

STAHL UND EISEN.

ZEITSCHRIFT

FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN.

Nr. 5.

29. Januar 1908.

28. Jahrgang.

Zur Frage des Koksauflandes bei Kupolöfen.

Von Ingenieur Georg Buzek in Trzynietz.

(Nachdruck verboten.)

Den Kern der Kupolofenfrage bildet der Koksaufland; als der beste Ofen wird kurzweg derjenige gepriesen, welcher mit dem geringsten Brennstoffaufwand arbeitet. Dieses Kriteriums bemächtigt sich zunächst einige Kupolofenkonstrukteure, welche die Vollkommenheit des von ihnen vertretenen „Ofensystems“ bisweilen mit einem unglaublich geringen Koksverbrauch zu begründen suchten. Die laute Reklame brachte es nun dahin, daß wir uns seit jeher gewöhnt haben, den Koksaufland als einzig und allein vom „Ofensystem“ abhängig anzusehen. Inzwischen üben auf den Koksverbrauch beim Kupolofen einen nicht zu unterschätzenden Einfluß mehrere Umstände, die weder mit der Konstruktion noch mit der Betriebsführung des Ofens im näheren Zusammenhang stehen, aber bei der Beurteilung des Wirkungsgrades eines gegebenen Ofens oder beim Vergleich der Betriebsergebnisse verschiedener Oefen wohl berücksichtigt werden müssen. Es sind dies folgende Faktoren: 1. der erforderliche Ueberhitzungsgrad des erschmolzenen Eisens, 2. die chemische und physikalische Beschaffenheit der Gichtmaterialien, 3. die Arbeitsweise der Gießerei, 4. die Größe der einmaligen Schmelzung.

Der erforderliche Ueberhitzungsgrad des erschmolzenen Eisens ist bedingt durch die Art der zu erzeugenden Gußstücke und durch die Transportverhältnisse der Gießerei. Auf Grund mehrerer in der Fachliteratur enthaltener Angaben aus der Gießereipraxis können für die einzelnen Gußwarengattungen folgende Temperaturen des erschmolzenen Eisens angenommen werden:

- für groben, ordinären Guß (offenen Herdguß, Belegplatten und ähnliches), bei günstiger Arbeitsweise etwa 1200° C. (kaltes Eisen),
- für groben Maschinenguß und Bauguß etwa 1260° C. (warmes Eisen),
- für mittelstarken Maschinenguß 1320° C. (heißes Eisen),
- für dünnwandigen Guß 1380° C. (sehr heißes Eisen),
- für Spezialguß bei reichlicherem Zusatz von Stahlabfällen 1450° C. (übermäßig heißes Eisen).

In nachstehender Tabelle I ist für obige fünf Fälle der Wärmebedarf für 1 kg geschmolzenes Eisen und der Koksbedarf für 100 kg flüssiges Eisen zusammengestellt:

Tabelle I.*

Temperatur des flüssigen Eisens ° C.	Schmelzwärme des Eisens für 1 kg	Wärmebedarf der Schlacke usw. für 1 kg Eisen	Summa für 1 kg Eisen	1 kg Kohlenstoff schmilzt Eisen	Kohlenstoff- bedarf für 100 kg Eisen	Koksbedarf für 100 kg flüssiges Eisen bei		
						70 % C	80 % C	90 % C
						Kilogramm		
1200	277	23	300	18,52	5,40	7,71	6,75	6,00
1260	290	30	320	17,36	5,76	8,23	7,20	6,39
1320	302	38	340	16,34	6,12	8,73	7,65	6,80
1380	315	45	360	15,43	6,48	9,26	8,09	7,20
1450	330	50	380	14,63	6,84	9,77	8,55	7,60

Die gesamte Schmelzwärme des Eisens (x) wurde berechnet aus der Gleichung $x = t_e \times 0,21 + 25$; jene der Schlacke analog aus der Gleichung $y = t_s \times 0,35 + 50$. Die Verdampfungswärme des Wassers der Gichtmaterialien wurde mit 636 WE., die Vertreibungswärme der Kohlensäure aus dem Kalksteinzuschlag (30 %) mit 943 WE. auf 1 kg Kohlensäure in Rechnung gezogen.

Die Tabelle zeigt, daß der Wärmebedarf, beziehungsweise der Koksbedarf bei warmem Eisen (1260° C.) um 6,7 %, bei heißem Eisen (1320° C.) um 13,3 %, bei sehr heißem Eisen (1380° C.) um 20,0 %, bei übermäßig heißem Eisen (1450° C.) um 26,7 % höher ist, als beim kalten Eisen von 1200° C. Der Einfluß der verschieden hohen Ueberhitzung des erschmolzenen Eisens ist somit bedeutend und darf bei Beurteilung des Koksverbrauches bei Kupolöfen nicht vernachlässigt werden.

Ebenso wichtig ist auch die chemische und physikalische Beschaffenheit der Gichtmaterialien (Roheisen, Koks, Kalkstein). Der Ein-

* Annahme: 1. 70 % C verbrennen zu CO₂,
30 % C " " " CO,
2. Gichtgastemperatur 200° C.

fluß der chemischen Zusammensetzung des Roheisens auf den Koksbedarf ist bedingt durch die verschiedenen Schmelztemperaturen des weißen und grauen Roheisens. Das weiße Roheisen schmilzt bei etwa 1075° C., das graue je nach dem Kohlenstoff- und Siliziumgehalt bei etwa 1150 bis 1250° C.* Auch der Phosphorgehalt des Eisens spielt eine Rolle und zwar besonders beim dünnwandigen Guß; je phosphorärmer das für den dünnwandigen Guß bestimmte Eisen ist, desto mehr überhitzt muß es werden, um die erforderliche Dünnflüssigkeit zu erhalten. Noch mehr als die chemische Zusammensetzung des Roheisens beeinflußt die chemische Beschaffenheit des Schmelzkoks selbst den Koksbedarf. Die Wärmemenge, welche der Koks bei seiner Verbrennung entwickelt, hängt hauptsächlich von der Höhe seines Kohlenstoffgehaltes ab. Je mehr Kohlenstoff, je weniger Asche und Wasser der verwendete Koks enthält, desto mehr Wärme vermag er für 1 kg zu liefern, desto geringer wird der Satzkoksbedarf sein. Aus der Tabelle I ist zu ersehen, daß der Koksbedarf bei schlechtem Koks (70 % Kohlenstoff) um 28,5 %, bei mittelgutem Koks (80 % Kohlenstoff) um 12,5 % höher ist, als bei sehr gutem Koks mit 90 % Kohlenstoff, sonst gleiche Umstände vorausgesetzt. Fassen wir den Einfluß der erforderlichen Eisentemperatur und der chemischen Zusammensetzung des Koks zusammen, so finden wir, daß im äußersten Falle, d. i. beim Schmelzen übermäßig heißen Eisens mit schlechtem Koks, der Satzkoksbedarf um 55,27 % höher sein wird, als beim Schmelzen „kalten“ Eisens mit sehr gutem Koks. In der Praxis wird dieser Unterschied der Koksrechnung schon wegen der Schwierigkeit, bei verschieden heißem Ofengang gleich gute Verbrennung und gleich günstige Ausnutzung der erzeugten Wärme zu erreichen, noch bedeutend höher sein.

Auch die physikalische Beschaffenheit des Roheisens und des Koks muß bei Beurteilung des Kupolofenbetriebs wohl berücksichtigt werden. Das Roheisen soll in entsprechend kleinen, der Koks in entsprechend großen Stücken aufgegeben werden. Für eine rasche und ausgiebige Erwärmung des Roheiseneinsatzes ist das Verhältnis der Oberfläche der einzelnen Stücke zum Gewicht derselben maßgebend. Je größer dieses Verhältnis ist, desto besser können die Gase ihre Wärme an das Eisen abgeben, desto niedriger wird die Gastemperatur sein, desto besser die Ausnutzung der erzeugten Wärme. Beim Koks soll umgekehrt das Verhältnis der Oberfläche der Stücke zum Gewicht derselben entsprechend klein sein, da die Güte der Verbrennung im hohen Maße von der Größe dieses Verhältnisses abhängt. Je größer die Koks-

stücke, je dichter der Koks, desto mehr Kohlenstoff verbrennt zu Kohlensäure, desto besser die Ausnutzung seines Brennwertes. Die ziffermäßige Darstellung des Einflusses der Stückgröße der Gichtmaterialien ist schwierig; nur sehr sorgfältig und vorsichtig ausgeführte Schmelzversuche könnten die nötige Grundlage ergeben. Es genügt, allgemein festzustellen, daß ungewöhnlich große Roheisenstücke oder außergewöhnlich kleine Koksstücke eine außerordentlich hohe Satzkoksmenge erfordern, daß also der Kupolofenbetrieb in einem solchen Falle unregelmäßig bzw. ungleichmäßig ist.

Bezüglich des als Zuschlag verwendeten Kalksteines wäre der Vollständigkeit halber zu erwähnen, daß derselbe möglichst wenig Kieselsäure enthalten und zwecks guter Verschlackung der Koksasche kleinstückig sein soll. Gewöhnlich wird er im ungebrannten Zustand aufgegeben. Die Vertreibung der Kohlensäure erfordert auf 1 kg Kalkstein mit 43 % Kohlensäure etwa 406 WE., d. i. bei einem Kalkzuschlag von 25 % des Koksgewichtes auf 1 kg Koks 101 WE., was bei einem absoluten Heizeffekt des Koks von 7000 WE. einen Wärmeverlust von 1,44 % bedeutet. In Gießereien, welche sich zufällig in der Nähe von Kalkbrennöfen befinden und sich gebrannten Kalkstein entsprechend billig beschaffen können, ließe sich diese immerhin hohe Wärmeausgabe ersparen. Besonders bei niedrigen Oefen, die mit anhaftendem Sand stark verunreinigtes Roheisen mit aschen- und schwefelreichem Koks verschmelzen, wo also der Kalksteinzuschlag sehr hoch (40 % des Koksgewichtes) sein muß, würde sich die Verwendung gebrannten Kalksteines als Zuschlag empfehlen.*

Theoretisch genommen wird der Geldaufwand für den Brennstoff zum Brennen des Kalkes im Kupolofen höher sein, als zum Brennen im Kalkofen, da im ersten Falle teurer Stückkoks, im zweiten Falle Abfallkoks oder ein anderes minderwertiges Brennmaterial verwendet wird. In gewöhnlichen Verhältnissen wird in der Praxis diese Ersparnis fast gänzlich unmerklich bleiben. Nur bei Verwendung von schwefelreichem Koks, wo vom Zuschlagskalkstein eine ausgiebige entschwefelnde Wirkung

* Wir halten diesen Vorschlag nur ausnahmsweise da für angebracht, wo die Kokspreise so hoch sind, daß nicht allein die Mehrkosten für den gebrannten Kalk gegenüber dem rohen Kalkstein aufgewogen werden, sondern sich noch weitere Ersparnisse erzielen lassen. Es ist zu berücksichtigen, daß gebrannter Kalk beim Lagern sehr rasch Wasser und Kohlensäure wieder aufnimmt und dadurch der Zweck des Brennens verloren geht. Andererseits kann bei außergewöhnlich hohem Kalksteinzuschlag als Folge des Wärmeverbrauchs für die Zersetzung des Karbonats und durch die Vermehrung der Gasmenge eine Erniedrigung der Gastemperatur erreicht werden.

* „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 17 S. 599.

Anmerkung der Redaktion.

verlangt wird, kann der Vorteil des gebrannten Kalksteines zum Ausdruck kommen. Versuche über Schwefelaufnahme des Kalksteines bei verschiedenen Temperaturen, welche in „Stahl und Eisen“ 1905 Nr. 12 S. 698 veröffentlicht sind, beweisen, daß die Schwefelaufnahme hauptsächlich erst nach Vertreibung der Kohlensäure aus dem Kalkstein erfolgt, wie nachstehende Angaben zeigen:

Temperatur des Kalksteines (CaCO ₃)	Vom Kalkstein aufgenommenener Schwefel in % des gesamten vergasteten Schwefels
250°	10,26 %
500°	16,68 %
600°	47,05 %
800°	68,08 %
900°	85,74 %
1000°	91,83 %

Es liegt die Vermutung nahe, daß bei Verwendung fertig gebrannten Kalksteines als Zuschlag die Schwefelaufnahme mit steigender Temperatur rascher erfolgen wird als beim ungebrannten Kalkstein, daß also in Fällen, wo auf eine möglichst vollständige Schwefelaufnahme des Kalksteines ein besonderes Gewicht gelegt werden muß, die Verwendung gebrannten Kalksteines angezeigt ist.

Der Einfluß der Arbeitsweise der Gießerei auf die Betriebsweise des Kupolofens und somit auch auf die Koksrechnung muß ganz besonders hervorgehoben werden. In Gießereien, in welchen die sämtlichen während eines oder mehrerer Tage fertiggestellten Formen auf einmal abgegossen werden, wird der Kupolofen in der Regel nur auf zwei bis vier Stunden angeblasen und vom Anfang bis zum Ende des Schmelzens gleichmäßig betrieben. In Gießereien aber, in welchen den ganzen Tag hindurch geformt und gegossen wird, verbleibt der Kupolofen etwa 10 Stunden im Betrieb, ohne aber ganz gleichmäßig, wie im ersten Fall, betrieben zu werden. Dies geht aus folgender Betrachtung hervor: In beiden Fällen betrage die täglich zu schmelzende Eisenmenge etwa 20 000 kg; im ersten Fall wird ein Ofen von etwa 7000 kg stündlicher Schmelzleistung diesen Betrag in etwa 3 Stunden niederschmelzen; im zweiten Falle wäre — theoretisch genommen — ein Kupolofen von etwa 2000 kg stündlicher Schmelzleistung erforderlich. Ein solcher Ofen erweist sich aber in der Praxis als viel zu klein, da es unmöglich ist, die Formerarbeit so einzuteilen, daß der Bedarf an flüssigem Roheisen für die Zeitlichkeit den ganzen Tag hindurch ganz gleichmäßig wäre. Der Former muß jedesmal sogleich nach Fertigstellung seiner Form so viel flüssiges Eisen erhalten, wie er benötigt, und darf beim Kupolofen niemals warten. Das Warten auf das Eisen wäre aber bei einem so kleinen Ofen sehr oft unvermeidlich und würde eine Herabsetzung der Tagesleistung der Gießerei zur Folge haben.

Aus diesem Grunde muß der Ofen etwa für die 1½- bis 2fache stündliche Schmelzleistung gewählt werden; aber in einem solchen Falle

muß der Ofengang bei geringerem Eisenbedarf der Gießerei verlangsamt, ja sogar bisweilen ganz unterbrochen werden. Jede Verlangsamung oder Unterbrechung des Kupolofenganges zieht aber infolge minder guter Verbrennung des Koks und infolge größerer Strahlungsverluste des Ofens einen höheren Satzkokbedarf nach sich, vorausgesetzt, daß das Eisen gleich überhitzt bleiben soll. Die Kosten des höheren Koksauflandes sind jedoch bedeutend geringer, als der durch Verringerung der Tagesleistung der Gießerei verursachte Schaden. Daraus erklärt es sich, daß in Gießereien mit fortwährendem Gießen und Formen die Kupolöfen stets größer gewählt werden, als es die genaue Berechnung ergibt. Wir haben also bei Beurteilung der Betriebsergebnisse der Kupolöfen stets zwischen einem kontinuierlichen und einem intermittierenden Betrieb zu unterscheiden und werden finden, daß der Koksaufland bei sonst gleichen Umständen im letzteren Falle um etwa 20 bis 30% höher sein wird als im ersten Fall.

Schließlich sei noch kurz auf den Einfluß der Größe der einmaligen Schmelzung auf den Gesamtkoksaufland hingewiesen. Es ist ohne weiteres klar, daß die Koksrechnung je nach dem Verhältnis der Größe der Schmelzung zur Schmelzzeit — auch bei sonst gleichen Umständen — verschieden sein wird.

Beachtet man somit bei Beurteilung von Betriebsergebnissen der Kupolöfen die obigen vier Faktoren (1. Ueberhitzungsgrad des flüssigen Roheisens, 2. Beschaffenheit der Gichtmaterialien, 3. Arbeitsweise der Gießerei, 4. Größe der einmaligen Schmelzung), so wird man es leicht erklärlich finden, daß sogar ein und derselbe Ofen — auch bei sonst richtiger Betriebsführung — verschiedene Resultate ergeben kann, je nach den Bedingungen, unter denen er arbeiten muß. Daraus folgt auch, daß der Koksverbrauch eines Kupolofens an und für sich — ohne nähere Angabe der Arbeitsbedingungen — nicht als unbedingt richtiger Maßstab der Zweckmäßigkeit der Konstruktion und der Richtigkeit der Betriebsführung des Ofens angesehen werden kann. Es ist weiter klar, daß ein Streit um die Vollkommenheit dieses oder jenes „Ofensystems“, welcher nur auf Grund des Koksverbrauches geführt wird, bei welchem oben angeführte Faktoren nicht berücksichtigt werden, nicht leicht mit der Versöhnung der streitenden Parteien schließen kann.*

Es erübrigt noch, jene Faktoren näher zu beleuchten, welche von der Zweckmäßigkeit der Konstruktion und der Richtigkeit der Betriebsführung des Kupolofens abhängen und auf den Koksverbrauch einen wesentlichen Einfluß ausüben.

