit an Roheisen während des Jahres 1928 eine weitere Steigerung von etwa 60 000 t durch die Inbetrieb-stellung von zwei weiteren Kokshochöfen in Aosta von je etwa 100 t Leistungsfähigkeit erfahren. Dieses Werk, das nunmehr „Soc. Nazionale Aosta“ heißt, wird, im Gegensatz zu den übrigen vier Hochofenwerken, die sämtlich im Besitze der „Ilva“ sind, vom Staate kontrolliert.

Verbraucht wurden in den Kokshochöfen 1 007 049 t Eisen-erze, davon 586 130 t heimischer und 231 141 t aus dem Auslande stammender Erze, 154 073 t Schwefelkiese, 20 900 t eisenhaltige Schlacke sowie 10 106 t Manganerze und 4699 t Schrott. Die Holzkohlenhochöfen verarbeiteten 900 t lombardischer Erze, die Elektrohochöfen 16 163 t Eisenerze und die Elektroöfen 16 390 t Gußbruch und Schrott nebst 1076 t heimischer Eisenerze und 50 t Manganerz.

An Eisenlegierungen wurden im Berichtsjahre 45 111 t hergestellt (gegen 54 446 t im Vorjahre). Von der Erzeugung entfielen auf Ferrosilizium 9369 t, auf Ferromangan 13 084 t, auf Spiegeleisen 19 101 t, auf Silikomangan 3001 t, auf Ferro-aluminium 131 t, auf Ferrophosphor 107 t, auf Ferrochrom 292 t und auf Silikoaluminium 26 t.

Das im Lande erzeugte Roheisen deckt den Bedarf bei weitem nicht; die Nachfrage muß zu einem großen Teil durch Einfuhr gedeckt werden. Die nachstehende Zusammenstellung zeigt die Roheisein- und -ausfuhr und den Roheisenverbrauch Italiens:

Jahr	Roheisen insgesamt t	Einfuhr ¹⁾ t	Ausfuhr ¹⁾ t	Verbrauch t
1913	426 755	240 039	1 809	664 985
1914	385 340	237 178	1 250	621 268
1915	377 510	247 301	1 401	623 410
1916	467 005	305 550	974	771 581
1917	471 188	319 967	433	790 722
1918	313 576	119 606	301	432 881
1919	239 710	223 811	441	463 080
1920	88 072	170 296	1 010	257 358
1921	61 381	75 978	922	136 437
1922	157 599	136 222	778	293 043
1923	236 253	132 189	1 526	366 916
1924	303 972	201 134	6 171	498 935
1925	481 799	265 608	2 445	744 962
1926	513 425	177 468	2 645	688 248

Die Roheiseinfuhr betrug demnach in 1924: 201 000 t, 1925: 266 000 t, 1926: 177 000 t. Der Rückgang im Jahre 1926 ist

¹⁾ Einschließlich Eisenlegierungen.

zum Teil auf die Erzeugungssteigerung in Italien selbst zurückzu-führen. Die Einfuhr wird zur Hälfte aus Frankreich gedeckt; es folgen England, die Niederlande, Luxemburg usw. Von dem in Italien hergestellten Roheisen werden etwa zwei Drittel und ebenso ein großer Teil der eingeführten Mengen zur Herstellung von Stahl verwendet.

Die Flußstahlgewinnung Italiens zeigt nachstehende Zu-sammenstellung:

Jahr	Stahlblöcke t	Stahlgu- stücke t	Flußstahl insgesamt t	Davon Elektrostahl	
				t	%
1915	991 320	17 920	1 009 240	26 943	2,67
1916	1 245 084	24 402	1 269 486	32 677	2,57
1917	1 296 200	35 441	1 331 641	47 744	3,59
1918	931 535	60 994	992 529	71 924	7,25
1919	692 577	39 246	731 823	88 824	12,14
1920	726 631	47 130	773 761	119 378	15,43
1921	671 287	29 146	700 433	125 323	17,89
1922	956 479	24 940	981 419	130 123	13,26
1923	1 099 549	42 212	1 141 761	195 305	17,11
1924	1 324 232	34 621	1 358 853	171 195	12,60
1925	1 727 284	58 248	1 785 532	223 632	12,48
1926	1 729 916	49 603	1 779 519	247 662	13,87

Getrennt nach dem Herstellungsverfahren verteilte sich die Erzeugung in den letzten drei Jahren wie folgt:

	1924 t	1925 t	1926 t
Blöcke aus			
Siemens-Martin-Stahl . . .	1 181 679	1 540 865	1 519 950
Elektrostahl	142 553	186 419	209 966
Gußstücke aus			
Siemens-Martin-Stahl	5 479	20 485	11 367
Bessemerstahl	500	550	540
Kleinbessemerstahl	—	—	—
Elektrostahl	28 642	37 213	37 696
insgesamt	1 358 853	1 785 532	1 779 519

Die Gewinnung von Flußstahl hat in den fünf letzten Jahren vor dem Kriege im Durchschnitt die Höhe von 800 000 t über-schritten. Im Jahre 1913 erreichte sie 900 000 t, 1917 betrug sie 1 332 000 t; sie ging dann zurück bis auf 700 000 t im Jahre 1921, nahm aber in den nächsten Jahren wieder zu. Im Jahre 1926 ist die Erzeugung gegenüber dem Vorjahre um 6013 t zurückgegangen. Für die Erzeugung dieser Menge Stahl waren 1926 auf 41 Stahl-werken 85 Siemens-Martin-, 1 Bessemer- und 72 elektri-sche Oefen verschiedener Art in Betrieb.

Gegenüber dem letzten Vorkriegsjahr weist die Flußstahl-gewinnung eine Steigerung um mehr als 90 % auf. Die zunehmende Verwendung des elektrischen Stromes bei der Herstellung von Stahl hat zu dieser günstigen Entwicklung in nicht geringem Umfang beigetragen. Die Gewinnung von Elektrostahl ist von 27 000 t in 1915 auf 247 000 t in 1926 gestiegen.