* Vergl. auch die Ausführungen des Amerikaners W. J. Keep, „Stahl und Eisen“ 1908 Nr. 3 S. 90.

Es sind dies: 1. die Art der Verbrennung des Koks, 2. das Maß der Ausnutzung der erzeugten Wärme für den Schmelzprozeß. Der im Koks enthaltene Kohlenstoff soll vollständig verbrennen; da aber vollständige Verbrennung einen großen Luftüberschuß erfordert, der letztere jedoch sowohl die Verbrennungs-

temperatur herabsetzt, als auch großen Wärmeverlust durch Gichtgase nach sich zieht, begnügt man sich in der Praxis mit einer annähernd vollständigen Verbrennung. Den Einfluß der Verbrennungsweise des Koks auf das Maß der Ausnutzung seines Brennwertes veranschaulicht nachstehende Tabelle II:

Tabelle II.

„Verbrennungsverhältnis“ v*	Vollst. Ver- brennung	90	80	70	60	50	40	30	20	10	Unvoll- kommene Ver- brennung
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	
1 kg C gibt WE.	8137	7568	6999	6430	5861	5293	4724	4155	3586	3017	2448
Verlust in WE.	0	569	1138	1707	2276	2844	3413	3982	4551	5120	5689
Ausnutzung des Brennwertes %	100	93,01	86,01	79,02	72,03	65,05	58,05	51,06	44,07	37,08	30,08

Bei einem „Verbrennungsverhältnis“ $v = \frac{70}{30}$ beträgt der Verlust infolge unvollständiger Verbrennung bereits 20,98%, bei $v = \frac{50}{50}$ beträgt der Verlust etwa 35%. Es ist daher von größter Bedeutung, den Kupolofen so zu betreiben, daß eine möglichst vollständige Verbrennung erzielt wird. Je geringer der Luftüberschuß ist, mit welchem eine günstige Verbrennung erreicht wird, desto richtiger die Konstruktion und Betriebsführung des Kupolofens. Auch hier sehen wir, daß die Schmelzkoksrechnung allein für die Vollkommenheit eines bestimmten Ofensystems nicht maßgebend ist, daß vielmehr die Summe des „Schmelzbrennstoffes“ und des „Kraftbrennstoffes“ das Maß der Vollkommenheit der Ofenanlage angibt.**

Die durch Verbrennung des Brennstoffes erzeugte Wärmemenge soll ausschließlich zum Schmelzen und Ueberhitzen des Eisens dienen. In der Praxis ist aber eine vollständige Ausnutzung der erzeugten Wärme für den Schmelzgang allein unerreichbar. Das Schmelzen und Ueberhitzen der Schlacke, die Verdampfung des Wassergehaltes der Gichtmaterialien, die Vertreibung der Kohlensäure aus dem Kalkstein erfordert beträchtliche Wärmemengen; außerdem geben die Gichtgase nicht die gesamte Wärme an die Gichtmaterialien ab, sondern entweichen bei richtig betriebenen und zweckmäßig gebauten Öfen mit einer Temperatur von 80 bis 300° C.; endlich geht infolge Ausstrahlung des Ofens viel Wärme verloren. Folgende Wärmebilanz des Kupolofen-Schmelzens gibt darüber klaren Aufschluß (Tab. III):

Tabelle III. — Wärmebilanz.

Erzeugung.				Verwendung.			
Koksgicht 7% Koks mit 80% C	für 1 kg	Zusammen WE.	In %	Abbrand 1%	1 kg	Zusammen WE.	In %
70% C zu CO ₂ : 3,92 kg	8137	31897		Zum Schmelzen von 99 kg flüssiges Eisen (1260°)	290	28710	71,2
30% C zu CO : 1,68 kg	2448	4113		4 kg Schlacke	450	1800	6,9
Kohlenstoff des Koks liefert Wärme aus Schwefel- und Wasser- stoffgehalt (- 5% H ₂ O)	176	1232		0,35 kg Wasser	636	223	
Wärme a. d. Koks	5320	37242	92,4	0,80 kg CO ₂ a. Kalkstein	943	754	8,1
0,25 kg Si zu SiO ₂	7830	1957		Wärme f. d. Schmelzproz.		31487	
0,35 kg Mn zu MnO	1723	603		50 cbm. Gase von 200° C. u. spez. Wärme 0,3265 p. cbm.		3265	
0,20 kg Fe zu FeO	1352	270		Differenz für Ausstrahlung des Ofens		5565	13,8
0,10 kg C zu CO	2448	245		Summa		40317	100,0
Wärme a. d. Eisen		3075	7,6				
Summa		40317	100,0				

Der Wärmebedarf zum Schmelzen und Ueberhitzen des Eisens und der Schlacke, zur Verdampfung des Wassers und zur Vertreibung der

Kohlensäure (also für den Schmelzprozeß im weiteren Sinne) beträgt für 1 kg flüssiges Eisen bei einer Ueberhitzung auf 1260° C. 314,87 WE., rund 320 WE. Die Gichtgase entführen 8,1%, auf die Strahlungsverluste des Ofens entfallen 13,8% der gesamten Wärme. Indem bei folgenden Rechnungen zwecks Vereinfachung der Rechnung nur der Kohlenstoff des Koks als Brennstoff berücksichtigt und die Wärme aus dem Wasserstoff- und Schwefelgehalt des Koks, wie auch die Wärme aus der Verbrennung der Eisenbestandteile

* Das Verhältnis $v = \frac{x\% \text{ C zu CO}_2}{(100-x)\% \text{ C zu CO}}$ sei im folgenden mit dem Ausdruck „Verbrennungsverhältnis“ bezeichnet. Aus demselben kann auf die Ausnutzung des Brennwertes leichter und richtiger geschlossen werden, als aus dem prozentualen Gehalt der Gichtgase an Kohlensäure.

** Angenommen, daß die zum Betrieb des Gebläses erforderliche Kraft in letzter Linie aus einem Brennstoff stammt.

(Silizium, Mangan, Eisen, Kohlenstoff) vernachlässigt wird, sollen auf Strahlungsverluste — wie leicht ermittelt werden kann — nur 3,5%, rund 5% von der erzeugten Kohlenstoffwärme in Abzug gebracht werden. Obige Wärmebilanz zeigt uns deutlich, daß bei einem bestimmten Ueberhitzungsgrad des flüssigen Eisens der Koksbedarf vorwiegend von dem „Verbrennungsverhältnis“, von der Größe der Ausstrahlung und von der Gichtgastemperatur abhängt. Der Einfluß des „Verbrennungsverhältnisses“ wurde bereits

erläutert. Bezüglich der Ausstrahlung des Ofens ist nur zu erwähnen, daß dieselbe von dem Ofengang abhängt. Dieselbe wird beim heißen und langsamen Schmelzen größer sein als beim kalten und forzierten Ofengang. Daraus folgt, daß schon aus diesem Grunde Kupolöfen der Großgießereien, welche vorwiegend schwach überhitztes Roheisen verwenden, günstigere Koks-ergebnisse aufweisen werden, als heißgehende Öfen der Kleingießereien.

(Schluß folgt.)

Ueber Eisenlegierungen und Metalle für die Stahlindustrie.

Von Ingenieur Wilhelm Venator in Düsseldorf.

(Fortsetzung von Seite 86.)

Ohne auf die Herstellung des Aluminiums näher einzugehen (ich verweise auf die erschöpfende Darstellung von W. Borchers*), möge die Mitteilung genügen, daß als Ausgangsrohmaterial der Bauxit und der Kryolith Verwendung finden. Aus ersterem wird die Tonerde auf chemischem Wege gewonnen. Der Kryolith dient nur als Lösungsmittel für die Tonerde. Da bedeutende Mengen von Bauxit in Frankreich (Alpes maritimes, l'Ariège, Bouches du Rhône, l'Hérault et le Var) und in den Vereinigten Staaten (Alabama, Arkansas und Georgia) sowie an anderen Orten (Irland, Italien) erschlossen sind, so wird der Bedarf an diesem Rohmaterial für lange Zeit ge-

deckt sein. Der Kryolith stammt aus Grönland und Skandinavien.

Ueber Bauxit hat Ernest F. Burchard** eine Studie mit ausführlicher Literaturangabe veröffentlicht. Untenstehende Tabellen, dieser Abhandlung entnommen, zeigen die Bedeutung des Bergbaues auf Bauxit. Nachstehende Gesellschaften befassen sich mit der Gewinnung von Bauxit:

Union des Bauxites, Montpellier,
Société des Bauxites de France, Marseille,
Antrim Iron Ore Co., Cushendall (Irland),
Crosmellin Mining Co., Cargan (Irland),
Bauxite Co., Ballymore (Irland),
General Bauxite Co., Bauxite (Arkansas).

I. Weltproduktion.

Ver. Staaten:	1903		1904		1905	
	t	g	t	g	t	g
Frankreich:	48 087	171 306	47 661	235 704	48 129	240 292
England:	131 781	226 798	74 449	131 229	101 373	205 738
	6 128	7 368	8 700	8 340	7 300	8 880
	185 996	405 472	130 810	375 273	156 807	454 910
		1 662 436		1 538 619		1 865 131

II. Produktion, Einfuhr und Verbrauch in den Vereinigten Staaten.

	Produktion		Einfuhr		Verbrauch	
	t	g	t	g	t	g
1902	27 382	121 465	15 900	34 410	43 112	175 875
1903	48 087	171 306	14 889	49 684	62 976	220 990
1904	47 661	235 704	15 374	49 257	63 035	285 961
1905	48 129	240 292	11 726	46 517	59 805	286 809
1906	75 382	368 311	17 809	63 221	93 140	431 532

Der Wert für die Tonne stellt sich nach diesen Angaben auf 10 bis 12 *M.* In Frankreich kostet die Tonne Bauxit 20 Fr. franko Bord Marseille.

Die Zusammensetzung des Bauxites geht aus folgenden Analysen hervor:

Bauxit von Antrim		von Beaux bei Arles	
	%	%	%
Al ₂ O ₃	56	52	60,18
Fe ₂ O ₃	3	27,6	23,99
SiO ₂	12		
TiO ₂	3		1,23
H ₂ O	26	20,4	0,52

Bezüglich der Herstellungskosten des Aluminiums vermag ich keine Angaben zu machen, da solche nicht veröffentlicht werden. Es ist aber anzunehmen, daß bei einem Preise von 3 *M.* f. d. kg beträchtliche Gewinne erzielt werden. In Frankreich soll die Rede von einem Verkaufspreise für 1908 von 1,60 Fr. f. d. kg sein. Berücksichtigt man den großen Kraftverbrauch, die nicht geringen Kosten der Erzeugung der reinen Tonerde, den bedeutenden Elektrodenverbrauch, die hohen Amortisationskosten der Anlagen, so dürfte trotz der gesteigerten Produktion ein solcher Preisrückgang noch nicht so nahe bevorstehend sein. R. Pitaval gibt die Gesteigungs-

* „Electrometallurgie“ 1903 S. 92.

** „The Mining Journal“ 1907 S. 373.

kosten von 100 kg Aluminium zu 150 bis 200 Fr. an.*

Von den Eigenschaften des Aluminiums interessiert besonders seine Fähigkeit, die Oxyde und andere Verunreinigungen des Stahles zu reduzieren bzw. zu entfernen. W. Borchers erklärt die günstige Wirkung daraus, „daß das Aluminium in dem Eisen eine sehr große Diffusionsgeschwindigkeit besitzt und bei seiner eigenen stark reduzierenden Wirkung auf Sauerstoff-Verbindungen, mit denen es auf seinem Wege durch die geschmolzene Masse zusammentrifft, nun durch die hierdurch freiwerdende Reaktionswärme den Eintritt anderer, sonst erst nach dem äußeren Erstarren des Metalles langsam vor sich gehender Reaktionen beschleunigt. Das vergossene Metall wird auf diese Weise so schnell gereinigt, daß nun auch wieder die Erstarrungszeit abgekürzt wird, wodurch etwaige Entmischungen beilegerter Bestandteile verhindert, die Homogenität, Dichte und Zugfestigkeit erhöht werden.“ Man rechnet bei Martinstahl 50 bis 150 g, bei erblasenem Stahl 80 bis 200 g, bei überblasenem Stahl natürlich mehr Aluminium auf die Tonne. Ein zu großer Zusatz erhöht die Lunkerbildung und bewirkt eine Kohlenstoffausscheidung und eine Veränderung des Stahles. Das Aluminium wird in Form von Blöckchen oder Plättchen dem Stahle zugesetzt. Nach mir gemachten Mitteilungen eignet sich im Stahlgießereibetrieb die Form dünner Plättchen von bestimmten Abmessungen und Gewichten am besten.

Gewöhnlich kommt das Aluminium in Barren und eingekerbten Blöckchen in den Handel, z. B. $376 \times 40 \times 28$ mm, $470/500 \times 90/75 \times 85$ mm, $505/520 \times 230/240 \times 110/130$ mm. Aus falscher Sparsamkeit verwenden manche Werke Aluminium, welches aus Abfällen zusammengeschmolzen ist und oft an Reinheit sehr zu wünschen übrig läßt. Die Verwendung solchen Aluminiums, besonders mit größerem Gehalte an Kupfer, dürfte zu großen Unzuträglichkeiten führen. Die Verwendung möglichst reinen Aluminiums, wie solches von Neuhausen in bester Qualität geliefert wird, ist im Stahlbetriebe anzuraten. Das sog. Reinaluminium enthält gewöhnlich 98/99 % Aluminium.

Nach Dr. B. Kosmann** ist dasselbe wie folgt zusammengesetzt:

	%		%
Al	98,52	Fe	0,05
Geb. C	0,42	Cu	0,06
Graph. C . . .	0,72	Pb	0,04

Eine Analyse Neuhausener Aluminiums ergab:***

	%		%
Al	99,20	Krist. Si	0,11
Fe	0,25	Cu	Spur
Geb. Si	0,44		

Nach neueren Untersuchungen* enthält Aluminium auch geringe Mengen von Stickstoff und zwar 0,14 %, 0,07 %, 0,11 %, 0,12 %, 0,09 %. Der Stickstoff entweicht beim Kochen des Aluminiums mit Aetzatron in Form von Ammoniak.

Bemerkt sei, daß das spezifische Gewicht des Aluminiums 2,6 bis 2,7, sein Schmelzpunkt 657° C. beträgt.

Eine Verwendung des Aluminiums in großen Mengen findet statt bei der Herstellung der kohlenstofffreien Metalle nach dem aluminothermischen Verfahren von Dr. Th. Goldschmidt und zur Erzeugung des Thermits. Da über diese so interessanten Verfahren bereits mehrere Abhandlungen in „Stahl und Eisen“ erschienen sind,** so erübrigt sich ein näheres Eingehen.

Auch die Verbindungen des Eisens mit Aluminium werden in der Stahlfabrikation benutzt. Dieselben werden entweder im elektrischen Ofen durch Reduktion eines Gemisches von Tonerde mit Eisen oder durch Lösen des Aluminiums in geschmolzenem Eisen hergestellt und von mancher Seite empfohlen. Der Aluminiumgehalt beträgt gewöhnlich 10 bis 20 %. Diese Legierungen sollen als Ersatz des Reinaluminiums dienen und die Zugfestigkeit des Stahles erhöhen. Der Zusatz schwankt zwischen 0,3 bis 5 %. In England wird auch Ferroaluminium-Silizium nachstehender Zusammensetzung erzeugt:

	%		%
Si	45,65	Mg	—
Fe	44,15	C	0,55
Mn	Spur	S	0,01
Al	9,45	P	0,027
Ca	—	Cu	Spur

Meiner Ansicht nach ist das reine Aluminium jedoch entschieden vorzuziehen, da die Eisenlegierung jedenfalls anders diffundiert und der entsprechende größere Zusatz den Stahl abkühlen muß.

In neuerer Zeit werden auch Legierungen von Eisen und Aluminium hergestellt, welche sich durch Leichtigkeit und große Widerstandsfähigkeit auszeichnen und im Automobilbau Verwendung finden.

Bekanntlich legiert sich das Aluminium mit dem Eisen sehr schwer, und es erfordert besondere Aufmerksamkeit, Legierungen von bestimmter Zusammensetzung und mit den gewünschten Eigenschaften herzustellen. Der Firma O. Gruson & Co. in Magdeburg-Buckau ist es nach vielen Versuchen gelungen, ein einwandfreies Material zu erzeugen, welches bei einem spezifischen Gewicht von nur 2,9 bis 3 Festigkeiten von etwa 18 kg f. d. qmm und 5 % Dehnung, und etwa 20 bis 24 kg f. d. qmm und 1 bis 2 % Dehnung aufweist. Diese Legierung,

* „Le Génie civil“ 1907 Nr. 3 S. 41.

** „Stahl und Eisen“ 1890 Nr. 8 S. 695.

*** „Stahl und Eisen“ 1892 Nr. 4 S. 204.

* „The Foundry Trade Journal“ 1907 S. 172.

** „Stahl und Eisen“ 1903 Nr. 1 S. 75; 1903 Nr. 13 S. 799; 1901 Nr. 11 S. 545; 1902 Nr. 17 S. 966.

„Albidur“, ist für den Automobilbau von der größten Bedeutung geworden, da z. B. ein vollständiges Gehäuse für einen größeren Motor wiegt:

aus Gußeisen	118 kg
aus einer französischen Aluminiumlegierung	50 „
aus Albidur-Aluminium	38 „

Die Gewichtersparnis gegen Gußeisen ist also 80 kg, gegen die französische Legierung noch 12 kg. Das Albidur ist von schöner weißer Farbe und oxydiert sich weder an der Luft noch im Wasser. Dieses Material findet bereits vielfache Verwendung zu Konstruktionsteilen, bei welchen es auf Leichtigkeit und gefälliges Äußere ankommt. Der Preis beträgt 4,20 bis 5,50 *M* f. d. kg, je nach der Kompliziertheit der Gußstücke. Vermöge seiner guten Eigenschaften hat sich das Albidur schnell Eingang verschafft, so daß die besagte Firma bereits im Monat 10 000 kg Fabrikate herstellt.

Schließlich soll nicht unerwähnt bleiben, daß das Aluminium und seine Legierungen für den Bau von lenkbaren Luftfahrzeugen wegen ihrer Leichtigkeit von der größten Wichtigkeit geworden ist. Die leichten und trotzdem widerstandsfähigen Legierungen des Eisens und Aluminiums lassen die Konstruktion kompender und doch kräftiger Motoren zu.

V. Ferrochrom.

Wenn Ferromangan, Ferrosilizium, Ferromangansilizium in erster Linie für die allgemeine Stahlfabrikation dienen, so haben die Ferrochrome als Zusatzmaterial für die Spezialstähle Bedeutung erlangt. Die Legierungen des Eisens mit Chrom sind bereits seit dem Jahre 1820 durch die Studien Faradays und Stodarts, sowie durch die grundlegenden Arbeiten Berthiers* bekannt. Diesem Forscher gelang es, Ferrochrom mit 17% Chrom und Stähle mit 1 bis 1½% Chrom, welche sich durch große Damaszierung auszeichneten, darzustellen. Er sprach damals schon die Ansicht aus, daß das Ferrochrom das geeignetste Material sei, um dem Stahl Chrom zuzuführen.

Erst 40 Jahre später beschäftigte sich Baur damit, das Chrom in den Stahl durch Zusatz von Chromerzen zu bringen. Da seine langjährigen Versuche ergebnislos waren, so kehrte er zur Ansicht Berthiers zurück, daß nur durch Verwendung von Ferrochrom mit bestimmtem Prozentgehalt das Ziel erreicht werden könne.

Weitere Versuche wurden ausgeführt durch Fremy und Dr. Percy und im Jahre 1861 durch R. Mushet. 1870 berichtete A. Parkes über Chromlegierungen, doch ist es nicht bekannt geworden, ob er seine Ideen in die Praxis übersetzt hat. Biermann in Hannover gab an,

daß er Ferrochrom bereits 1873 hergestellt und der Firma Hadfield im Juli 1877 Ferrochrom mit 10 bis 30% Chrom zum Preise von 2 sh per lb = 5000 *M* f. d. Tonne geliefert habe.

Nach Ansicht Hadfields muß Baur, der im Jahre 1865 ein Patent nahm, Stahl durch Zusatz von Chrom zähe und hart zu machen, die Priorität bezüglich der Darstellung von Chromstahl im großen zugestanden werden. Brüstlein von der Firma Holtzer & Co. in Unieux ist es alsdann 1866 gelungen, Ferrochrom von bestimmtem Chrom- und Kohlenstoffgehalt zu erzeugen, welches zu Chromstahl geeignet war. Besagte Firma stellte im Jahre 1889 in Paris eine Sammlung von Chromstählen aus. Seit dem Jahre 1886 kann von einer Ferrochrom-Industrie gesprochen werden, eine Industrie, welche seit dieser Zeit die größten Fortschritte gemacht hat, besonders nachdem es gelungen war, auch niedriggekohltes Ferrochrom zu erzeugen.

Man unterscheidet: 1. gewöhnliches Ferrochrom; 2. raffiniertes Ferrochrom.

Ursprünglich wurde die Legierung in Unieux, Essen, Sheffield, Schweden und Brooklyn in Tiegeln durch Reduktion von Chromeisenstein bei sehr hoher Temperatur dargestellt. Das fein gemahlene Erzpulver wurde mit 6 bis 8% Holzkohle oder Anthrazit innig gemischt und unter Verwendung geeigneter Flußmittel — Kalk, Borax, Fluoride, Flaschenglas usw. — geschmolzen. Während in Frankreich Erze mit 22% Chrom und 14% Eisen Verwendung fanden, benutzte man in den Vereinigten Staaten solche mit Gehalten von 21 bis 46% Chrom. In späterer Zeit wurde im Hochofen unter Verwendung von Gebläsewind Ferrochrom von 60 und mehr Prozent erblasen. Diese Legierungen enthielten bis zu 12% Kohlenstoff.

Vosmaer gibt an, daß das Chromerz sich nicht leicht im Hochofen reduzieren läßt und daß der Verbrauch an Brennmaterial noch höher ist, als bei der Herstellung hochprozentigen Ferromangans. Eine Tonne Ferrochrom erfordert mindestens 3 t Brennmaterial; dabei ist eine hohe Windtemperatur und starke Pressung nötig. Da das Chrom große Mengen von Kohlenstoff und zwar in gebundener Form aufnimmt, so enthalten die gewöhnlichen Ferrochrome 9, 10 bis 12% Kohlenstoff, wodurch eine schnelle Erstarrung begründet ist. Obschon es theoretisch möglich ist, aus Chromerzen mit 50 bis 60% Cr₂O₃ und 20% FeO Ferrochrom mit 65% Chrom im Hochofen zu erzeugen, so enthielten die Ferrochrome in der ersten Zeit nur etwa 40% Chrom. Wegen der Schwerschmelzbarkeit der Chromlegierungen gestaltete sich der Prozeß im Hochofen sehr schwierig, wodurch der Gestehungspreis ein hoher war. Ferrochrom mit 60% und 12% Kohlenstoff wurde zu 1400 *M* f. d. Tonne verkauft. Im Jahre 1884 wurden

* „Sur les alliages du chrome avec le fer et l'acier“.

für Ferrochrom mit 16 bis 19% Chrom in Schweden noch 2500 bis 4800 K bezahlt.

Das Ausgangs-Rohmaterial bildet der Chrom-eisenstein, welcher in genügend großen Mengen in Klein-Asien, Neu-Kaledonien, Neu-Süd-wales, Kanada, in den Vereinigten Staaten, in Ungarn usw. gewonnen wird. Die zur Ferrochrom-Darstellung geeigneten Erze sollen möglichst wenig Kieselsäure enthalten und einen möglichst hohen Chromgehalt aufweisen. O. J. Steinhart* veröffentlicht nachstehende Analysen:

	Türkel	Neu-Kaledonien	Türkel	Neu-Kaledonien
	%	%	%	%
Cr ₂ O ₃	51,7	55,7	CaO	1,7
FeO	14,2	13,2	II ₂ O	0,3
Al ₂ O ₃	14,1	16,2	MnO	—
MgO	14,3	9,8	P ₂ O ₅	0,05
SiO ₂	3,5	0,2		

Chrom-eisenstein von Oblisbo, Kalifornien.**

Cr	52,68 %	FeO	11,77 %
Al ₂ O ₃	11,40 "	MnO	0,15 "
Fe ₂ O ₃	3,52 "	SiO ₂	3,40 "
MgO	16,23 "	H ₂ O	0,94 "

Die Weltproduktion an Chromeisenstein wird auf etwa 80 000 t geschätzt, von welchen jedoch ein großer Teil zur Herstellung von Chromaten und zur Ofenausfütterung gebraucht wird. Der Preis für Chromerze schwankt innerhalb kleiner Grenzen und beträgt für 50%iges türkisches Erz 60 bis 65 Fr. cif französische Häfen, für neukaledonisches 65 bis 70 Fr. f. d. Tonne. In England wird die Tonne nach O. J. Steinhart mit 70 sh bewertet. Der Wert der jährlich gewonnenen Erze dürfte auf etwa 6 000 000 *ℳ* zu schätzen sein.

Die Zusammensetzung des in Tiegeln erschmolzenen Ferrochroms geht aus nachstehenden von R. Busek in Wien veröffentlichten Analysen hervor:

	I.	II.	III.	IV.
Chrom	36,22 %	19,80 %	67,15 %	48,70 %
Geb. C	— "	3,80 "	5,40 "	— "
Graphit	— "	— "	— "	7 "
Mangan	— "	0,33 "	— "	— "
Schwefel	— "	— "	0,30 "	— "

Im Hochofen erblasenes Ferrochrom enthält:***

	I.	II.	I.	II.
Cr	45,40 %	60,0 %	Mn	0,4 %
Fe	44,90 %	30,0 %	S	0,05 %
C	8,6 %	9,1 %	P	0,05 %
Si	0,6 %	0,5 %		

Houghton† veröffentlicht folgende Analysen:

	%	%	%	%	%	%
Cr	41,39	37,30	34,60	27,21	20,51	13,50
Mn	1,84	1,95	1,55	1,68	2,73	2,30
Si	0,21	0,35	0,36	0,28	0,13	0,14
P	0,052	0,008	0,048	0,044	0,065	0,04
C	7,12	6,39	5,52	5,83	5,94	5,34
S	—	0,022	0,028	0,028	—	0,021

* Notes on Metals and their Ferro-Alloys in the Manufacture of alloy steels; „The Mining Journal“ 1906 S. 128.

** „Stahl und Eisen“ 1892 Nr. 13 S. 636.

*** Percy Lougmuir: „Elementary practical Metallurgy“ S. 80.

† „The Foundry Trade Journal“ 1907 S. 424.

Durch die Einführung der elektrischen Oefen entstand auch ein Umschwung in der Herstellung der Ferrochrome, so daß zurzeit diese Legierungen meistens elektrisch dargestellt werden. Die Gesteungskosten sind wesentlich ermäßigt, während die Qualität der erzeugten Legierungen erheblich verbessert worden ist. Man ist in der Lage, nicht nur die gewöhnlichen Legierungen mit hohen Kohlenstoffgehalten, sondern auch die sogenannten raffinierten mit ganz niedrigen Gehalten herzustellen, so daß heute eine ganze Reihe von Ferrochromen auf den Markt gebracht wird. Die Einzelheiten der Verfahren werden geheim gehalten; es ist jedoch bekannt, daß die Chromerze mit Anthrazit gemischt im elektrischen Ofen geschmolzen werden. Das erzeugte Ferrochrom enthält 60 bis 65% Chrom und 9 bis 10% Kohlenstoff. Je nach den lokalen Verhältnissen und nach den Kosten der Wasserkraft sollen sich die Gesteungskosten einer Tonne auf etwa 300 *ℳ* belaufen.* Dabei ist angenommen, daß zur Erzeugung der Legierung f. d. Tonne und Jahr 1,21 P.S. erforderlich sind:

2 t Chromerz (50% Cr) zu 70 <i>ℳ</i>	140 <i>ℳ</i>
1,21 P.S.-Jahr zu 80 <i>ℳ</i>	96 "
Löhne, Abnutzung, Elektroden	30 "
Zusammen	266 <i>ℳ</i>

Das gewöhnliche Ferrochrom wird besonders in den bekannten französischen Werken und von der Wilson Aluminum Company erzeugt. Die amerikanischen Werke in Kanawha Falls und Holcomb Rocks, Virginia, benutzen drei Dynamos von 800 KW. und schmelzen in runden, viereckigen und rechteckigen Tiegelöfen mit 110 Volt Spannung und 22 000 Ampère. Beide Werke sollen monatlich 200 bis 250 t Ferrochrom erzeugen können. Die Girod-Werke in Ugine sollen jährlich etwa 2000 t Ferrochrom herstellen.**

Die deutsche Stahlindustrie ist vornehmlich auf die französischen Werke angewiesen, welche nach Mitteilungen der Firma L. Weil & Reinhardt nachstehende Sorten gewöhnlichen Ferrochroms liefern:

Chrom-gehalt %	Kohlenstoff-gehalt %	Chrom-gehalt %	Kohlenstoff-gehalt %
1. 60 bis 70	7,5 bis 9	3. 60 bis 70	4 bis 6
2. 60 " 70	6 " 8	4. 60 " 70	3 " 4

Diese Legierungen werden auf Basis 60% ± einem entsprechenden Betrage für mehr oder weniger Prozent an Chrom verkauft. Die Preise sind kleinen Schwankungen unterworfen und der Grundpreis richtet sich nach dem Gehalte an Kohlenstoff.

1. 480—500 <i>ℳ</i> ± 12 <i>ℳ</i>	3. 650—700 <i>ℳ</i> ± 20 <i>ℳ</i>
2. 500—520 " ± 15 "	4. 800—900 " ± 25 " f

* O. J. Steinhart: „The Mining Journal“ 1906 S. 128.

** „Electrochemical and Metallurgical Industry“ 1907 S. 9.

Nach den Notierungen Duclos' in Paris kosteten 1907 Ferrochrome mit 4 bis 5 % Kohlenstoff 750 Fr. = 600 *M*, mit 3 bis 4 % Kohlenstoff 1200 Fr. = 960 *M*. Nach O. J. Steinhart wird Ferrochrom mit 6 bis 8 % Kohlenstoff in England zu 23 bis 30 £ = 460 bis 600 *M* verkauft. Ferrochrom mit 7,5 % Kohlenstoff notierte 500 *M* fob Liverpool.

Die durchschnittliche Zusammensetzung der elektrisch hergestellten Ferrochrome zeigen nachstehende Analysen:

I. Ferrochrom amerikanischen Ursprungs.

Cr . . .	72,70 %	C	5,30 %
Fe . . .	21,40 "	Si	0,60 "

II. Französisches Ferrochrom.

	a	b	a	b
	%	%	%	%
Cr . . .	65,3	64,45	S . . .	0,055
C . . .	6,1	8,95	P . . .	0,034
Si . . .	0,85	0,65	Fe . .	17,246
Mn . . .	0,415	—	Al . .	—
				3,06

III. Mitgeteilt von L. Weil & Reinhardt.

	a	b	c
	%	%	%
Cr . . .	66,70 %	66,80 %	65,90 %
Fe . . .	22,80 "	24,45 "	28,12 "
C . . .	8,75 "	7,05 "	5,64 "
P . . .	0,02 "	0,02 "	0,025 "
S . . .	0,02 "	0,02 "	0,025 "
Si . . .	0,71 "	0,72 "	0,17 "
Mn . . .	0,42 "	0,35 "	0,01 "
Al . . .	0,08 "	0,10 "	0,01 "

Wenn auch diese gewöhnlichen Ferrochrome für viele Zwecke der Spezialstahlbereitung verwendbar sind, so ist der hohe Kohlenstoffgehalt störend, wenn Stähle mit höheren Chrom- und niedrigerem Kohlenstoffgehalt herzustellen sind. Hierzu bedarf es der Legierungen mit geringen Mengen von Kohlenstoff, welche allerdings zu wesentlich höheren Preisen nunmehr auch im elektrischen Ofen erzeugt werden. Das gewöhnliche Ferrochrom wird in dem Bestreben, den Kohlenstoff zu entfernen, einer Raffination unterworfen. Die Methoden und Einzelheiten werden von den in Frage kommenden Werken streng geheim gehalten. Das Ferrochrom wird in einem Gemisch von Chromeisenstein und Kalk im elektrischen Ofen entkohlt. 100 kg der in Stücke zerschlagenen Legierung werden mit 14 kg gepulvertem Chromeisenstein und 2 kg Kalk behandelt. Durch mehrmalige Wiederholung dieses Prozesses kann der Kohlenstoff unter 4⁰/₁₀ gebracht werden. Bedingung ist, daß der Ofen keinen Kohlenstoff enthält und daß der Lichtbogen zwischen den beiden Elektroden sich außerhalb des Gemisches befindet. Ueber die Verfahren, Ferrochrome mit 0,5 % Kohlenstoff und weniger darzustellen, ist nichts bekannt geworden. Diese Legierungen werden meines Wissens nur von der Société Néo-Métallurgie und der Hütte in Giffre in größeren Mengen erzeugt. Es ist selbstverständlich, daß der umständliche Prozeß der Raffination das Material sehr verteuert und daß die alleinigen Produzenten die

Preise dieses für die Schnelldrehstahlfabrikation unentbehrlich gewordenen Materials vorschreiben können. Der Preis dieser raffinierten Ferrochrome richtet sich auch weniger nach dem Gehalte an Chrom, sondern nach dem an Kohlenstoff. Dieses Material wird auf Basis von 60 % Chrom ± einem entsprechenden Betrage für mehr oder weniger Prozente gehandelt. Im allgemeinen kommen 2 Sorten in Frage:

	Cr	C
	%	%
1. Ferrochrom affiné I.	60 bis 70	0,30 bis 0,75
2. " " II.	60 " 70	1 " 2
Nr. 1 kostet	2900 bis 3000 ± 50	<i>M</i> f. d. t
" 2 " "	1800 " 1900 ± 35	" " " "

O. J. Steinhart bewertet übereinstimmend Ferrochrom mit weniger als 1 % für englische Verhältnisse mit 150 £ = 3000 *M* und mit weniger als 2 % C. mit 90 £ = 1800 *M* f. d. Tonne. Trotz des höheren Preises finden die raffinierten Ferrochrome immer größere Verwendung, besonders bei der Fabrikation der kompliziert zusammengesetzten Stähle, welche neben Kohlenstoff Chrom und Wolfram enthalten. Da dieses Material hoch bezahlt wird, so spielt der Preis bei der verhältnismäßig geringen Zusatzmenge keine große Rolle.