An Einsatz für die Stahlgewinnung wurden verarbeitet:

	1925 t	1926 t
Inländisches Roheisen	368 503	379 180
Ausländisches Roheisen	132 126	103 337
Inländischer Schrott	674 907	672 630
Ausländischer Schrott	817 039	727 955
Inländisches Eisenerz	7 817	12 617
Ausländisches Eisenerz	4 165	2 194
Inländisches Manganerz	—	1 586
Ausländisches Manganerz	—	1 372
Ferrowolfram, Ferro-chrom, Ferronickel und Ferromangan	32 151 (davon 2296 t aus dem Auslande)	38 337 (davon 2468 t aus dem Auslande)

Der Grund für die verhältnismäßig große, zur Stahler-zugung in Italien verwandten Schrottmenge liegt in dem zu hohen Preise des selbsterzeugten sowohl wie des eingeführten Roheisens.

Die Erzeugung von Schweißstahl (Schweißeisen) betrug im Berichtsjahr 104 322 (i. V. 106 163) t, was einer Abnahme um 1,7 % entspricht. Im Berichtsjahr waren 10 (im Vorjahr 11 t Werke mit 16 (16) Schweißöfen in Betrieb, die 124 239 (123 698) Schrott verbrauchten.

Ueber die Herstellung von Walzwerkserzeugnissen liegen statistische Angaben nicht vor, so daß ihre Höhe nur schätzungsweise mitgeteilt werden kann. In gut unterrichteten Fachkreisen werden für das Jahr 1926 im Hinblick auf die

statistisch angegebene Erzeugung von rd. 1 770 000 t Stahl folgende Schätzungen gegeben:

Schienen und Eisenbahnoberbaustoffe	200 000 t
Formeisen und Träger	250 000 t
Handelseisen	450 000 t
Bandeisen	70 000 t
Rundeisen	180 000 t
Grob-, Mittel- und Feibleche	250 000 t
Schmiedeeiserne Röhren	150 000 t
Radreifen usw.	50 000 t
Schmiedestücke und Stahlgußstücke	100 000 t
Gußeiserne Röhren und Formstücke	etwa 200 000 t

Die Eisenindustrie Italiens befindet sich, zumal unter den Auswirkungen der Aufwertung der Lira im Jahre 1927, die das Eindringen des ausländischen Wettbewerbs begünstigte, in schwieriger Lage. Bei dem Fehlen des wichtigen Brennstoffs, der Kohle, sowie bei dem geringen Vorkommen von Erzen und dem unzureichenden Entfall von Schrott, die für die Herstellung von nur einer Million t Stahl ausreichen, besteht ein jährlicher Bedarf an Stahlerzeugnissen von etwa 1,7 Mill. t, mithin ein starker Einfuhrbedarf an Roheisen, Schrott sowie an Halb- und Fertig-erzeugnissen. Die Erzeugung einer verhältnismäßig kleinen Menge an Eisen und Stahl erfolgt in ungefähr 50 mehr oder weniger großen Hüttenwerken. Sie erfordert mithin zahlreiche und kost-

Vom Roheisenmarkt. — Der Roheisen-Verband hat den Verkauf für den Monat September 1928 zu unveränderten Preisen aufgenommen; auch die Zahlungsbedingungen haben keine Änderung erfahren.

Änderung des Ausnahmetarifs 35 für die Eisen- und Stahl-ausfuhr über See bei Gütern der Tarifklasse F (früher E). — Der zunächst bis zum 1. August 1928 befristete Ausnahmetarif 35, Abschnitt II (Eisen und Stahl der Klasse F), ist bis auf jederzeitigen Widerruf auf unbestimmte Zeit verlängert worden, und zwar unter gleichzeitiger Änderung der Frachtsätze. Mit Wirkung vom 1. August 1928 wird die Fracht für Güter der Klasse F sogleich bei der Anlieferung nach den Frachtsätzen der Klasse G berechnet.

Werden von einem Absender (als Absender kann auch ein Syndikat oder Verband zeichnen) nach diesem Ausnahmetarif in 12 aufeinanderfolgenden Kalendermonaten, beginnend jeweils am 1. August, zuerst am 1. August 1928, mehr als 5000 t zur Beförderung aufgeliefert, so werden für die aufgelieferten Gesamtmengen noch nachträglich und auf Antrag bestimmte Abschläge von den Frachtsätzen der Klasse G gewährt. Die Höhe der Abschläge ist für die einzelnen Versandbezirke jeweils verschieden festgesetzt. Der Abschlag beläuft sich bei Jahresmengen von 5001 bis über 10 000 t z. B. für die Stationen der Versandgruppe 1 (Rheinland-Westfalen) auf 2 bis 20 %, für die Stationen der Gruppe 4 (Oberschlesien) auf 2,4 bis 24 % usw.

Im Vergleich mit der bisherigen Tariflage bringt die vorbezeichnete Neuregelung für kleinere Versandmengen eine Frachtermäßigung, während für größere Versandmengen im Endergebnis ungefähr dieselben Frachten zu zahlen sind, wie es schon bisher der Fall war.

Die neue Fassung des Abschnittes II des Ausnahmetarifs 35 ist im Tarif- und Verkehrsanzeiger I, laufende Nr. 1239/1928, veröffentlicht worden, aus dem Näheres zu entnehmen ist.