Die Zusammensetzung der raffinierten Ferrochrome ist eine ziemlich gleichmäßige. O. J. Steinhart gibt die folgenden Analysen:

	1. Legierung mit weniger als 1 % C	2. Legierung mit weniger als 2 % C	1. Legierung mit weniger als 1 % C	2. Legierung mit weniger als 2 % C
Cr . .	62,452	68,174	S . . .	0,009
Fe . .	36,702	29,863	Si . .	0,115
C . . .	0,555	1,271	O . . .	0,141
P . . .	0,031	0,013		0,205

L. Weil & Reinhardt stellten mir nachstehende Analysen-Ergebnisse zur Verfügung:

	1.	2.	1.	2.
	%	%	%	%
Cr . . .	67,92	67,50	S	0,01
Fe . . .	29,83	32,10	Si	0,12
C . . .	1,90	0,60	Mn	0,02
P . . .	0,01	0,01	Al	—

Houghton veröffentlicht* zwei Analysen:

	%	%	%	%
Cr . . .	69,30	63,59	S	0,04
Si . . .	0,35	0,14	C	1,47
P . . .	0,01	0,01		0,65

Dujardin teilte der Redaktion von „Stahl und Eisen“ die folgende Analyse mit:

Cr	66,12	S	0,01
Fe	32,87	P	0,01
C	0,53	Mn	—
Si	0,25	Al	—

Bemerkenswert sind bei allen Analysen die geringen Gehalte des Ferrochroms an Phosphor, Silizium und Schwefel.

Das raffinierte Ferrochrom unterscheidet sich von dem gewöhnlichen durch eine größere Festigkeit und einen ausgesprochen kristallinen

* „The Foundry Trade Journal“ 1907 S. 424.

Bruch. Die Farbe ist weißer und zuweilen finden sich Drusen mit schönen Kristallen. Je höher der Kohlenstoffgehalt ist, um so brüchiger ist die Legierung. Da die Ferrochrome nach dem Gehalte an Kohlenstoff und Chrom bewertet und verkauft werden, so sind genaue Analysen erforderlich. Es ist kaum zu vermeiden, daß häufiger Differenzen vorkommen, namentlich in den Bestimmungen des Kohlenstoffgehaltes. Die Bestimmung kleiner Mengen Kohlenstoff bietet bekanntlich große Schwierigkeiten wegen der schweren Aufschließbarkeit der Legierung. Vor allem ist eine sehr sorgfältige Probenahme nötig, da bei größeren Lieferungen eine vollständige Gleichmäßigkeit der Ware kaum gewährleistet werden kann.

An anderer Stelle ist schon darauf hingewiesen worden, daß die Ferrochrome schwer schmelzbar sind. Hadfield* gibt an, daß Ferrochrom mit 44% Chrom bei 1355° C. anfängt weich zu werden und bei 1445° C. schmilzt. Ferrochrom mit 66% Chrom schmilzt nicht vollständig, obschon die Legierung bei 1475° C. die Form verändert und weich wird. Wahrscheinlich treten Seigerungserscheinungen auf und es bilden sich leichter und schwer schmelzbare Verbindungen.

Die Verwendung des Ferrochroms ist bekanntlich eine vielseitige. Besonders dient dasselbe bei der Panzerplatten-, der Geschöß- und Werkzeugstahlfabrikation. In den Vereinigten Staaten wurde schon seit längerer Zeit der Stahl zu den Pochschuhen und -sohlen für die schweren Goldpochwerke durch einen Chromzusatz zäher gemacht.

Man schätzt die Gesamtproduktion an Ferrochrom auf etwa 5000 t jährlich, von welcher Menge 1800 t auf die Vereinigten Staaten entfallen. Nach einer Mitteilung des Generalkonsuls R. P. Skinner in Marseille** sind 1906 über Marseille 57 163 lbs = 26 000 kg exportiert worden. Nach R. S. Hutton*** beträgt die Produktion der Werke von Girod im Jahre 2000 t. Der Bedarf an Ferrochrom wird zweifellos noch erheblich steigen durch die ausgiebige Verwendung zu den komplizierter zusammengesetzten Werkzeugstählen.

VI. Nickel, Ferronickel, Ferronickelchrom.

Der günstige Einfluß, welchen ein Zusatz von Nickel auf die Eigenschaften des Stahles ausübt, hat dazu geführt, daß auch dieses Metall und einige seiner Legierungen in der Stahlindustrie benutzt werden. Der Verbrauch ist jedoch wegen des hohen Preises ein beschränkter,

und von der gesamten jährlichen Nickelerzeugung von 12- bis 14000 t im Werte von 36 bis 42 Millionen Mark braucht die Stahlindustrie nur einen kleinen Teil.

Die Herstellung und der Vertrieb des Nickels befindet sich in den Händen nachstehend aufgeführter Unternehmen, welche die Preisfestsetzung bestimmen können.

1. The International Nickel Company — auch Nickel Trust genannt.
2. La société Le Nickel in Paris.
3. The Mond Nickel Company.
4. The Anglo-French Nickel Company, Swansea.

Nach den Angaben O. J. Steinharts verfügt die „International Nickel Co.“ über ein Kapital von 120 000 000 M und besitzt Schmelzwerke in den Vereinigten Staaten, in Kanada und Neu-Kaledonien. Die Société Le Nickel mit einem Kapital von 15 000 000 Fr. ist Eigentümerin ausgedehnter Gruben in Neu-Kaledonien und macht die Erze zu Gute in den Hütten zu Havre, Altena, Iserlohn, Glasgow, Birmingham usw. Nach dem Mond-Verfahren arbeitet die Mond Nickel Company, welche Gruben in dem Sudbury-Bezirk Kanada ausbeutet und die Erze in Clydach Wales verhüttet. Die Werke in Swansea, ursprünglich im Besitze der Firma Vivian, stellten das Nickel für einige der größeren Sheffielder Stahlwerke her.

Ohne auf die Gewinnung des Nickels einzugehen, genüge die Bemerkung, daß die Metallurgie dieses Metalles eine umständliche ist, aber durch die Fortschritte der Elektrolyse und durch die erfolgreiche Durchführung des bekannten Mondprozesses eine gewinnbringende Erzeugung des Metalles möglich ist. Es sei auf die einschlägige Literatur und besonders auf die eingehende Darstellung der elektrolytischen Nickelgewinnung in W. Borchers Electrometallurgie verwiesen. Eine ausführliche Beschreibung des metallurgisch so interessanten Mondprozesses hat W. C. Roberts-Austen* gegeben.

Als Rohmaterial kommen im wesentlichen die Erze aus Neu-Kaledonien und aus dem Sudbury-Bezirk Kanada in Betracht (Garnierite und nickelhaltige Magnet- und Kupferkiese). Der Gehalt der Erze ist gering und schwankt zwischen 3 und 7%. Wenn auch lokal reichere Erze zur Förderung kommen, so wird der Durchschnitt etwa 5% betragen. Die Erzförderung in Neu-Kaledonien beträgt jährlich etwa 120 000 t. Kanada lieferte 1902: 270 000 t, 1903: 153 000 t, 1905: 300 000 t, oder im Jahre etwa 240 000 t. Der durchschnittliche Gehalt der kanadischen Erze ist zu 3,16% ermittelt worden. Die Weltproduktion beläuft sich auf etwa 400 000 t.

Die norwegischen und deutschen Nickelvorkommen sind unbedeutend. Norwegen hat im

* „Iron and Steel Institute“ 1892 S. 128.

** „The Iron Trade Review“, 19. Sept. 1907, S. 473.

*** „Electrochemical and Metallurgical Industrie“ 1907 S. 9.

* „Minutes of Proceedings of the Institution of Civil Engineers“, 1898/99, Part I, S. 29.

Jahre nur 125 t Nickel erzeugt. Ich hatte Gelegenheit, norwegische Magnetkieslagerstätten zu untersuchen, konnte jedoch nur geringe Nickelgehalte der Erze feststellen, welche eine Ausbeutung nicht zuließen. Die Bestrebungen, die deutschen Nickelvorkommen nutzbar zu machen, haben auch noch keine Erfolge gezeitigt. Bekanntlich kommt Nickel im Dillenburgischen, in Sachsen, Schlesien und im Schwarzwald vor. Die schlesischen Erze sollen 2 1/2 % Nickel enthalten. Aus 6000 t Erze sind 198 t Nickel ausgebracht worden. In Mansfeld wird Nickel in untergeordneten Mengen als Nebenprodukt aus den Kupferschiefen gewonnen.

Bezüglich der Preise für Nickelerze sei bemerkt, daß dieselben sich nach den im Erze enthaltenen Kilogramm Nickel richten. Erze mit 7 % Nickel werden gewöhnlich fob Neu-Kaledonien mit 0,70 Fr. (0,56 *ℳ*) f. d. kg Metall bezahlt. Bei höherem Gehalte wird der Preis entsprechend erhöht, so daß bei Erzen mit 10 % Nickel der Kilogramm-Preis 1 Fr. (= 0,80 *ℳ*) beträgt. Da die Fracht von Neu-Kaledonien nach guten europäischen Häfen etwa 25 bis 30 *ℳ* f. d. Tonne ausmacht, so stellt sich der Preis einer Tonne 7 % igen Erzes auf:

70 kg × 0,56	39,20 <i>ℳ</i>
Fracht	25,00 "
	64,20 <i>ℳ</i>

Das Kilogramm Nickel im Erz kostet somit in Europa etwa 1 *ℳ*.

Duclos in Paris notiert ziemlich gleichbleibend:

per fob Noumea
 April 1907 Erz mit 7 bis 8 % Ni . . 0,65 bis 0,70
 Oktober „ „ 7 bis 8 % „ . . 0,60 bis 0,65

Bei Gehalten von 7 % Nickel müssen — abgesehen von Verlusten — etwa 16 t Erze verschmolzen werden, um 1 t Nickelmetall zu gewinnen. Nach Aufstellungen O. J. Steinharts* betragen die Kosten der Herstellung 1 t Nickel:

1. Schmelzen und Bessemern	900,—
2. Mahlen und Rösten	100,—
3. Reduktion	100,—
4. Kosten für 16 t Erz zu 64,20 <i>ℳ</i>	1027,20
	Zus. 2127,20

Der Verkaufspreis des Nickels schwankt, hat sich aber in den letzten Jahren ziemlich auf gleicher Höhe gehalten. Nach den Berichten der Frankfurter Metall-Gesellschaft stellte sich die Produktion und der Preis des Nickels für den Zeitraum von 1894 bis 1904 wie folgt:

	t	Preis f. d. t
1894	4762	3800
1895	4388	2600
1896	4427	2500
1897	4758	2500
1898	6898	2500
1899	7855	2500

	t	Preis f. d. t
1900	7526	3000
1901	8810	2900 bis 3200
1902	8739	2900 " 3500
1903	9850	3000 " 3700
1904	12000	3000 " 3700

Duclos notiert:

Januar bis Oktober 1907: England 3600 bis 3800 *ℳ* f. d. t, Frankreich 5,5 bis 6,25 Fr. f. d. kg, entsprechend 4400 bis 5000 *ℳ* f. d. t.

Da das Nickel meistens in kleineren Mengen verkauft wird, so sind die Kilogramm-Preise höher, als die für England gegebenen Tonnenpreise.

Für den Hüttenmann ist die Zusammensetzung des Nickels von der größten Wichtigkeit. Da das Metall nur geringe Mengen Kohlenstoff enthält, so wird dem Stahle bei Zusatz reinen Nickels solcher nicht zugeführt. Dies ist auch der Grund, weshalb das Nickelmetall den in neuerer Zeit elektrisch hergestellten Ferronickellegierungen vorgezogen wird.

Nickelanalysen.*

1. Besonders reines Nickel. 2. Durchschnittsmuster (Company Le Nickel):

Ni mit	%		%	
etwas Co	99,30	97,30	C	0,09
Co	—	1,20	S	0,01
Fe	0,39	0,49	Si, Al	0,14
Cu	0,07	0,08		0,54

3. Nickel von Basse & Selve:

Ni	97,87	Si	0,19
Co	1,45	C	Spur
Fe	0,45	S	0,05
Cu	0,10		

4. Nickel von der Orford Company:

	%		%
Ni + Co	99,08	Si	0,054
Fe	0,46	S	0,024
Cu	0,094	As	0,036
C	0,05	Sb u. Sn	0,036

5. Mond-Nickel:

	%		%
Ni	99,78	S	0
Co	0,015	C	0,06
Fe	0,161	SiO ₂	0,027

Es sei noch bemerkt, daß der Schmelzpunkt des Nickels bei 1400° C. liegt und das spez. Gewicht 9 beträgt.**

Außer dem metallischen Nickel werden in neuerer Zeit mit Hilfe des elektrischen Ofens auch einige Nickellegierungen erzeugt, welche zu Spezialstählen Verwendung finden und hauptsächlich von der Société Electrométallurgique de Froges und von der Gesellschaft Le Ferronickel auf den Markt gebracht werden.

Ueber die Methoden und die Verfahren der Darstellung und über die Rohmaterialien ist

* „The Mining Journal“ 1906 S. 128.

** Diesbezügliche Angaben sind 8,27—8,82 und 8,8—9,1.

* „The Mining Journal“ 1906 S. 128.

noch nichts Näheres bekannt geworden. Den Mitteilungen der Firma L. Weil & Reinhardt verdanke ich einige Analysen solcher Legierungen:

1. Ferronickel:

Ni	50	Cu	0,08
Fe	48—49	Ca	0,01
C	0,81	S	0,04
Mn	0,23	Al	0,01
Si	0,10	As	0,01
P	0,04		

2. Ferronickelchrom:

	I.		II.	
Cr	51	bis 52	50	bis 51
Ni	17	" 19	17	" 19
Fe	29	" 30	28	" 29
C	0,25	" 0,75	1,30	" 1,80
Versch. Elemente .	0,10	" 0,20	0,10	" 0,20

Die Preise dieser Legierungen, welche nur in geringen Mengen Verwendung finden, richten sich nach den Nickelnotierungen und nach dem Chromgehalte.

Ferronickel wird im allgemeinen notiert:

	f. d. kg
I. mit 25 % Ni	2,50 bis 3.—
II. " 50 " "	3,50 " 4.—
III. " 75 " "	5,— " 5,50

Ferronickelchrom mit 32 % Fe, 17 % Ni, 53 % Cr, 0,75 % C erzielt einen Preis von 15 bis 16 f. d. Kilogramm.

Die Verwendung des Nickels in der Stahlfabrikation und die günstigen Eigenschaften des Nickelstahles sind genugsam bekannt. Es sei verwiesen auf die Abhandlung von O. Vogel* und die eingehenden Mitteilungen Léon Guillels,** ferner auf eine im Auftrage der Firma Basse & Selve verfaßte Broschüre „Das Nিকেisen“ von Geh. Bergrat Prof. Dr. H. Wedding. (Schluß folgt.)

* „Ueber die Darstellung, Eigenschaften und Verwendung des Nickelstahles.“ „Stahl und Eisen“ 1895 Nr. 15 S. 718.