Frachtsenkung für geteerte Hochofenschlacke. — Um eine weitere und erleichterte wirtschaftliche Verwertung der Hochofenschlacke zu Wegebauzwecken zu erreichen, hatte die Eisenindustrie unter Federführung der Nordwestlichen Gruppe des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller schon vor etwa drei Jahren bei der Deutschen Reichsbahn-Gesellschaft den Antrag gestellt, geteerte Hochofenschlacke für den Wegebau den übrigen Wegebaustoffen dadurch fruchtlich gleichzustellen, daß sie ebenfalls in den besonders billigen allgemeinen Wegebaustoff-Ausnahmetarif 5 einbezogen wird. Die Verhandlungen über diesen Antrag haben sich deswegen sehr lange hingezogen, weil die Reichsbahn glaubte, durch die Antragsgenehmigung den Automobilstraßenbau (und mittelbar ihr Wettbewerbsverkehrsmittel — den Kraftwagen —) zu fördern, weil nicht ganz unberechtigte Befürchtungen der Steinindustrie erhoben wurden, weil die Reichsbahn bei Beförderung der Teerschlacke Beschmutzungen und Beschädigungen ihrer Wagen befürchtete usw. Nachdem die zunächst genannten Bedenken der Reichsbahn zerstreut waren, nachdem ferner im Hinblick auf die Befürchtungen der Steinindustrie der Antrag auch auf geteertes Steinmaterial ausgedehnt worden war, ist vor kurzem endlich von der Reichsbahn eine Verpackungsvorschrift für die geteerten Wegebaustoffe beschlossen worden,

spielt Verwaltungsapparate. Angesichts der Wirtschaftskrisis wird in der italienischen Tages- und Fachpresse verschiedentlich die Frage erörtert, auf welche Weise die Erzeugungskosten herabgedrückt werden können, um dem Auslands Wettbewerb erfolgreich zu begegnen und die innere Lage der Eisenindustrie zu gesunden. In einer Reihe von Aufsätzen, die im „Secolo XIX“ erschienen sind, kommt der Verfasser, Dr. Federico Carnevali, zu dem Ergebnis, die Roheisengewinnung in Hochöfen in dem Maße zu steigern, daß die Schrotteinfuhr aus dem Auslande möglichst aufhöre und in den reinen Stahlwerken nur der im Inland entfallende Schrott verarbeitet werde; der Schwerpunkt der Eisenindustrie sei auf die gemischten Hochöfen- und Stahlwerke, die den Stahl unter wirtschaftlicherer Ausnutzung aus flüssigem Roheisen gewinnen, zu verlegen. In einem in dem Oktoberheft 1927 der „Rassegna Mineraria“ veröffentlichten Artikel schlägt Dr. Ubaldo Sequi vor, eine alle Werke umfassende, unter Aufsicht des Staates stehende Organisation ins Leben zu rufen, welche die Stilllegung der unwirtschaftlichen Werke sowie die Verteilung der Erzeugung auf die größeren, bereits rationell eingerichteten Werke gestatten würde; hierdurch werde es ermöglicht, mit dem Auslande die erforderlichen Vereinbarungen zugunsten einer gesunden Preispolitik sowohl für den Einkauf der Rohstoffe und Halbzeuge als auch für den sonstigen Wettbewerb zu treffen. Es ist anzunehmen, daß die Erörterung der angedeuteten Fragen nicht vor der Erzielung praktischer Ergebnisse aufhören wird. F. Baare.

wodurch Beschmutzungen der Güterwagen weitmöglichst ausgeschaltet werden sollen.

Daraufhin hat sich die Deutsche Reichsbahn-Gesellschaft in dankenswerter Weise nunmehr entschlossen, die geteerte Hochofenschlacke und das geteerte Steinmaterial in den Ausnahmetarif 5 einzubeziehen. Durch den Nachtrag 3 zum Reichsbahn-Gütertarif Heft C IIb vom 15. August 1928 ist bekanntgegeben, daß mit Wirkung vom 20. September 1928 das Warenverzeichnis des Ausnahmetarifs 5, soweit es sich auf Schlacke bezieht, folgende Fassung erhält:

„Hochofenschlacken, Schlacken aus Elektroöfen, auch zerkleinert, auch in Form von Schlackenmehl, Schlackensand, Schlackenkieps;

Schlacken aus Blei- und Kupferöfen (Hoch- und Flammöfen), auch zerkleinert, Räumasche aus Zinköfen (Muffelrückstände),

sämtlich auch mit Asphalt oder Teer überzogen (unter Beachtung der in der Anlage II zum Deutschen Eisenbahngütertarif, Teil I Abt A für geteerte Hochofenschlacke und geteertes Steinmaterial enthaltenen Verpackungsvorschriften).“

Der Asphalt- oder Teerüberzug ist übrigens ebenfalls bei Steinen, Steinschlag, Steingrus und Steinsplitt usw. zugelassen worden.

Der Ausnahmetarif gilt auch beim Versand an Anstalten, in denen das Stein- oder Schlackenmaterial mit Asphalt, Teer oder ähnlichen Stoffen überzogen wird.

Die bereits oben angedeutete Verpackungsvorschrift für die geteerten Wegebaustoffe, die übrigens ebenfalls am 20. September 1928 in Kraft tritt, hat folgenden Wortlaut:

„Geteerte Hochofenschlacke und geteertes Steinmaterial werden nur in offenen Wagen mit eisernen Seitenwänden zur Beförderung angenommen. Der Boden und die Wände sind durch geeignete Maßnahmen gegen Beschmutzung zu schützen.“

Diese Verpackungsvorschrift ist für die beteiligten Verkehrstreibenden deswegen günstig, weil sie es anheimstellt, wodurch im einzelnen die Güterwagen gegen Beschmutzung geschützt werden sollen. Es verdient hervorgehoben zu werden, daß die Reichsbahn zunächst eine bedeutend schärfere Verpackungsvorschrift einzuführen beabsichtigte. Die Verlager von geteertem Hochofenschlacke dienen daher ihren eigenen Belangen, wenn sie die Verladung so vornehmen, daß Wagenbeschmutzungen tatsächlich ausgeschlossen sind. Ob die Wagen vor ihrer Beladung mit Teerschlacke im Innern angefeuchtet und darüber hinaus ihre Böden mit einer mehr oder weniger dicken Schicht Sand oder Staub belegt werden, muß dem pflichtmäßigen Ermessen der Versender überlassen bleiben. Jedenfalls dürfte es zweckmäßig sein, daß die Versender alle Vorsichtsmaßregeln ergreifen, um Wagenbeschmutzungen zu verhüten. Andernfalls wird die Reichsbahn dazu übergehen müssen, eine für die Verlager bedeutend schärfere Fassung der Verpackungsvorschrift einzuführen.

In diesem Zusammenhang verdient auch noch die Tatsache Beachtung, daß die am 1. Oktober 1928 in Kraft tretende neue Eisenbahnverkehrsordnung in § 75 (14) folgende Bestimmung aufweist, die bisher nicht bestanden hat:

„Bei Wagenladungsgütern kann die Eisenbahn verlangen, daß die Wagen nach der Entladung durch den Verfügungsberechtigten gereinigt zurückgegeben werden; wird dies unterlassen, so kann die Eisenbahn für die Reinigung die tarifmäßige Gebühr erheben.“

Aus der luxemburgischen Eisenindustrie. — Die luxemburgische Eisenindustrie erfreute sich während des zweiten Vierteljahres vergleichsweise guter Verhältnisse. Die Preise hielten sich, trotz einer übrigen vorübergehenden, leichten Senkung, auf einer befriedigenden Höhe; jedoch bedingte im Monat Juli der allgemeine Ausstand im Antwerpener Hafen eine Störung der Lage; er machte einen Versand unmöglich und zwang die Hüttenwerke, welche für die Lieferung des weitaus größten Teiles ihrer Erzeugnisse von diesem Hafen abhängen, in Eile ihre Vorkehrungen zu ändern, neue Versandmittel ausfindig zu machen und sogar für Aufträge, deren Lieferung ohne Inanspruchnahme der Antwerpener Hafnarbeiter vorgenommen werden konnte, niedrigere Preise anzunehmen. Ein anderer ungünstiger Umstand, dessen bedauerliche Wirkungen bis jetzt fühlbar sind, kennzeichnete das ganze zweite Vierteljahr, nämlich die verminderte Aufnahmefähigkeit des inneren deutschen Marktes, nach welchem die luxemburgischen Werke innerhalb ihres Kontingents größere Mengen liefern. Trotz allem konnte, wie bereits oben angedeutet, nutzbringend gearbeitet werden; es steht fest, daß die luxemburgischen Werke ihre Erzeugung erhöht hätten, wenn die Internationale Rohstahlgemeinschaft ihr Mengenprogramm heraufzusetzen für gut befunden hätte.

In Roheisen war die Lage nicht so günstig wie im Stahlgeschäft; am Ausfuhrmarkt blieb der Wettbewerb sehr rege, so daß die erzielten Preise für Gießereiroheisen immer noch unbefriedigend waren. So erklärt es sich, daß, wenn in den Werken, die gleichzeitig Gießereiroheisen und Stahl herstellen, irgendeine Betriebsstörung oder ein anderer Umstand eine allgemeine Erzeugungsverminderung von Roheisen verursacht, diese Verminderung stets auf Kosten des Gießereiroheisens vorgenommen wird, während die Bemühungen dahingehen, die Herstellung von Stahl stets nach Möglichkeit aufrechtzuerhalten.

Die Zahl der unter Feuer stehenden Hochöfen war folgende:

	Vorhanden	Unter Feuer am	
		31. 3. 28	30. 6. 28
Arbed Düdelingen	6	6	6
Esch	6	5	5
Dommeldingen	3	0	0
Rothe Erde Belval	6	6	6
Esch	5	5	5
Hadir Differdingen	10	9	9
Rümelingen	3	0	0
Ougrée-Marihaye Rodingen	5	5	5
Athus-Grivegnée Steinfort	3	3	3
	47	39	39

Was die erzielten Preise anbelangt, so erfuhren diejenigen für Roheisen keine Aenderung, während diejenigen der Stahlerzeugnisse eine ziemliche, allgemeine Besserung aufzuweisen hatten, wie aus nachstehender Preistafel ersichtlich ist:

	Grundpreise	
	ab Werk in belg. Franken am 31. 3. 28	am 30. 6. 28
Roheisen	560	560
Vorgewalzte Blöcke	730	730
Knüppel	770	780
Platinen	790	800
Formeisen	800	820
Stabeisen	860	910
Walzdraht	900	950
Bandeisen	850	870

Die Preislage am Thomasmehlmarkt war nicht günstig; ein weiteres Steigen der allgemeinen Gestehungspreise war naturgemäß die Folge dieser Lage. Das Hereinholen der Abrufe bereitete einige Schwierigkeiten, die erst im Laufe des Monats Juli nach und nach behoben wurden.

Vom Arbeitsmarkt ist nichts Besonderes zu melden.

Gründung einer eigenen rumänischen Rüstungsindustrie. — Ende Juli 1928 wurden in Bukarest Verhandlungen zum Abschluß gebracht, welche die Errichtung einer selbständigen rumänischen Rüstungsindustrie bezweckten. Unter der Firmenbezeichnung „Arsenal“ werden in Rumänien große Fabrikanlagen für Rüstungszwecke errichtet werden. An der Gesellschaft wird der rumänische Staat mit der Aktienmehrheit beteiligt sein. Maßgebenden Einfluß auf das Unternehmen werden neben einigen privaten Kreisen auch die Skodawerke nehmen, die ihre Erzeugungsmethode und Patente zur Verfügung stellen. Der rumänische Staat hat dem

neuen Unternehmen vierzig Jahre hindurch vertragsmäßig eine Monopolstellung eingeräumt und den ausländischen Teilnehmern zunächst eine siebenprozentige, später eine sechsprozentige Verzinsung der in dem Unternehmen angelegten Gelder gewährleistet. Diese Gründung ist der erste Schritt dazu, die Staaten der Kleinen Entente auf dem Gebiete der Rüstungsindustrie unabhängiger zu machen. Für später soll in Aussicht genommen sein, in Südslawien ein ähnliches Unternehmen zu errichten.

Dr. M.

Der Stahl- und Eisenbedarf Nordchinas. — Infolge der langjährigen politischen Wirren und kriegerischen Auseinandersetzungen zwischen den einzelnen chinesischen Provinzen war das Absatzgebiet Chinas für eine ganze Reihe von Einfuhrgütern gestört. Eine gewisse Ausnahme bildete lediglich der Norden Chinas, der in gewisser Hinsicht für Einfuhrwaren aufnahmefähiger war als im letzten Jahre vor Beginn des Weltkrieges. Unter den nach Nordchina in steigendem Maße zur Einfuhr gelangenden Waren nehmen Stahl und Eisen sowie Erzeugnisse aus diesen eine beträchtliche Rolle ein.