** „Etude industrielle des Alliages métalliques“ S. 269.

Eine Bemerkung über den Eisenbeton.

Von Privatdozent Dr. Rohland in Stuttgart.

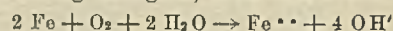
Als der französische Gärtner Monnier zum erstenmale eiserne Drähte mit Zementmörtel in Berührung brachte und zwar zur Herstellung von Pflanzenkübeln, da konnte er schwerlich eine Ahnung davon haben, welche hohe Bedeutung einst noch dem Eisenbeton vorbehalten sein würde. Diese Entdeckung mußte einem Laien zufallen, denn ein Chemiker wäre kaum auf den Gedanken gekommen, Eisen mit Beton zu verbinden, da er sich sofort sagen mußte, daß eine Oxydation und damit die Zerstörung des Eisens die Folge sein würde. Dieses ist nun trotzdem nicht der Fall, und es scheint von Interesse, nach den Ursachen dieses eigentümlichen Verhaltens zu forschen.

Den Ausgangspunkt einer zureichenden Erklärung bilden einige physikalisch-chemische Gesichtspunkte, denen sich dann neuere Ergebnisse über den Erhärtungsprozeß des Zementes anschließen.*

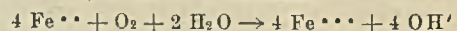
Bei allen Oxydationsvorgängen spielt das Wasser eine Rolle, die man als katalytische bezeichnet hat;** es unterstützt diese Vorgänge fast ausschließlich, mit wenigen bis jetzt bekannten Ausnahmen*** im positiven Sinne, es

beschleunigt sie. Von geschichtlicher Bedeutung ist die Tatsache, daß bereits im Jahre 1794 in einer Schrift von Fulhamme* auf die Wichtigkeit des Wassers für das Zustandekommen von Oxydationsreaktionen hingewiesen worden ist. Auch die Oxydationsgeschwindigkeit des Eisens, die an trockner Luft gleich Null ist, wird durch die Anwesenheit von Spuren von Wasser oder Wasserdampf stark beschleunigt. Voraussetzung ist, daß niedere Temperatur herrscht, da das Eisen sich bei hoher Temperatur schnell mit dem Sauerstoff verbindet. Für den Fall, daß das Wasser im flüssigen Aggregatzustand gegenwärtig ist, hat W. Ostwald** auf Grundlage der Iontentheorie eine Erklärung gegeben:

An dem Oxydationsvorgang beteiligt sich der Sauerstoff der Luft in der Weise, daß er mit dem Wasser Hydroxyl-Ionen bildet und so das negative Ion erzeugt, das gleichzeitig entstehen muß, wenn Eisen selbst in seine Oxydulverbindung übergeht, nach dem Ionenschema:



oder wenn die positive Ladung des so gebildeten Ferro-Ions, das ja noch zu einer höheren Oxydationsstufe befähigt ist, um eine weitere vermehrt wird, nach dem Schema:



Mit \bullet sind die positiven, mit $'$ die negativen Ladungen der einzelnen Ionen bezeichnet.

* P. Rohland: „Die Kolloidstoffe bei der Erhärtung des Zementes“; „Ztschft. f. Elektrochem. und angew. phys. Chem.“ 11, 97, 1907. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 19 S. 661: „Ueber den Erhärtungsprozeß der hydraulischen Bindemittel.“

** P. Rohland: „Ueber die katalytische Wirkung des Wassers“; „Chem.-Ztg.“ 30, 67, 1906.

*** P. Rohland: „Ueber die katalytische Wirkung des Aluminiumchlorids“; „Chem.-Ztg.“ 30, 94, 1906.

* „An Essai on Combustion“, London.

** W. Ostwald: „Grundlinien der anorganischen Chemie“.

Die Oxydationsbeschleunigung erfolgt proportional der Konzentration der gebildeten Hydroxyl-Ionen; diese theoretische Deutung der katalytischen Wirkung des Wassers erscheint für seinen flüssigen Aggregatzustand ausreichend; schwieriger ist sie für den Fall, daß Spuren des Wassers im gasförmigen Aggregatzustande, also in Molekularform, genügen, um eine oxydierende Wirkung hervorzurufen.

Andererseits ist erwiesen, daß auch die Oxydationsgeschwindigkeit des Eisens in reinem, völlig sauerstofffreiem Wasser, d. h. das keinen Sauerstoff absorbiert enthält, gleich Null wird, denn das Metall verbindet sich nur mit dem vom Wasser absorbierten Sauerstoff.

Für das Verhalten des Eisenbetons kommen nun die physikalisch-chemischen Vorgänge während des Abbindens und der ersten Periode des Erhärtens zunächst in Betracht. Einmal findet die Wasserverbindung durch den im Zustande der festen Lösung befindlichen Kalk statt, dann aber werden aus dem Zementmörtel kolloidales Tonerdehydrat, kolloidales Eisenhydroxyd, kolloidale Kieselsäure durch das Wasser abgespalten, die allmählich durch das gleichzeitig abgespaltene Kalziumhydroxyd bzw. durch die Hydroxyl-Ionen koaguliert werden. Diese koagulierten Stoffe wirken ähnlich wie Leim oder Kleister und hemmen so ein weiteres Vordringen des Wassers in das Innere des Zementes.

Eine Schutzwirkung des Zementes vor dem Sauerstoff der Luft und dem Wasser, die die Oxydation nur in gemeinsamer Wirkung herbeiführen, wird schon dadurch hervorgerufen, daß sich am Eisen eine Schicht bildet, die aus koagulierter Kieselsäure, Tonerdehydrat, Eisenoxyhydrat besteht. Die Hauptursache aber für die Nichtoxydation des Eisens ist die Gegenwart des abgespaltenen Kalziumhydroxydes bzw. der Hydroxyl-Ionen.

Unter Wasser, das kleine Mengen alkalischer Stoffe enthält, rostet Eisen nicht; unter wässrigem Ammoniak, Kali und Natron findet keine Oxydation statt; ebenso wirkt Kalkwasser. Eine ähnliche Wirkung, wenn auch in geringerem Maße, üben die kohlen-sauren Alkalien aus, die infolge hydrolytischer Spaltung ebenfalls Hydroxyl-Ionen enthalten. Hierzu gesellt sich noch Borax, dessen Lösungen ebenfalls infolge Hydrolyse alkalisch reagieren.

Doch muß Borax eine noch geringere Schutzwirkung als die kohlen-sauren Alkalien ausüben, da der Grad seiner Hydrolyse in $\frac{1}{10}$ normalen Lösungen nur 0,5 v. H.,* für Natronkarbonat z. B. 3,17 v. H. dagegen beträgt. Diejenigen Salze, die aus einer stark dissoziierten Basis und einer schwach dissoziierten Säure zusammengesetzt sind, werden eine schützende Wirkung

auf das Eisen vor dem Rosten bewerkstelligen, da in ihren Lösungen durch Hydrolyse Hydroxyl-Ionen gebildet werden. Hierher gehören z. B. Natronsilikate, Alkaliphosphate und Alkalizetate.

In quantitativer Beziehung braucht die Menge der vorhandenen Hydroxyl-Ionen gar nicht groß zu sein, um diese Schutzwirkung hervorzurufen. Es ist schon früher nachgewiesen worden,* daß die Menge von Hydroxyl-Ionen, wie sie etwa in $\frac{1}{20}$ molarer Lösung von Kaliumhydroxyd vorhanden ist (etwa 2,8 Gew.-T. KOH in 1 l) vollständig ausreicht, um diesen Zweck zu erreichen. Entsprechend der geringeren Konzentration an Hydroxyl-Ionen in einer Lösung von Soda müssen etwa 17,2 g wasserhaltiges Natronkarbonat in 1 l gelöst werden, um eine schützende Wirkung hervorzubringen; dagegen ist eine Lösung, die nur etwa 15,7 g Soda enthält, schon unwirksam. Eine bestimmte Konzentration der Hydroxyl-Ionen ist also notwendig. Dadurch also, daß das Eisen unter alkalischen Flüssigkeiten unoxydiert bleibt, andererseits der Zementmörtel während der Abbindezeit eine starke alkalische Reaktion infolge des abgespaltenen Kalkes zeigt, wird eine rostfreie Verbindung des Eisens mit dem Beton möglich.

Diese ganze Frage hängt mit der Passivität des Eisens zusammen. Faraday, Wiedemann und andere erklären diese Erscheinung durch die Bildung einer ganz dünnen, nicht sichtbaren, vor weiterer Einwirkung der Säuren schützenden Oxydschicht, die nach einer weiteren Vermutung vielleicht kolloidal und dann vollständig unlöslich ist. Zugunsten dieser Ansicht wird geltend gemacht, daß der passive Zustand nur dann eintritt, wenn sehr starke Oxydationsmittel zur Anwendung kommen, oder bei der Elektrolyse sich zugleich Sauerstoff abzuscheiden vermag. Die von Martens vertretene Ansicht, daß das Eisen durch Alkalien passive Eigenschaften erhält, wird von Beetz als unrichtig bezeichnet.** Der Einwand, daß man mit dem bloßen Auge auf dem Eisen keine Oxydschicht wahrnimmt, ist nach J. Müller und J. Königsberger*** nicht aufrecht zu halten; denn unser Auge ist zur Erkennung dünnster Schichten ungeeignet; Schichten unter $4\mu\mu$ sind für das Auge auch unter günstigen Umständen nicht zu erkennen, wohl aber nach der von den genannten Autoren ausgearbeiteten Methode; nach derselben kommen diese zu dem Resultate, daß diejenigen

* Vergl. Gmelin - Kraut: „Handbuch der anorganischen Chemie“.

** Vergl. O. Dammer: „Handbuch der anorganischen Chemie“ B. III.

*** Ueber das anodische und kathodische Verhalten von Eisenspiegeln und die Passivität des Eisens: „Zeitschrift für Elektrochemie“ 13, 40, 1907.

* „Zeitschr. f. phys. Chem.“ 1889, 4, 319.

Theorien, welche die Passivität des Eisens durch eine Oxydschicht zu erklären suchen, mit den Tatsachen nicht mehr zu vereinigen sind.

Ferner ist noch zu beachten, daß diese Schicht kontinuierlich sein müßte, da eine diskontinuierliche das Rosten des ganzen Eisenstückes herbeiführen müßte. Jedenfalls ist diese schützende Oxydschicht noch nicht mit Sicherheit nachgewiesen worden und die Frage nach den Ursachen der Passivität des Eisens noch nicht einwandfrei beantwortet.

Weiterhin teilen Büsing und Schumann* eine Beobachtung mit, die ebenfalls nur auf dem oben genannten Wege erklärt werden kann. Bei Benutzung von Meerwasser zum Mörtelanmachen wird das Eisen heftig angegriffen; es kann unter Umständen die Bildung großer knollenförmiger Mengen von Eisenoxyd stattfinden. Büsing und Schumann kommen mit ihrer Vermutung, daß wahrscheinlich der Gehalt des Meerwassers an Magnesiumchlorid und Magnesiumsulfat die Ursache ist, der Wahrheit zwar ziemlich nahe, treffen aber noch nicht ganz das Richtige. Die Salze selbst sind es nicht, die die Oxydation herbeiführen, sondern vielmehr die durch Hydrolyse abgespaltenen Wasserstoff-Ionen heben die schützende Wirkung der Hydroxyl-Ionen auf, indem sie sich mit ihnen zu Wasser verbinden. Magnesiumchlorid und Sulfat gehören zu den Salzen, die sich von einer stark dissoziierten Säure und einer schwächeren Basis ableiten und infolgedessen Wasserstoff-Ionen in der Lösung enthalten. Nun enthält Meerwasser in 100 000 Teilen 0,36 Teile Magnesiumchlorid und 0,23 Teile Magnesiumsulfat; ihre Menge ist also gering; ebenso die abgespaltenen Wasserstoff-Ionen. Zieht man aber in Erwägung, daß auch die schützende Wirkung der Hydroxyl-Ionen von einer geringen Menge ausgeübt wird, so kann es keineswegs befremden, wenn diese auch durch eine kleine Menge von Wasserstoff-Ionen kompensiert wird.

Bei der Eisenbetonierung ist demnach auf die Zusammensetzung des Anmachewassers, seinen Gehalt an freien Wasserstoff-Ionen durch Säuren oder saure Salze Rücksicht zu nehmen.

Selbstverständlich ist die Natur des mit dem Zementmörtel in Berührung stehenden Metalls noch von wesentlicher Bedeutung. Während Eisen und nach den bisherigen Erfahrungen meistens Zink unoxydiert bleiben, wird Blei leicht in das Oxyd übergeführt. Nach meinen Versuchen verhält sich Zink teils wie Eisen, teils wie Blei und Kupfer; während die Ränder des Zinkstückes, das mit dem Zementmörtel etwa ein halbes Jahr in Berührung gewesen war, stark oxydiert waren, war die Mitte desselben vollständig blank geblieben. Jedenfalls ist die Verbindung des Betons mit Zink nach den bis-

herigen Resultaten nicht ohne weiteres zu empfehlen. Zink wird in sauren und alkalischen Lösungen oxydiert, nur in neutralen verbindet es sich nicht mit dem Sauerstoff; daher rühren vielleicht auch die ungleichmäßigen Resultate bei seiner Verwendung mit Beton. Im Gegensatz zum Eisen oxydiert sich Kupfer unter alkalischen Flüssigkeiten, daher auch allein in Verbindung mit Beton. Dasselbe gilt vom Blei und Zinn.

Es erübrigt noch die Beantwortung der Frage, wie sich die Kombinationen zweier Metalle mit Beton verhalten. Das System Beton, Eisen, Kupfer dürfte sich gegen Oxydation widerstandsfähig erweisen; wenn Eisen mit Kupfer verbunden wird, schützt es das Kupfer vor dem Rosten als negativer Katalysator. Wahrscheinlich steht auch dieser Vorgang mit Ionenbildung im Zusammenhang. Die Entstehung der Hydroxyl-Ionen wird verhindert und dadurch dem Kupfer die Möglichkeit entzogen, positive Ladungen auf sich zu nehmen. J. von Liebig* beschreibt diesen Vorgang folgendermaßen: Durch Erregung eines Elektrizitätszustandes wird die Fähigkeit des Kupfers, eine Verbindung mit dem Sauerstoff einzugehen, vernichtet; es bleibt blank. Das Eisen selbst ist vor der Oxydation durch die aus dem Beton stammenden Hydroxyl-Ionen geschützt.

Die Kombination Eisen, Beton, Zink kann sich vielleicht analog verhalten; die Resultate über die Wirkung des Zinks auf Beton sind allerdings nicht eindeutig; wird aber das Zink oxydiert, so ist auch das Eisen vor der Einwirkung des Sauerstoffs nicht sicher. Auch verzinktes Eisen ist der Oxydation in Verbindung mit Beton zugänglich.

Eisen, Blei, Beton ist ebenfalls der Oxydation zugänglich, da zwar das Eisen durch das Blei und die Hydroxyl-Ionen geschützt ist, das Blei selbst aber sich sehr leicht oxydiert. Am schlechtesten dürfte sich die Kombination Eisen, Zinn, Beton bewahren, da Zinn in alkalischen Flüssigkeiten sich selbst oxydiert, und durch Berührung mit Eisen die Oxydation desselben beschleunigt und die Wirkung der Hydroxyl-Ionen aufgehoben wird.

Die Annahme, daß die Nichtoxydation des Eisens in Berührung mit Beton dadurch hervorgerufen wird, daß die Luft vollständig ausgeschlossen ist, dürfte sich nach den hier vorgebrachten Tatsachen nicht als richtig erweisen; tatsächlich ist auch in jedem Anmachewasser absorbierter Sauerstoff vorhanden. Andererseits müßten dann auch andere unter den gleichen Bedingungen mit Beton in Verbindung gebrachte Metalle, wie Blei, Kupfer, Zink, Zinn usw., unoxydiert bleiben, was aber nicht der Fall ist.

* „Der Portlandzement und seine Anwendung im Bauwesen“.

* „Die Chemie in ihrer Anwendung auf Agrikultur und Physiologie“.

Neue Schwellen-Bearbeitungsmaschine.

Die Fabrikation eiserner Eisenbahnquerschwellen erfolgt bisher bekanntlich in der Weise, daß Blöcke von 1000 kg und mehr Gewicht zu langen Stäben ausgewalzt werden. Sobald ein Stab das Fertigkaliber verlassen hat, wird derselbe mittels einer Säge, oder, um jeden Abfall zu vermeiden, mittels einer Schwellenschere in die für die einzelnen Schwellen erforderlichen Längen zerschnitten und darauf mittels eines schnellaufenden Rollganges bis zu einem geeigneten Vorstoß transportiert, hier durch Arbeiter seitlich ab- und in eine dampfhydraulische Presse gehoben, und immer noch in der Walzwärme durch einen raschen Niedergang des oberen Preßstempels gekappt, d. h. an den Enden umgebogen und gleichzeitig in seiner ganzen Länge in die erforderliche genaue Form der fertigen Querschwelle gepreßt. Nach dem durch mechanische oder hydraulische Auswerfer erfolgten Ausheben aus der Matrize ist dann nur noch nötig, den raschen Weitertransport der einzelnen Schwellen zur Lochmaschine zu bewirken.