Die Entwicklung in den letzten Jahren ist aus folgender Uebersicht zu entnehmen¹⁾:

	Piculs (zu je rund 61 kg)		Piculs (zu je rund 61 kg)
1913	4 191 838	1925	6 787 920
1924	8 878 146	1926	8 067 488

Für das Jahr 1927 kann angenommen werden, daß sich die Ausfuhr auf der ungefähren Höhe des Jahres 1926 hielt. Bemerkenswert ist der Anteil der einzelnen Staaten an der Stahl- und Eiseneinfuhr Nordchinas.

	1913	1926
	in Piculs	
Großbritannien	1 045 283	962 930
Belgien	898 582	2 724 150
Deutsches Reich	431 047	853 133
Vereinigte Staaten	425 604	1 032 439
Japan	353 292	1 032 092

Der Vergleich zwischen den einzelnen Anteilen im Jahre 1913 und im Jahre 1926 zeigt, daß der Anteil Englands etwas gesunken ist, sich hingegen der belgische Anteil mengenmäßig mehr als verdreifachte. An der Gesamteinfuhr war Belgien im Jahre 1913 mit rd. 22 %, im Jahre 1926 bereits mit rd. 34 % beteiligt. Der Anteil des Deutschen Reiches hat sich mengenmäßig nahezu verdoppelt. Er betrug im Jahre 1913 rd. 10,3 %, im Jahre 1926 rd. 10,6 %. Die hier ausgewiesenen Zahlen sind allerdings insofern unvollständig, als auch ein nicht unwesentlicher Teil der nordchinesischen Stahl- und Eiseneinfuhr über Hongkong als Transitplatz erfolgt, ohne daß bei diesen Bezügen die eigentlichen Herkunftsländer angegeben werden. Im Jahre 1926 betrug die Hongkong-Bezüge 443 061 Piculs, im Jahre 1913 rd. 690 000 Piculs. Sehr bedeutend gewachsen ist in den letzten Jahren der Anteil Japans und der Vereinigten Staaten von Amerika, die sich mengenmäßig nahezu die Waage halten. Von den wichtigsten Einfuhrwaren seien genannt (in Piculs):

	1913	1926
Barren	532 660	1 526 413
Röhren	64 903	310 383
Schienen	300 434	850 771
Platten, Bleche	358 441	663 944
Draht	61 113	50 907

Für den Fall, daß die politischen Verhältnisse in China sich allmählich festigen, ist unzweifelhaft mit einer weiteren Steigerung der Einfuhr von Stahl und Eisen zu rechnen. Die deutsche Industrie ist für diesen Fall gegenüber anderen Wettbewerbern insofern im Vorteil, als sich das Deutsche Reich von jeder Einmischung in die innerchinesischen Wirren fernhielt und daher einem immerhin im Bereich der Möglichkeit gelegenen Boykott ausländischer Waren nicht ausgesetzt sein dürfte. Im Gegenteil zeigen verschiedene Anzeichen, wie z. B. das stete Anwachsen der Zahl chinesischer Studenten und Techniker an deutschen Anstalten, daß die Beziehungen zwischen China und dem Deutschen Reich eine Vertiefung erfahren haben.

Stahlerzeugung in Südchina. — Die Stahlerzeugung ist in Hongkong bereits in mäßigem Umfange mittels eines elektrischen Ofens aufgenommen worden (System Ajax-Northrup). Die Hongkong Steel Products Co. verwendet dazu ausschließlich Schrott, der sonst in Hongkong keinen Markt findet und deswegen ausgeführt werden muß. Die Erzeugung soll insgesamt 15 000 t im Jahre betragen. Roheisen wird aus Indien eingeführt. Es ist dies das erste Stahlwerk in Südchina.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 48 (1928) S. 750. Die dort angegebenen Zahlen beziehen sich nur auf die Häfen Tientsin und Chingwantao.

Buchbesprechungen.

Riebensahn, P., Prof. Dr.-Ing., und Dr.-Ing. L. Traeger: Werkstoffprüfung (Metalle). Mit 92 Fig. im Text. Berlin: Julius Springer 1928. (68 S.) 8°. 1,80 *R.M.*

(Werkstattbücher für Betriebsbeamte, Vor- und Facharbeiter. Hrg. von Eugen Simon. H. 34.)

Das Heft soll die Betriebsbeamten, Vor- und Facharbeiter in die Werkstoffprüfung der Metalle einführen. Es ist frisch und ohne Belastung mit theoretischen Auseinandersetzungen geschrieben. Auf eine kurzgefaßte Einleitung folgt im ersten Hauptabschnitt die Beschreibung der Untersuchung der mechanischen Eigenschaften. Im zweiten Abschnitt wird die metallographische Untersuchung und im dritten und letzten die Röntgenuntersuchung beschrieben. Dabei entspricht der praktischen Sachlage, daß der erste Abschnitt den weitaus größten Raum des Heftes umfaßt. Der Abschnitt zerfällt wieder in einen Unterabschnitt A, „Wissenschaftliche Prüfverfahren“, der seinerseits wieder in 1. Die statischen Untersuchungen und 2. Die dynamischen Untersuchungen unterteilt ist, und einen Abschnitt B, „Technologische Prüfungen“.

Als wissenschaftlich werden hierbei alle Verfahren angesprochen, deren Merkmal ein zahlenmäßig erfaßbares, vergleichbares Ergebnis ist. Vielleicht hätte die Vermeidung eines Werturteils und die Wahl eines anderen Kennwortes der heutigen Einstellung besser entsprochen; jedenfalls aber versteht der Leser, für den das Buch bestimmt ist, auf was es den Verfassern bei der Unterteilung ankommt. Bedauerlich ist, daß in das sonst ganz auf die wirkliche Beobachtung abgestellte Büchlein als Eisen-Zerreißdiagramm nicht ein von den Verfassern selbst wirklich erhaltenes Diagramm aufgenommen wurde, dem Diagramm entsprechend, das der Vorarbeiter, wenn er einmal Gelegenheit hat, in der Prüfstube seines Werkes einem Zerreißversuch beizuwohnen, zu sehen bekommt. Statt dessen ist das berüchtigte „Lehrbuch-Diagramm“ mit dem zwangsmäßig darin untergebrachten Punkt P und mit entsprechend abgegebener Ansteigelinie wieder zu Ehren gekommen. Vielleicht entschließen sich die Verfasser bei einer Neuauflage zu einer Nachprüfung der entsprechenden Zeichnungen einschließlich Beschreibung.