Das neuerdings immer mehr sich geltend machende Bestreben, die Walzwerkseinrichtungen so zu gestalten, daß alle Bewegungen des Materials möglichst mechanisch erfolgen, damit so wenig Hilfspersonal wie möglich erforderlich ist, führte auch auf dem Gebiete der Schwellenfabrikation zu einer sehr bemerkenswerten Neuerung. Angeregt durch die gepflogenen Verhandlungen betreffs der bei der gegebenen Gesamtdisposition geeignetsten Aufstellung einer neuen Schwellenpresse, welche am zweckmäßigsten nur in der Verlängerung des Rollganges erfolgen konnte, erlangte die Firma Eisen- und Stahlwerk Hoesch, A.-G., Dortmund, ein Patent auf ein neues Verfahren zur Herstellung von Schwellen. Die endgültige Durchkonstruktion und Lieferung der maschinellen Einrichtung der neuen Anlage wurde der Firma Kalker Werkzeugmaschinenfabrik, Breuer, Schumacher & Co., Aktiengesellschaft, Kalk bei Köln a. Rhein, übertragen.

Mit dieser Anlage wurde eine außerordentliche Leistungsfähigkeit erzielt, wozu besonders auch eine neue eigenartige Schwellen-Aushebe- und Transportvorrichtung wesentlich beitrug.

Die ganze Anlage arbeitet bis auf die Bewegung der Steuerung durch den Maschinisten

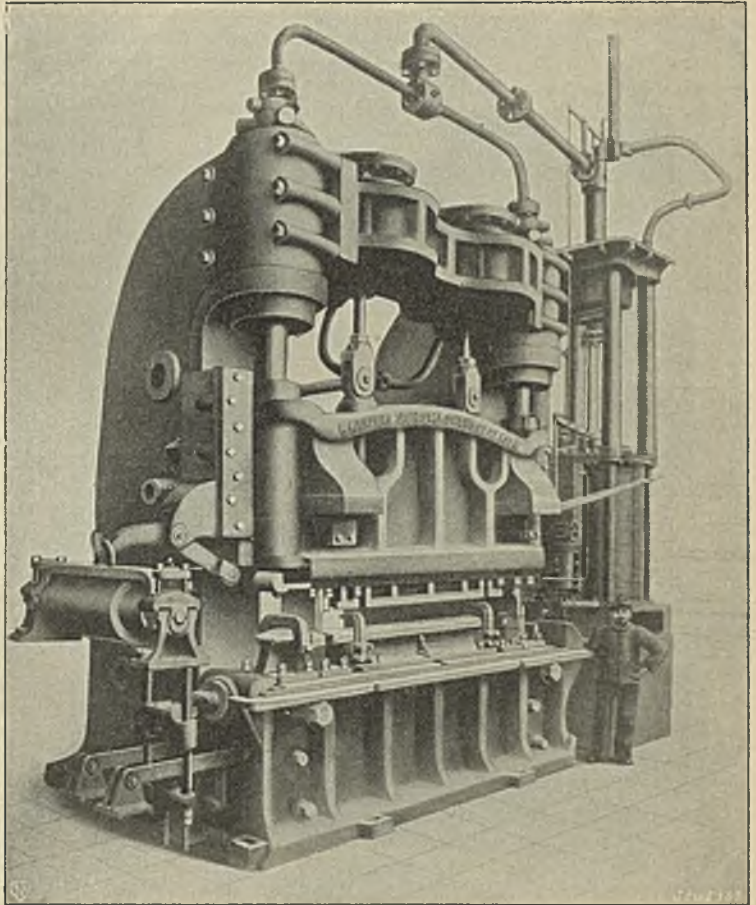


Abbildung 1. Schwellenpresse (Vorderansicht).

selbsttätig und zwar in der Weise, daß der von der Fertigwalze kommende Walzstab mittels Rollganges in die Maschine eingeführt, auf Schwellenlänge abgeschnitten, gekappt und in genaue Form gepreßt, sodann selbsttätig ausgehoben und nach hinten zum Schwellenstapel befördert wird.

Die beigegebenen Abbildungen 1 und 2 zeigen im wesentlichen die bemerkenswerten Einzelheiten der neuen Maschine. Sie besteht in der Hauptsache aus der in der Vorderansicht (Abbildung 1) erscheinenden eigentlichen Presse und dem rechts liegenden dampfhydraulischen Treibapparat. Die Presse selbst ist als Zweiständer-

Ausladungspresse gebaut. Die beiden Ständer sind durch eine kräftige Traverse verbunden, die die feststehenden Werkzeuge trägt. Der die beweglichen Werkzeuge tragende Preßbär führt sich in langen Bahnen an den Ständern. Die Leerbewegungen des Preßbärs werden durch zwei in der oberen Verbindungstraverse der Ständer gelagerte Dampfzylinder vermittelt. Der eigentliche Preßvorgang erfolgt durch Eintritt

ersichtlichen eigenartigen Aushebe- und Ablegevorrichtung. Diese wird durch einen besonderen Dampfzylinder betätigt, welcher auf einer die beiden Maschinenständer verbindenden Eisenkonstruktion unter Flur gelagert ist. Der Dampfzylinder hat keine besonderen Steuerorgane, sondern wird durch den Steuerschieber des Dampftriebapparates entsprechend gesteuert. Die Einrichtung arbeitet derart, daß während

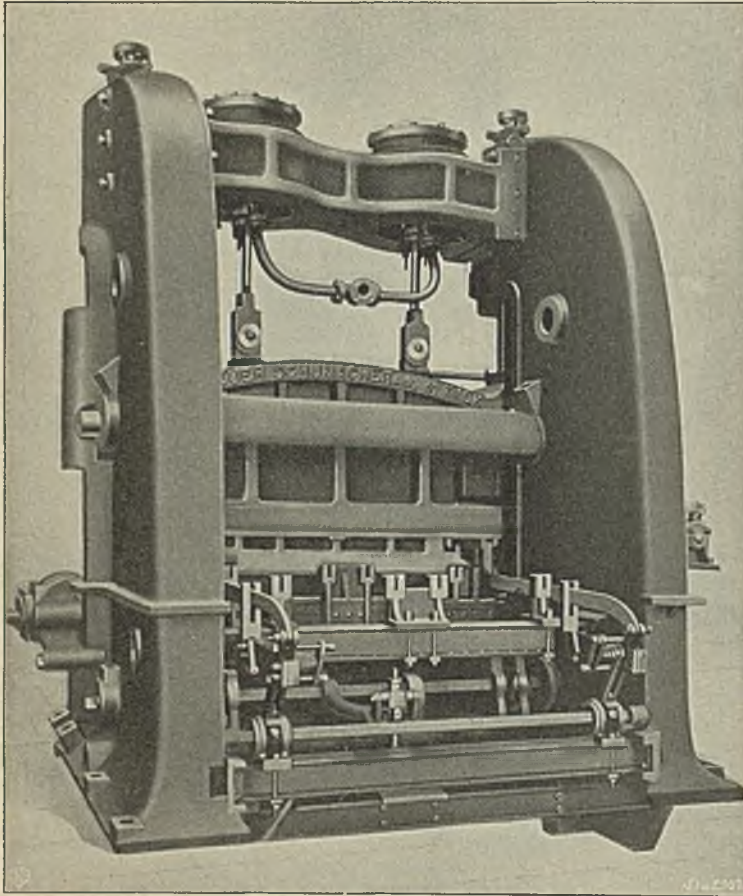


Abbildung 2. Schwellenpresse (Rückansicht).

des in bekannter Weise durch den Treibapparat erzeugten Druckwassers in zwei hydraulische Zylinder, die in den Ständerköpfen gelagert sind. Die Kolben dieser Zylinder wirken unmittelbar auf den Preßbär. Die Einrichtung, die auf dem Bilde links der Maschine vorgelagert erscheint, dient zum Festhalten bzw. zum zwangläufigen Einziehen des Schwellenstabes im geeigneten Zeitpunkt. Der Zuführungsrollgang für den Schwellenstab ist ebenfalls links von der Maschine angeordnet, aber in der Abbildung nicht mehr zu erkennen.

Die Festhalte- bzw. Einziehvorrichtung ist zwangläufig verbunden mit der in der Abbild. 2

des Niederganges des Preßbärs sich zwei, durch geeignete Wellen und Hebel mit dem oben erwähnten Dampfzylinder verbundene Auswerfhebel unter den in die Maschine eingelaufenen Schwellenstab schieben. Hat die Maschine beim Niedergange ein Stück des Schwellenstabes gleichzeitig abgeschnitten, zur Schwelle gekappt und diese gerichtet, so geht der Bär wieder hoch, und die Auswerfhebel heben schon während des Hochgehens des Bärs zunächst die fertige Schwelle senkrecht von der Matrize ab. Die oben erwähnte Einzieh- und Festhaltevorrichtung ist dabei so mit diesen Auswerfhebeln gekuppelt, daß der Schwellenstab in demselben Moment von der Festhaltevorrichtung losgelassen und von der Einziehvorrichtung in die Maschine hinein und bis gegen den rechts befindlichen Vorstoß geschoben wird, wo er gerade unter den in die Höhe gegangenen Auswerfhebeln weggleiten kann. Infolgedessen wird auch der geringste Zeitverlust in der Aufeinanderfolge der einzelnen Hübe vermieden. Beim weiteren Hochgehen des Bärs bewegen

sich die Auswerfhebel nach hinten und bringen die fertigen Schwellen aus dem Bereiche der Presse.

Der günstige Erfolg der neuen Anlage veranlaßte den Eisenhütten-Aktien-Verein Dillingen, eine gleiche Anlage zu bestellen, welche vom ersten Tage der Inbetriebsetzung an in vollkommener Weise arbeitete und die dort früher bestehende ältere Anlage überflüssig machte. Weitere Anlagen dürften wegen der durch das selbsttätige Arbeiten gebotenen großen Vorteile in Kürze folgen, da bei den älteren Anlagen, wenn die gleiche Leistung erzielt werden soll, die Bedienungsmannschaften außerordentlich angestrengt arbeiten müssen, was bei der großen Hitze, nament-

lich im Sommer, Reservemannschaften und häufigen Wechsel der Maschinenbedienung bedingt.

Mit der Maschine werden normal i. d. Minute 14 bis 15 Schwellen fertiggestellt, welche Ziffer sich unter günstigen Verhältnissen bis zur Höchstzahl von 18 Stück i. d. Minute steigern läßt.

Gießerei-Mitteilungen.

Eisenguß in Metallformen.

Wie verschiedene englische Fachzeitschriften melden,* hat Dr. Ch. Székely ein Verfahren erfunden, um Gußwaren von weicher, zu einer späteren Bearbeitung geeigneter Beschaffenheit in Metallformen herstellen zu können. Wenn auch die Mitteilungen noch sehr wenig Bestimmtes bringen, glauben wir doch, das Interesse unserer Leser auf diesen Gegenstand lenken zu müssen, da die Ausübung des Verfahrens vollständig unabhängig von der chemischen Zusammensetzung, namentlich dem Siliziumgehalt, des flüssigen Eisens sein soll. Bei einigen praktischen Vorführungen wurden von dem Erfinder sowohl Bremsklötze als auch Zylinder für Motoren hergestellt, welche Gußstücke sämtlich sich durch genaue Ausfüllung der Formen, scharfen Abguß, porenfreies Innere und schöne glatte Oberfläche auszeichneten. Auffallend ist, daß die Stücke nicht merkbar schwinden. Die verwendeten Metallformen wurden aus gußeisernen Teilen zusammengesetzt, die nach allgemein üblicher Weise in Sand gegossen, durch Scharniere miteinander verbunden und durch Schrauben mit Handrädern dicht zusammengehalten wurden. Die Kerne für die Zylinder waren in Sand hergestellt worden.

Als wesentlich wird die Zusammensetzung eines Geheimmittels bezeichnet, mit dem die Formen vor dem Guß ausgeschmiert werden und das in der Hauptsache Talk und Paraffin enthalten soll. Ein einmaliger Anstrich genügt für mehrere aufeinanderfolgende Abgüsse. Die Formen werden vor dem Guß nicht angewärmt. Das Gießen erfolgt ziemlich langsam von oben durch einen seitlich angebrachten Trichter; die Gase können durch einen Steigtrichter oder in den durch die Seitenwandungen und den Deckel der Form gebildeten Kanten entweichen. Nur wenige Sekunden nach beendigtem Guß werden die Stücke aus den Formen gehoben. Der Bruch ist sehr gleichmäßig, ohne Einstrahlungen aufzuweisen; der Gehalt an gebundenem Kohlenstoff ist geringer, als wenn dasselbe Eisen in Sand vergossen wird. Die oben erwähnten Zylinder schwanken bei etwa 290 × 270 mm Größe in der Wandstärke von 2,4 bis 6,4 mm. Wir behalten uns vor, sobald weitere Nachrichten vorliegen, näher auf das Verfahren einzugehen.

C. G.

Ueber Kraftanlagen in Gießereien.

Von A. D. Williams jr. in Pittsburg, Pa.**

Verfasser weist auf Verbesserungen, namentlich der Formmaschinen und Kranen, hin, und vergleicht die verschiedenen Arten von Kraftanlagen. Der größte Vorteil des elektrischen Antriebes von Hebezeugen ist der, daß nur der genaue Kraftbedarf von der Maschine beansprucht wird und geringe Störungen

Unter Berücksichtigung der unvermeidlichen Walz- und Schmierpausen und sonstiger kleiner Zeitverluste ergibt sich in der Praxis eine Produktion von rund 7500 Stück Schwellen in der einfachen Schicht, entsprechend einem Fabrikationsgewicht von etwa 500 t.

vorkommen. Elektrische Kranwinden können leicht durch Gleitkontakte betrieben werden und gestatten eine genaue Kontrolle der Bewegung, was für die vorsichtige Behandlung und Aufstellung der Formen sehr wesentlich ist; ferner können sie die Last eine Zeitlang ruhig in einer bestimmten Lage halten. Die Aufzugsgeschwindigkeiten können so geregelt werden, daß die Bewegung stets gleichmäßig bleibt und der ruckweise Antrieb, durch den oft viele Formen verdorben werden, fast ganz vermieden wird. Der ruckweise Antrieb kommt nur dann vor, wenn der Kontrollier mangelhaft ist; doch kann eine solche Störung leicht beseitigt werden, wenn der Draht des Kontrolliers gut ist. Große Aufmerksamkeit erfordern die Leitungskabel, die möglichst zahlreich vorhanden sein müssen. Wenn sie einen wasserdichten Ueberzug haben, sind sie genügend geschützt. Ebenso wichtig sind die biegsamen Verbindungen, die namentlich, wenn sie am Boden liegen, vielen Beschädigungen ausgesetzt sind; biegsame Metallrohre sind der beste Schutz besonders dann, wenn die Verbindungskabel stark beansprucht werden. Betreffs der Motoren ist zu empfehlen, daß nur erstklassiges Fabrikat und in einheitlicher Ausführung zur Verwendung kommt. Dieselben müssen staubsicher eingekapselt und in der Lage sein, auch unter ungünstigen Bedingungen zu arbeiten.

Formmaschinen werden mit Preßluft oder hydraulisch betrieben. Da die Preßluft elastisch ist, ergibt sich der große Nachteil, daß jede Aenderung der Belastung eine Aenderung der Kolbenstellung bewirkt. Daher leiden Kranwinden, die mit Preßluft betrieben werden, selbst wenn sie einen Regulator haben, unter vielen Störungen. Ein anderer Nachteil der Preßluftanlagen sind die langen Rohrleitungen und Schlauchverbindungen, bei denen Verluste nicht verniedert werden können. Dagegen eignet sich Preßluft sehr gut zum Putzen der Gußstücke und zum Aufstampfen der Formen. Für letzteren Zweck ist sie sogar das einzig richtige Betriebsmittel. Wo man lange Schlauchleitungen vermeiden will, läßt sich auch wohl ein tragbarer, von einem Motor angetriebener Kompressor verwenden. Durch Gebrauch eines Luftschlauches mit einem besonderen Mundstücke kann man in diesem Falle die Preßluft auch zum Ausblasen und bei Anwendung eines elektrischen Winderhitzers zum Trocknen der Formen benutzen. Das Wasser ist vergleichsweise nicht elastisch, daher lassen sich in hydraulischen Pressen unveränderliche Drücke erzielen. Bedeutende Nachteile ergeben sich beim Betriebe hydraulischer Pressen, wenn bewegliche Verbindungen notwendig sind, den Druck zu übertragen, wie z. B. bei Kranen und dergl., oder wenn unreines Wasser benutzt wird. Sehr gut bewährt sich die Aufstellung einer elektrischen Druckpumpe mit ihrem Akkumulator möglichst in der Nähe der hydraulischen Formmaschine.

Dampfmaschinen bildeten früher das einzige Antriebsmittel und wurde die Kraft durch Wellen und Transmissionen übertragen. In ähnlicher Weise werden auch jetzt noch vereinzelt Gasmotoren angewandt. Doch können infolge ihrer geringen Wirtschaftlichkeit und anderer Nachteile, die allen denen bekannt sind, welche sie je im Gießereibetrieb verwendeten, diese Antriebsarten nicht als angenehm bezeichnet werden.

* „Engineering“ 1907, 23. November, S. 754; 1908, 3. Januar, S. 16; „The Iron and Coal Trades Review“ 1908, 17. Januar, S. 244.

** Abhandlung, der New-Yorker Versammlung der American Society of Mechanical Engineers vorgelegt. „Proceedings“, Oktober 1907, S. 167 (vergl. „Stahl und Eisen“ 1908 Nr. 2 S. 63).

Die dampfhydraulischen Hebezeuge dagegen haben sich immer bewährt, weil sie sehr einfach gebaut sind und daher Störungen fast ausgeschlossen sind. Wasser, Dampf und in gewissen Fällen auch Preßluft besitzen noch gemeinsam eine schlechte Eigenschaft, indem sie bei kalter Witterung durch Eisbildung zu Beschädigungen Anlaß geben können. Alle Vorteile

der verschiedenen Kraftanlagen werden oft aufgewogen durch ihre Instandhaltung. Während die anderen Betriebsarten nur geringe Wartung erfordern, beansprucht eine elektrische Anlage die aufmerksamste Wartung und ein geschultes Personal. Welcher Anlage der Vorzug zu geben ist, muß sich aus den jeweiligen örtlichen Verhältnissen ergeben. *Kraynik.*

Zuschriften an die Redaktion.

(Für die unter dieser Rubrik erscheinenden Artikel übernimmt die Redaktion keine Verantwortung.)

Ueber die Streckung beim Walzen.

Ledebur sagt in seinem „Handbuch der Eisenhüttenkunde“ (Leipzig 1903, Abt. III S. 815) folgendes: „Ueber die inneren Vorgänge beim Walzen sind zahlreiche Untersuchungen angestellt und Theorien entwickelt worden, ohne daß der Gegenstand bis jetzt völlig erschöpfend behandelt worden wäre.“

Diese Worte des bekannten Fachgelehrten veranlassen mich, meine Beobachtungen über die Streckung beim Walzen zu veröffentlichen. Die meisten Hüttenleute glauben nämlich, daß die Walzen nach vorwärts (in der Richtung, nach welcher das Walzstück aus den Walzen austritt) strecken. Ledebur hat diese Ansicht auch selbst angenommen und sagt auf der angegebenen Seite seines genannten Werkes nach der Erklärung der Hollenbergschen* Untersuchungen folgendes: „Die stattfindende Streckung (aber) muß eine Beschleunigung der Bewegungsgeschwindigkeit des Walzstückes während des Durchganges hervorbringen, und beim Austreten aus den Walzen ist daher diese Bewegungsgeschwindigkeit regelmäßig größer, als die Umfangsgeschwindigkeit der Walzen. Je stärker die Streckung, desto stärker ist auch dieses Voreilen des Walzstückes.“

Alles dieses geschieht jedoch in Wirklichkeit nicht so. Und zwar deshalb nicht, weil die Walzen nicht nach vorwärts, sondern nach rückwärts strecken (d. h. in der entgegengesetzten Richtung der Bewegung des Walzstückes).

Indem ich nämlich die Bewegung des zwischen den Walzen befindlichen Stückes genau beobachtete, habe ich wahrgenommen, daß das Stück mit einer solchen Geschwindigkeit aus den Walzen austritt, als ob es von den Walzen abgewickelt würde. Ebenso ist mir auch aufgefallen, daß jener Teil (bezw. das Ende jenes Teiles), welcher in das Kaliber eintritt, sich augenscheinlich langsam fortbewegt, woraus zu schließen war, daß das Material nach rückwärts gedrängt wird, d. h. daß die durch den Druck der Walzen bewirkte Ausdehnung auf dieser Seite, also rückwärts, geschieht. Ich mußte also konstatieren, daß die Geschwindigkeit des in das Kaliber eintretenden Teiles deshalb geringer ist,

weil es während des Walzens länger wird, gestreckt wird.

Alles dieses erscheint uns auch einleuchtend, wenn wir den Querschnitt des zu den Walzen gelangenden Walzstückes und jenen der Walzen aufzeichnen (Abbildung 1). In dem Augenblick nämlich, wo das erste Profil (a b) des zu den Walzen gelangenden Stückes die Mittelpunktslinie der Walzen x y erreicht, ist das Walzstück schon auf das beabsichtigte Profil bearbeitet, denn die Höhe des fertigen Profils ist ja ebenfalls x y.

Denn über die x y-Linie hinaus kann das Stück eine weitere Bearbeitung nicht erfahren, weil die

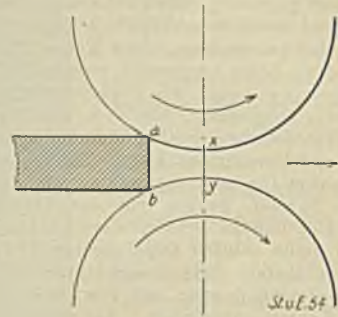


Abbildung 1.

Umfänge der Walzen hier schon einen größeren Abstand haben. Es ist daher klar, daß die ganze Bearbeitung — also auch die Streckung — des Stückes vor der x y-Linie, d. h. nach rückwärts geschieht. Es steht daher fest, daß nach vorwärts keinerlei Bearbeitung, sondern lediglich nur der Auslauf des fertigen Stückes erfolgt infolge der Reibung mit den sich drohenden Walzen.

Um dieses zu beweisen, mußte folgende Probe gemacht werden: 1 und 2 sind die obere und mittlere Walze eines Blechflammen-(Platinen-)Trios (Abbildung 2). Die Abmessungen sind aus der Abbildung zu ersehen.

Die zweite Walze (die mittlere, welche gleichzeitig die stärkste ist) haben wir in einem Kaliber ein wenig eingekorbt, damit dieselbe auf dem Walzstücke eine Spur hinterlasse. Wenn die Walze nach vorwärts strecken würde, also wenn die Geschwindigkeit des auslaufenden Stückes größer wäre als die Umfangsgeschwin-

* „Stahl und Eisen“ 1883 Nr. 2 S. 121.

digkeit der Walze (d. h. wenn das Walzstück voreilen würde, was Ledebur behauptet), dann müßte die Entfernung der sich an dem fertigen Stück bildenden Zeichen größer sein, als der Umfang der aktiven (größeren) Walze.

In unserem Falle beträgt der Durchmesser des in Rede stehenden Kalibers der aktiven Walze 500 mm, der Umfang also 1570 mm. Nach dem Walzen haben wir die Entfernung der auf dem fertigen Stück vorgefundenen Zeichen abgemessen, welche durchgehends 1565 bis 1570 mm betrug. Wir finden also, daß diese Entfernung genau so groß ist, wie der Umfang der Walze. Es ist daher ohne Zweifel festgestellt, daß die Walze nicht nach vorwärts strecken kann, und die Geschwindigkeit des auslaufenden Teiles nicht größer sein kann als die Umfangsgeschwindigkeit der Walzen. Es wäre also die Behauptung: „Je stärker die Streckung, desto stärker ist auch das Voreilen des Walzstückes“, hinfällig.

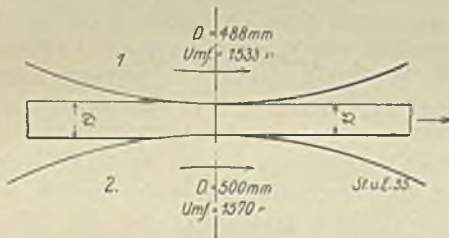


Abbildung 2.

Die Tatsache, daß die Walzen nicht nach vorwärts, sondern nach rückwärts strecken, hat meiner Ansicht nach keine praktische Bedeutung, und ist nur insofern interessant, als die Ansicht vieler in dieser Hinsicht unrichtig ist und daß die Angaben eines bekannten Handbuchs in dieser Beziehung irrig sind.

Nándorhegy (Ungarn), im Dezember 1907.

Ernst Cotel, Ingenieur.

* * *

Ueber die Ausführungen des Hrn. Cotel ist erst dann ein abschließendes Urteil möglich, wenn der betreffende angeführte Versuch noch durch einige weitere Angaben ergänzt wird. Dieselben müßten enthalten:

1. Angabe, ob lediglich die untere, stärkere Walze angetrieben wurde;

2. ob bei Bestimmung des Walzenumfangs der unmittelbar vor oder nach dem Durchgang des Walzgutes gemessene Walzendurchmesser zugrunde gelegt wurde.

3. Wie ist die Entfernung der Marken auf dem Stabe gemessen worden, im kalten oder im warmen Zustande? In ersterem Falle sind genaue Versuche über das Schrumpfen des betreffenden Materials und die beim letzten Stieh herrschende Temperatur anzustellen; im zweiten Falle ist der bekannten Erscheinung ganz be-

sondere Beobachtung zu schenken, daß das auf der Streckbank lagernde Walzeisen bei Temperaturen, die, nach dem Querschnitt zu urteilen, wenig unterhalb der wahrscheinlich bei den Probestichen herrschenden liegen, sich ohne sichtbare äußere Einflüsse wieder längt, um erst dann ziemlich gleichmäßig sich zusammenzuziehen.

Was nun, soweit sich übersehen läßt, den Versuch selbst anbelangt, so ist derselbe insofern unglücklich gewählt, als bei dem gegenüber dem Querschnitt des Walzgutes großen Walzendurchmesser, der geringen Dicke des Stabes und der verhältnismäßig geringen Querschnittsabnahme die Voreilung nur sehr klein sein kann, wodurch die Beobachtungsfehler naturgemäß prozentual wachsen und leicht zu Irrtümern führen können. Um gute Werte über das Voreilen zu erhalten, muß, entsprechend den von Cotel zitierten Ausführungen, der Querschnitt des Stabes gegenüber dem Walzendurchmesser möglichst groß sein, ebenso soll auch die Querschnittsverminderung einem Maximalwert entsprechen, während die Walzendurchmesser tunlichst klein zu wählen sind.

Weiter ist zu bedenken, daß bei verschiedenen Durchmessern der Walzen keineswegs der größere die Geschwindigkeit und das Maß an Voreilung bestimmt, sondern es resultiert aus beiden Durchmessern ein aktiver Walzendurchmesser, welcher der Berechnung zugrunde zu legen ist. Auch hier dürfte demnach ein Grund sein, warum der Abstand der Marken auf dem Stabe nicht im Einklang mit dem Walzenumfang steht.

Sonderbar erscheint mir der Rückschluß auf das „Nachrückwärtsstrecken“, den Hr. Cotel nun, nachdem er das Voreilen als nicht vorhanden bewiesen zu haben glaubt, zieht. Ein positiver Beweis für seine Behauptung kann doch in der Beobachtung der geringeren Geschwindigkeit des Endes des Stabes und der der Umfangsgeschwindigkeit genau proportionalen Geschwindigkeit des Kopfes des Stabes nicht gefunden werden. Eine Angabe über die Art der „genauen“ Bestimmung wäre sehr erwünscht.

Es wäre weiterhin sehr interessant, zu erfahren, wie sich Hr. Cotel bei Verneinung der Voreilung die Tatsache erklärt, daß jeder Walzenkonstrukteur, z. B. beim Auswalzen von Schienen, die Geschwindigkeitsdifferenz von Kopf und Fuß durch stärkere Druckgebung in den Füßen (also durch Verleihung einer größeren Voreilung nach meiner Ansicht) glatt ausgleicht, so daß bei guter Konstruktion der Stab auch ohne Führung gerade ausläuft.

Dortmund, im Dezember 1907. J. Puppe.

* * *

Auf die Bemerkungen des Hrn. Puppe kann ich folgendes sagen:

1. Alle drei Walzen waren angetrieben, und an der Antriebsmaschine war die mittlere (zweite) Walze angekuppelt.

2. Den Walzendurchmesser habe ich unmittelbar vor dem Durchgang des Stabes mit einem Greifzirkel, und zur Kontrolle den Umfang direkt mit einem 0,25 mm starken glatten Stahlbande gemessen.

3. Die Entfernung der Marken auf dem Walzstück habe ich sofort im warmen Zustande gemessen und zwar mit einem vorbereiteten Stabe, dessen Länge mit dem Walzenumfang übereinstimmend war.

Es fällt mir auf, daß Hr. Puppe z. B. von der Temperatur spricht. Die Tatsache, daß das Kaliber das Walzstück von 19 mm Dicke auf 15 mm bearbeitet hat, hatte unbedingt zur Folge, daß der Stab um rund 21% länger wurde, wie hoch die Temperatur auch immer gewesen wäre. Wenn nun dieses Verlängern (um 21%) ein Voreilen verursachen würde, dann müßte die Entfernung der Marken auch nach Hrn. Puppe wenigstens

$$\left(\frac{1533 + 1570}{2}\right) + \left(\frac{1533 + 1570}{2} \times 0,21\right) = 1871 \text{ mm}$$

ausmachen. Hier spielt die Temperatur gar keine Rolle. Die tatsächliche Querschnittsverminderung und das Verlängern stehen zueinander in geradem Verhältnis, welches von der Temperatur unabhängig ist. Die Tatsache nämlich, daß die Querschnittsverminderung bei niedriger Temperatur kleiner ist, gehört nicht hierher, weil hier von der bereits stattgefundenen Querschnittsverminderung und deren Folgen die Rede ist.

Es ist meiner Ansicht nach ein positiver Beweis für das „Nachrückwärtsstrecken“, wenn ich die Unmöglichkeit des „Nachvorwärtsstreckens“ positiv bewiesen habe.

Was Hr. Puppe am Schlusse seiner Ausführungen fragt, ist dahin zu beantworten: Der Fuß der Schiene eilt infolge des größeren Druckes durchaus nicht vor, sondern, weil der Durchmesser des Kalibers im Fußteile infolge der Vergrößerung des Druckes größer geworden ist, wickelt sich bei einer Umdrehung ein längeres Stück von dem betreffenden Walzenteil ab und so kommt der Ausgleich zustande.

Um übrigens jeden Zweifel des Hrn. Puppe zu beseitigen, habe ich einen neuerlichen Versuch — unter den Bedingungen, welche Hr. Puppe selbst

für diesen Zweck als passendste bezeichnet hat — vorgenommen: Ich habe die obere und mittlere Walze einer Feinstrecke (Trio) in dem Kaliber eingekerbt, wo

bei der oberen Walze	D = 212 mm	
	Umf. = 665	-
bei der mittleren Walze	D = 230	-
	Umf. = 722	- war.

Der Querschnitt des Stabes war vor dem Probestich $45,2 \times 17,2$ mm. Nach dem im erwähnten Kaliber erfolgten Probestich betrug der Querschnitt $46,5 \times 10,2$ mm. Die Entfernung der Marken haben wir auf der Seite des Stabes, welche die obere Walze berührte, zu 706 mm, auf jener Seite, welche die mittlere Walze berührte, zu 01 mm gefunden. (Beim Abmessen haben wir den vorbereiteten Stab auf das aus dem Kaliber ausgelaufene Walzgut gelegt und die \pm Differenz mit der Schublehre abgemessen.) Die der vorgefundenen Querschnittsverminderung (rd. 39%) entsprechende Verlängerung beträgt f. d. lfd. Meter 390 mm; wenn diese Verlängerung ein Voreilen verursachen würde, dann hätte die Entfernung der Marken mehr als 950 mm betragen müssen. Ich glaube demnach, daß Hr. Puppe zugeben wird, daß ein Voreilen nicht existiert.

Noch möchte ich meiner Ansicht Ausdruck geben, daß die Entfernungen der Marken wahrscheinlich gleich groß sind, und die Differenz $706 - 701 = 5$ mm nur ein Beobachtungsfehler ist. Wenn wir als Mittelwert 703 mm annehmen, so finden wir, daß der aktive Durchmesser — und darin hat Hr. Puppe vollkommen recht — mit dem Durchmesser der größeren Walze nicht identisch ist, sondern $\frac{703}{3,14} = 224$ mm entspricht und so zwischen den zwei Durchmessern steht.*

Nándorhegy (Ungarn), im Dezember 1907.