In dem Abschnitt „Metallographische Untersuchung“ würden einige Beispiele leicht verständlicher Untersuchungsfälle aus der Praxis den Wert des Gebotenen für seinen Leserkreis erhöhen, während die Behandlung der Zustandsdiagramme bei völliger, fehlender und beschränkter Löslichkeit in späterer Auflage gut eine entsprechende Kürzung vertragen würde. Deren eingehende Beschreibung, die auch eine Anleitung für den Ersatz räumlicher Diagramme durch Guillet-Diagramme gibt, dürfte von den Betriebsbeamten, Vor- und Facharbeitern kaum verstanden, vielleicht nicht einmal gelesen werden.

Sehr zu begrüßen ist, daß die Verfasser bei passenden Gelegenheiten auf ein Verständnis für die an den Werkstoff stellbaren Forderungen hinwirken. Bei der mechanischen Prüfung wird u. a. darauf hingewiesen, daß z. B. ein Stahl mit einer vorgeschriebenen Festigkeit von 50 bis 60 kg/mm² und 18 % δ_{10} nicht zurückgewiesen werden sollte, wenn der Zerreißversuch 61 kg/mm² bei 18,5 % Dehnung oder auch, umgekehrt, 58 kg/mm² und 17,5 % Dehnung ergibt. Ebenso wird bei der Beschreibung der „Metallographischen Metalluntersuchung“ vor einer übereilten Beurteilung des Werkstoffes allein auf Grund der Feststellung von Schlacken dringend gewarnt und darauf aufmerksam gemacht, daß es unter unseren praktisch verwendeten Metallen keine vollkommen schlackenfreie Stücke gibt.

Alles in allem genommen dürfte das Heft sich seinen Vorgängern in der Reihe würdig anschließen und seinem eingangs erwähnten Zweck gut entsprechen. Die Ausstattung ist sehr gut und der Preis gering.

M. Moser.

Rawdon, Henry S., Senior Scientist (Metallurgy), United States Bureau of Standards: Protective Metallic Coatings. (With 69 fig.) New York (419 Fourth Avenue, at 29th Street): The Chemical Catalog Company, Inc., Book Department, 1928. (277 p.) 8°. Geb. 5,50 \$.

Das vorliegende Buch stellt ein Einzelwerk aus einer Reihe wissenschaftlicher und technologischer Monographien dar, die von der American Chemical Society herausgegeben werden und die man ihrer Art nach kennzeichnen könnte als zusammenfassende Berichte über Einzelgebiete mit dem Ziel, den jetzigen Stand der Arbeiten auf diesem Gebiete in allgemein verständlicher Form darzulegen, um auch den Nichtfachleuten die Möglichkeit einer schnellen Uebersicht zu bieten und zugleich Anregungen zu weiteren Arbeiten zu geben. So erklärt sich ins-

besondere, daß dem Buche zum Schluß ein sehr umfangreicher Schrifttum-Nachweis beigegeben ist.

Das Buch behandelt zunächst das Grundsätzliche über die Herstellung der metallischen Ueberzüge nach den verschiedenen Verfahren, um dann die einzelnen Metallüberzüge, soweit sie praktische Bedeutung haben, nach Eigenschaften, Aufbau und insbesondere Korrosionswiderstand zu besprechen. Sehr umfangreich sind die Darlegungen über die Verzinkung; es schließen sich an Abschnitte über die Zinnüberzüge, über die Ueberzüge von Kupfer, Nickel, Chrom und Kobalt sowie von Blei, Kadmium und Aluminium. Auch die Ueberzüge aus Edelmetallen sind kurz besprochen, und den nichtmetallischen Ueberzügen (Oxyde, Phosphate usw.) ist ebenfalls ein Abschnitt gewidmet. In einem besonderen Abschnitt werden dann noch die Prüfverfahren besprochen.

Das Werk gibt eine wirklich gute Zusammenstellung des einschlägigen Stoffes. Besonders zu begrüßen ist, was nach Lage der Dinge allerdings auch wohl unumgänglich war, daß die Ueberzüge auf Eisen sehr in den Vordergrund treten, und daß grundsätzlich angeknüpft wird gegen die Ansicht, die mit Metallüberzügen versehenen Stahl- und Eisengegenstände seien als minderwertig anzusprechen. Gerade die Abschnitte über Verzinkung sind sehr gut und zweckmäßig, wengleich beispielsweise die Frage der Sparbeizen etwas knapp behandelt ist.

Die Abbildungen sind — wie häufig in amerikanischen Werken — teilweise nicht so gut, wie wir es in Deutschland gewöhnt sind.

E. H. Schulz.

Gregor, Alfred: Der praktische Eisenhochbau. Berlin: Hermann Meuser. 4^o.

Bd. 3: Fachwerkwände — Stützen — Grundbau. (Mit zahlr. Abb.) 1928. (X, 248 S.) Geb. 40 *R.M.*

Mit vorliegendem Band hat der Verfasser sein Werk „Der praktische Eisenhochbau“ zum Abschluß gebracht. Es ist eine wahre Freude für den, der im Eisenbau steht, den bearbeiteten Stoff durchzulesen. In Ausstattung und Drucklegung vollauf würdig den beiden älteren Bänden¹⁾, läßt der dritte Band in ganz besonderem Maße erkennen, daß hier mit außerordentlich trefflichem Verständnis für die praktischen Bedürfnisse überaus klar alles Notwendige für die Berechnung und Ausführung der eisernen Fachwerkwände, Stützen und Portale nebst deren Einzelheiten, der Fundamente und Verankerungen zusammengestellt worden ist. Von größtem Verantwortlichkeitsgefühl für den Eisenbau in konstruktiver wie wirtschaftlicher Beziehung zeugen die einzelnen Richtlinien und die vielen, aus der Praxis entnommenen Beispiele. Nur in den Angaben und Tafeln über „Fachwerkwände“ vermisste ich solche über dünnstegige DIN I- und [F]-Eisen, die auf Antrag des Deutschen Eisenbauverbandes im Jahre 1926 genormt und eingeführt worden sind.

Aufgebaut auf der gesamten neuzeitlichen Eisenbau-Wissenschaft, wird der Band dazu beitragen, „Eisengewicht und Herstellungskosten auf ein Mindestmaß zu beschränken“. Er wird dem Eisenhochbauer ein wertvoller Führer werden und dazu berufen sein, die verständnisvolle und wirtschaftlichste Anwendung der Einzelheiten zu fördern zum Nutzen der Eisenbauweise. Darum sollte gerade dieser Band auf keinem Eisenbaubüro fehlen. Allerdings müßte versucht werden, das ganze Werk zu verbilligen, damit des Verfassers vorbildlichen Anweisung Gemeingut jedes Eisenkonstruktors werden können. Der deutsche Eisenbau wird dadurch nur gewinnen.

Düsseldorf.

A. W. Schweppe.

Handbuch der Elektrizität und des Magnetismus. In 5 Bänden. Bearb. von Prof. Dr. F. Auerbach-Jena [u. a.]. Hrg. von Prof. Dr. L. Graetz, München. Leipzig: Johann Ambrosius Barth. 8^o.

Bd. 5. Zeitliche Vorgänge — Technik. 1928. (XII, 896 S.) 72 *R.M.*, geb. 76 *R.M.*

Mit dem vorliegenden Bande findet das Werk seinen Abschluß. Der erste von L. Graetz, München, bearbeitete Abschnitt behandelt „Die Induktion“ (das Schrifttum ist bis Ende 1924 berücksichtigt). An ihn reiht sich der von J. Wiesent, München, bearbeitete Abschnitt „Wechselströme“ (das Schrifttum ist bis Ende 1924 berücksichtigt); es folgen die Abschnitte „Die elektrischen Schwingungen“ von L. Graetz, München (das Schrifttum ist bis Anfang 1925, zum Teil auch weiter berücksichtigt), „Gleichstrommaschinen, synchrone Wechselstrommaschinen“ von Hugo Stöbinger, Berlin-Siemensstadt, „Die Transformatoren und Asynchronmaschinen“ von Gerhard

¹⁾ St. u. E. 43 (1923) S 101/2; 45 (1925) S. 566.

Reerink, Berlin, „Die Umformer“ von Max Zorn, Berlin, „Elektrische Gleichrichter“ von H. Jungmichl, Berlin-Siemensstadt, „Kraftwerke“ von J. Sessinghaus, Berlin, „Die Kommutatormaschinen“ von Gerhard Reerink, Berlin, „Hochfrequenztechnik“ von F. Lange, W. Runge, H. Roder, W. Buschbeck. Am Schluß befindet sich ein ausführliches Namen- und Sachverzeichnis für alle fünf Bände. Auch dieser Band fügt sich in den von R. Seeliger¹⁾ gekennzeichneten Rahmen des Werkes ein. Im übrigen verweist der Berichterstatter auf seine für den dritten Band gegebene günstige Beurteilung²⁾, die er für den vorliegenden Band wiederholen möchte. *R. Durrer.*

Schwachhöfer, Franz: Die Kohlen Oesterreichs, Deutschlands, der Tschechoslowakei, Polens, Ungarns usw. 4., neubearb. und den geänderten politischen Verhältnissen Rechnung tragende Aufl. von Dr. Adolf Cluss, Dr. Wolfgang Kluger und Walther Mirna. Wien (I., Stephansplatz 8): Gerold & Co., Universitäts-Buchhandlung, 1928. (263 S.) 4^o. In Leinen geb. 27 *RM.*

Die Verfasser haben in der vorliegenden vierten Auflage das bekannte Werk von Schwachhöfer, dessen letzte (dritte) Auflage bis 1911 zurückliegt, neu bearbeitet und in drei Teile gegliedert.

Der erste, allgemeine Teil behandelt die Entstehung der Kohlen, ihre Aufbereitung und Lagerung, Einteilung und Kennzeichnung sowie natürlich auch die neuzeitlichen Bestrebungen der Kohlenveredlung. Bei dem Umfange und der Vielseitigkeit des Stoffes konnten die einzelnen Gebiete vielfach nur gestreift werden. Die Darstellung ist sehr vollständig, aber teilweise veraltet, vor allem aber fehlen eine straffe Gliederung und die Anschaulichkeit, die gerade der Kohlenverbraucher im allgemeinen Teil eines solchen Werkes sucht.

Der zweite Teil handelt von der Wertbestimmung der Kohlen. Hier werden die chemischen und kalorimetrischen Untersuchungsverfahren beschrieben und auch an praktischen Beispielen (Heizversuche, Preisberechnung usw.) erläutert. Man kann aber nach

¹⁾ St. u. E. 39 (1919) S. 1230; vgl. auch St. u. E. 41 (1921) S. 566/7 u. 1206.

²⁾ St. u. E. 43 (1923) S. 1489.

dem, was weiter unten über Preis und Umfang des Buches gesagt wird, im Zweifel sein, ob es wirklich zweckmäßig und nötig ist, die im Fachschrifttum mehr als reichlich beschriebenen Untersuchungsverfahren in einem Handbuche wie dem vorliegenden noch einmal zu wiederholen.

Der dritte Teil — Tabellen — stellt den wertvollsten des Buches dar. Hier sind rund 500 Analysen veröffentlicht, teilweise sogar mit den Ergebnissen der Schwelanalyse nach Fischer. Man findet in diesem Abschnitt sehr gute Anhaltzahlen für die Bewertung und den Vergleich der einzelnen Kohlsorten.

Bedauerlich bleibt nur, daß durch eine ganz unnötige Platzverschwendung im Tabellenteil und durch den Umfang des ersten und zweiten Teiles der Gesamtumfang des Werkes auf 263 Seiten (ungerechnet die 18 Seiten Anzeigen) im Format DIN A 4 angeschwollen ist. Dadurch ist das Werk unverhältnismäßig teuer (27 *RM.*), ein Gesichtspunkt, der bei dem Anwachsen des Brennstoff-Schrifttums nicht übersehen werden darf.

Professor Dr. D. Aufhäuser.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Berufung.

Unser Mitglied, Dr.-Ing. Robert Durrer, Berlin, ist durch Bestallung des Preußischen Ministeriums für Wissenschaft, Kunst und Volksbildung vom 11. August 1928 zum ordentlichen Professor für Eisenhüttenkunde und Vorsteher des Eisenhüttenmännischen Instituts an der Technischen Hochschule Berlin ernannt worden.

Ehrenpromotion.

Dem Mitglied unseres Vereins, Hüttendirektor Karl Schuh, Duisburg-Meiderich, wurde in Anerkennung seiner hervorragenden Verdienste auf dem Gebiete der Hochofenindustrie, insonderheit der wirtschaftlichen Ausgestaltung der Hilfsapparate, und seiner zielbewußten Arbeit im Gießereiwesen, namentlich bei der Vervollkommnung des Walzengusses, von der Bergakademie Clausthal die Würde eines Doktor-Ingenieurs ehrenhalber verliehen.

Hans Fleißner †.

Ein unerbittliches Geschick hat einen der Besten aus unserer Mitte fortgerissen. Professor Dr. techn. Hans Fleißner aus Leoben ist am 15. Juni 1928 in Karlsbad nach schwerem Leiden verschieden.

Hans Fleißner wurde am 28. August 1881 als Sohn eines Bergwerksdirektors in Zwodau bei Falkenau a. d. Eger in Böhmen geboren. Nach Beendigung seiner Studien an der Deutschen Technischen Hochschule in Prag wurde er zum Doktor der technischen Wissenschaften promoviert. Hierauf wirkte er als Assistent in Pflibram, wo er sich als Dozent für Chemie der Silikate habilitierte.

Als außerordentlicher Professor wurde er später zur Einrichtung der K. K. Bergtechnischen Versuchsanstalt in Brüx für Schlagwetter und sonstige Gefahrenmomente beim Bergbau beurlaubt. Er richtete dort einen großen Versuchsstollen für Explosionen ein, ferner eine Anlage für Kohlenverflüssigung sowie eine zur Erzeugung von Sauerstoff und anderen Gasen. Nach dem Kriege wurde er zum außerordentlichen Professor an der Montanistischen Hochschule in Leoben und am 8. März 1922 zum ordentlichen Professor für angewandte Chemie dasebst ernannt.

Was Fleißner in den wenigen Jahren seiner Berufstätigkeit in Leoben geschaffen hat, beweist, wie ernst er seine Pflichten als Lehrer und als Ingenieur aufgefaßt hat. Aus kleinen Anfängen hat er an der Hochschule das Institut für angewandte Chemie geschaffen und immer weiter ausgebaut. Die leider nur geringen Mittel, die ihm hierzu zur Verfügung standen, hat er mit großem Verständnis in bester Weise zu verwerten gewußt.

Professor Fleißner war nicht nur als ausgezeichnete Gelehrter bekannt; auch seine zahlreichen bahnbrechenden Erfindungen schufen ihm eine hervorragende Stellung in der Fachwelt. Genannt sei u. a. die von ihm erfundene tönende Grubenlampe, ferner das gemeinsam mit Generaldirektor Dr. Apold ausgearbeitete Erz-Röstverfahren. Sein letztes großes Werk war

die Erfindung eines für die Lignitkohlen-Revier geradezu umwälzend wirkenden Kohlentrocknungsverfahrens, das bereits von der Oesterreichisch-Alpinen Montangesellschaft in Köflach mit bestem Erfolge in großem Umfange angewendet wird. Die nach diesem Verfahren veredelte Braunkohle bietet für die meisten Verwendungszwecke einen vollen Ersatz für Steinkohle. Das Verfahren ist daher insbesondere für das steinkohlenarme Oesterreich von größter volkswirtschaftlicher Bedeutung.

Durch das Ableben Fleißners erleidet daher nicht nur die Wissenschaft, sondern auch die Industrie einen unersetzlichen Verlust. Gar vielseitig war die Inanspruchnahme des leider so früh Verbliebenen durch die Praxis. Nicht nur dem Bergbau und der Eisenindustrie Oesterreichs und der Tschechoslowakei waren durch seinen regen Geist Anregungen in Hülle und Fülle zugegangen, auch mit der keramischen Industrie, mit Glashütten, Zellstoff- und Papierfabriken des In- und des Auslandes arbeitete er andauernd in regster Fühlung. Jederzeit hilfsbereit, stand er allen gerne mit Rat und Tat zur Seite.

Ein guter und liebenswürdiger Mensch, ein Mann von besonderer Lauterkeit des Charakters ist mit Professor Dr. Fleißner dahingegangen. Wer das Glück hatte, mit ihm in nähere Berührung zu kommen, war durch seine Herzensgüte, durch seine Aufrichtigkeit, aber auch durch den regen Geist, der fortlaufend neue Ideen schuf und weiter ausbildete,

sofort gefesselt. Dabei war Fleißner zielbewußt und energisch, um nicht zu sagen oft hartnäckig, in der Verfolgung der von ihm als wertvoll erkannten Gedanken.

Schüler, Kollegen und Fachgenossen beklagen den Heimgang eines ausgezeichneten Lehrers, eines aufrichtigen Freundes. Allgemeine Teilnahme wendet sich der hinterbliebenen Gattin zu, die nach kurzer Ehe ihren fürsorglichen Gatten verloren hat. Auch im Kreise der Eisenhüttenleute hat er sich in vielfacher ersprießlicher Zusammenarbeit ein bleibendes Andenken gesichert.