E. Cotel.

* Wir haben Hrn. Puppe die Antwort des Herrn Cotel zur Kenntnisnahme vorgelegt. Hr. Puppe teilt uns mit, daß er in allernächster Zeit weitere Versuche über das Voreilen usw. anzustellen beabsichtigt und er dann nochmals auf die Sache zurückkommen werde.

Die Redaktion.

Elektrischer oder Dampf-Antrieb für Reversierstraßen.

Bezüglich der in „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 49 S. 1788 u. ff. veröffentlichten Rentabilitätsberechnung werde ich von anderer Seite darauf aufmerksam gemacht, daß sich die Betriebskosten für Gas bei beiden Antriebsarten etwas niedriger stellen, wenn man von der Jahreserzeugung (300 000 t) und 6000 Betriebsstunden im Jahre ausgeht. Es ergeben sich dieselben alsdann beim Dampfbetrieb zu:

$$\frac{300\,000 \cdot 300 \cdot 650}{900 \cdot 0,67} \cdot \frac{2}{1000} = \text{rund } 194\,000 \text{ M}$$

im Jahr bei 300 kg Dampfverbrauch f. d. Tonne und 2 M f. d. Kubikmeter Kesselrichtgas, und beim elektrischen Betrieb zu:

$$\frac{2400 \cdot 6000 \cdot 3,0 \cdot 2,5}{1000} = 108\,000 \text{ M}$$

wobei mit 2400 P.S. effekt. Leistung der Gasmaschine und 2,50 M f. d. Kubikmeter Motorenrichtgas (d. h. gut gereinigtes Gas) gerechnet ist.

Der Unterschied rührt daher, daß ich bei Feststellung des Energiebedarfs von der zehnstündigen Schicht ausgegangen bin, und die Be-

triebskostenrechnung infolgedessen ebenfalls mit zehnstündiger Schicht (6000 Std. im Jahr) durchgeführt werden muß.

Nach entsprechender Berichtigung stellen sich dann die jährlichen Betriebskosten:

- für Dampfbetrieb auf 302500 M., d. h. f. d. Tonne 1,01 M.,
- für elektrischen Betrieb auf 284950 M., d. h. f. d. Tonne 0,95 M.,
- d. h. für den letzteren noch immer um 5 % f. d. Tonne billiger.

Aus den von mir angenommenen Werten läßt sich ferner der Preis f. d. Tonne Dampf und f. d. Kilowattstunde leicht berechnen.

Der Dampfpreis berechnet sich auf Grund der Gaskosten und Betriebskosten wie folgt:

Anlagekosten:

(entsprechend den Zahlenwerten obengenannter Quelle)	
4. Neun Kessel	135 000 M.
6. Speisepumpen, Wasserleitung	11 000 "
7. Kamin, Rauchkanäle	18 000 "
8. Ueberdachung der Kessel usw. (Anteil von 11 000 M)	6 000 "
Betriebskosten:	170 000 M.
15 % Amortisation und Verzinsung von 170 000 M	25 500 M.
Gaskosten (s. oben)	194 000 "
Bedienung	24 000 "
Reparaturen usw. (1/3 von 12 000 M)	4 000 "
	247 500 M.

also f. d. Tonne Blöcke $\frac{247\,500}{300\,000} = 0,825$ M., entsprechend 300 kg Dampf. Für 1000 kg Dampf betragen demnach die Kosten 2,75 M.

Für den maschinellen Teil beim Dampfanztrieb verbleiben sonach 1,01 M. — 0,825 M. = ~ 0,18 M für eine Tonne Blöcke.

Beim elektrischen Betrieb ergibt sich für den Preis der Kilowattstunde folgendes:

Anlagekosten (entsprechend den Zahlenwerten obengenannter Quelle):

1. Zwei Gasdynamos	390 000 M.
2. Rohrleitungen, Auspuffkessel usw.	20 000 "
3. Fundamente, Kanäle	16 000 "
4. Anteil an der Gasreinigung	15 000 "
5. " am Gebäude der Zentrale	16 000 "
Betriebskosten:	457 000 M.
1. 15 % Amortisation und Verzinsung von 457 000 M	68 550 M.
2. Gaskosten (s. oben)	108 000 "
3. Oelkosten für die Gasmaschinen (ohne Umformer)	10 000 "
4. Bedienung der Gasmaschinen	9 000 "
5. Reparaturen der Gasmaschinen usw.	14 000 "
	209 550 M.

Bei einer effektiven Leistung der Gasdynamos von 2400 P. S. und 0,9 Wirkungsgrad der letzteren wird bei 6000 Betriebsstunden eine jährliche Erzeugung von 9720 000 KW.-Std. erreicht; es stellt sich sonach 1 KW.-Std. auf rund 2,15 %.

Die Gesamtbetriebskosten beim elektrischen Betrieb betragen 284950 M.; für den direkten Walzwerksantrieb verbleiben sonach noch 75400 M. an Betriebskosten, d. h. 0,25 M. für 1 t Blöcke.

Es kostet demnach die Tonne Dampf 2,75 M. und die KW.-Std. 2,15 %.

Beide Zahlen stellen selbstverständlich nicht die effektiven, auf Grund der Gesamtanlage eines Hüttenwerks berechneten Einheitspreise für Dampf und Elektrizität dar, sondern nur die aus vorliegendem Sonderfalle ermittelten Daten.

Die Angaben über den Dampfpreis schwanken im allgemeinen zwischen 2 M. und 3 M. f. d. Tonne, je nach dem eingesetzten Preis des Gichtgases, welches seinerseits je nach dem Reinigungsgrad verschieden zu bewerten ist. Für rohes Gichtgas stellen sich 1000 cbm auf 1,50 — 2 M., für gut gereinigtes Gas auf 2 — 2,70 M.

Aus dem jährlichen Stromverbrauch von 972000 KW.-Std. ergibt sich ferner als weitere Folgerung der Stromverbrauch für 1 t Blöcke = 32,4 KW.-Std., d. h. also zum Preise von $32,4 \times 2,15 = \sim 70$ % für 1 t Blöcke.

Der oben ermittelte Wert der Betriebskosten für 1 t Blöcke hängt selbstverständlich noch in hohem Grade von den angenommenen Dampf- und Gasverbrauchszahlen bzw. deren Preise ab. Jedes Hüttenwerk ist in der Lage, sich die Kosten für beide Antriebe auf Grund seiner Preise für Dampf und Elektrizität annähernd ausrechnen zu können.

Aus den meinerseits zugrunde gelegten Anlagekosten ergaben sich die auf den eigentlichen maschinellen Teil beider Anlagen entfallenden Quoten:

für den Dampfbetrieb zu 0,18 M. f. d. Tonne Blöcke

" " elektr. Betrieb " 0,25 " " " "

Stellen sich bei einem Hüttenwerk z. B. die Kosten

für 1000 kg Dampf auf 2,50 M.
" 1 KW.-Std. " 3 %

so betragen bei 300000 t Produktion im Jahr und 0,3 t Dampf auf die Tonne Blöcke die ungefähren Kosten:

für 1 t Blöcke beim Dampfanztrieb	$0,3 \times 2,50 = 0,75$ M.
	0,18 "
	0,93 M.
für 1 t Blöcke beim elektr. Antrieb	$32,4 \times 3 = 97,2$ M.
	0,25 "
	1,22 M.

d. h. der elektrische Antrieb stellt sich dann um 20 % auf die Tonne teurer. Bei einem Strompreis von 2,5 % reduziert sich dieser Unterschied z. B. auf 12 % für 1 t. Ich wiederhole nochmals, daß die Richtigkeit dieser Rechnungen abhängig ist von dem zugrunde gelegten Energiebedarf von 300 kg Dampf bzw. 32,4 KW.-Std. für die Tonne Blöcke.

Es fehlen uns hierüber leider noch einwandfreie und sichere Betriebsdaten in genügender Anzahl, und solange dieselben nicht bestimmt vorliegen, erscheint es mir richtiger, mit der Vorausberechnung des Energiebedarfs bei Rentabilitätsberechnungen nicht zu knapp zu gehen.

Witten, im Dezember 1907. *Schömburg.*

Ueber Verwendung von Preßluft im Gießereibetriebe.

Aus dem Vortrage des Hrn. Otto S. Schmidt, Dipl. Ing., „Ueber Verwendung von Preßluft im Gießereibetriebe“,* lese ich mit Interesse die Abhandlung über die pneumatische Formmethode nach Ing. Röchling in Hagen i. W.

Hr. Schmidt macht auf den bestechenden Eindruck, welcher beim ersten Anblick dieser Arbeitsweise hervorgerufen worden muß, aufmerksam und hebt die großen Schwiorigkeiten, auf die man bei der praktischen Anwendung dieser Formmethode stoßen muß, hervor.

Es mag vielleicht einen weiteren Kreis der Leser dieser Zeitschrift interessieren, daß diese Formmethode, wenigstens für die Herstellung

von Sandkernen, bereits seit 1902 in ausgedehnter Weise und mit größtem Erfolge in einem amerikanischen Röhren-Fittingswerke in Anwendung ist. Der Schreiber dieser Zeilen hatte vor kurzem Gelegenheit, während einer längeren Periode die Arbeitsweise dieser nach genannter Methode arbeitenden Maschinen und deren Leistungsfähigkeit in Amerika zu beobachten. Es ist außer Zweifel, daß diese Maschinen ganz Vorzügliches leisten und daß deren Produktionsfähigkeit den Beobachter ins höchste Erstaunen versetzen muß. Ich versichere, daß dieselben den Leistungen der besten, für die gleichen Zwecke in Europa gebauten Kernformmaschinen um wenigstens das Fünfundzwanzigfache überlegen sind.

E. Messner, Gießerei-Ingenieur.

* „Stahl und Eisen“ 1908 Nr. 1 S. 8.

Bericht über in- und ausländische Patente.

Patentanmeldungen,

welche von dem angegebenen Tage an während zweier Monate zur Einsichtnahme für jedermann im Kaiserlichen Patentamt in Berlin ausliegen.

16. Januar 1908. Kl. 7 b, H 36 873. Selbsttätig arbeitende Maschine zur Herstellung von Sickenrohren durch schraubenförmiges Wickeln von Metallbändern. Nicolaus Heid, Stockerau, Nied.-Oesterr.

Kl. 7 c, K 32 684. Selbsttätige Schutzvorrichtung für Exzenterpressen und ähnliche durch Exzenter angetriebene Werkzeugmaschinen. Wilhelm Kolwitz und Peter Glaser, Bergedorf.

Kl. 21 h, S 22 133. Elektrischer Dreiphasenstromofen, insbesondere für die Herstellung von Kalziumkarbid. Societa Italiana Dei Forni Elettrici und Arturo Paoloni, Rom.

Kl. 24 i, W 27 518. Feuerungsanlage mit Zuführung von Zusatzluft, die im Deckengewölbe und in den Seitenwänden vorgewärmt ist. The Western Furnace Company, Colorado, V. St. A.

Kl. 26 e, A 14 130. Beschickungsvorrichtung für Koksöfen, Gasretorten oder dergl., bei denen die Beschickungsmaschine unter einem festen Zufuhrtrichter verkehrt und automatisch die Verschlussvorrichtung des Zufuhrtrichters öffnet und schließt. James George Willcox Aldridge und Ralph Ernest Gibson, London und Liverpool.

Kl. 35 b, M 32 692. Blockzangenkan mit Abhebevorrichtung für Tiefofendeckel. Märkische Maschinenbauanstalt Ludwig Stuckenholz A.-G., Wetter, Ruhr.

20. Januar 1908. Kl. 10 a, K 35 263. Wage-recht bewegliche Planierstange für liegende Koksöfen. Heinrich Koppers, Essen, Ruhr, Isenbergstr. 30.

Kl. 18 c, E 12 550. Vorstoßmaschine mit ausziehbarer Stoßzange für Wärmöfen. Konrad Erdmann, Bochum, Humboldtstraße 57.

Kl. 24 c, R 23 929. Kammerofen zur Vergasung von Kohlen, Röstung von Erzen und dergleichen mit der Länge nach von senkrechten Stützfeilern getragenen Ofenkammern. Hans Ries, München, Mairstraße 9/10.

Kl. 27 c, P 19 753. Zentrifugalventilator zum Absaugen hochoberhitzer Gase. Louis Prat, Paris.

Kl. 48 b, M 30 918. Vorrichtung zum Verzinken von Metallplatten. Pierre Célestin Machet, Paris.

Gebrauchsmustereintragungen.

20. Januar 1908. Kl. 7 a, Nr. 326 698. Draht-ziehtrommel mit im Innern eingebauter Reibungskupplung. Clemens Linzen, Unna i. W.

Kl. 10 a, Nr. 326 611. Verbindung für feuerfeste Düsenrohraufsätze für Koksöfen, bestehend aus dem Aufsatz klammerartig umfassenden, achsial gerichteten Zinken. Wilhelm Portmann, Dahlhausen a. Ruhr.

Kl. 19 a, Nr. 327 133. Rillenschienenstoß mit eingesetztem Stahlstößel. Emil Porck, Kottbus, Kolkwitzerstr. 4/6.

Kl. 24 h, Nr. 326 607. Bewegliche Schürplatte mit darunter angeordnetem Aschschacht für mechanische Rostbeschickungs-Apparate. Dingersche Maschinenfabrik A.-G., Zweibrücken.

Kl. 24 h, Nr. 326 738. Zuführungsvorrichtung für den Brennstoff bei Feuerungen. Gustav Schulz, Justushütte bei Weidenhausen, Kr. Biedenkopf.

Oesterreichische Patentanmeldungen.

Kl. 12 d. Precht, Heinrich, Dr., Neu-Staßfurt. Verfahren zur Entwässerung von atmosphärischer Luft und anderen gasförmigen Körpern. 27. 12. 1906. A 7795/06.

Kl. 40 b. Hartenstein, Herm. Lewis, Constantine, (Michigan V. St. A.). Elektrischer Schmelzofen. 30. 4. 1906. A 2651/06.

Kl. 49 a. Astfalck, Wiland, Tegel bei Berlin. Verfahren zur Herstellung von Rohren aus einem Metallblock durch Lochen und Auspressen in einem Arbeitsvorgange. 25. 10. 1906. A 6384/06.

Kl. 49 a. Firma Mahn & Co., Wien. Hydraulische Presse zur Herstellung von Röhren aus Metallblöcken. 29. 7. 1907. A 4955/07.

Kl. 49 b. Hooker Leslie Edwin, Binghamton, und Clonney Abram Mesier, New York (V. St. A.). Presse zur Herstellung von Hohlkörpern aus Metall mit sich verjüngender, scharfkantig auslaufender Wand. 2. 6. 1906. A 3427/06.

Kl. 80 e. Austro-Hungarian-Cement Company, Limited, London. Verfahren zur Herstellung eines ohne besondere Zuschläge gebrauchsfertigen Zementes aus Hochofenschlacke. 3. 7. 1905. A 3562/05.

Kl. 80 e. Austro-Hungarian-Cement Company, Limited, London. Vorrichtung zum Zerstäuben von feuerflüssiger Hochofenschlacke mittels schnell rotierender Trommel, auf welche die flüssige Schlacke geleitet wird. 21. 2. 1906. A 1115/06.

Deutsche Reichspatente.

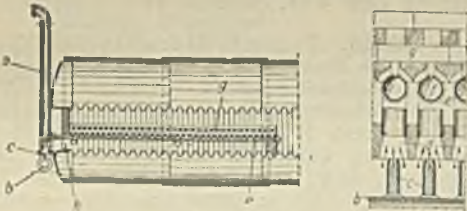
Kl. 49b, Nr. 184 754, vom 31. Mai 1906. Friedr. Carl vom Bruck in Velbert, Rheinpr. *Vorrichtung zum Lochen von Flachstäben.*



Der durch den Stempel *b* zu lochende Flachstab *a* wird während des Lochens mittels einer beweglichen Leiste *c* gegen eine feste Leiste *d* gedrückt, um das Herausdrücken der Lochränder nach der Seite hin zu verhüten. Diese Verschiebung der Leiste *c* wird durch an dem Oberstempel angebrachte Keile *e* bewirkt.

Kl. 24c, Nr. 184 769, vom 10. Januar 1906. Heinrich Koppers in Essen, Ruhr. *Feuerungsanlage für Dampfkessel mit Koksofen-, Schmel- oder ähnlichen Gasen, die vorher nach Art des Bunsenbrenners mit der Primärluft gemischt und entleuchtet sind.*

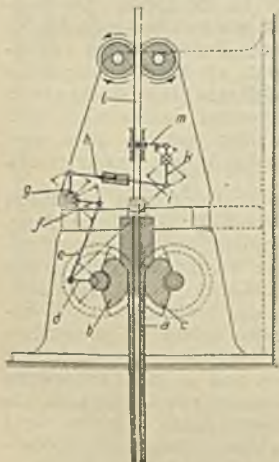
Das Heizgas wird durch Rohr *a* in vor dem Kessel verlagerte Rohre *b* eingeleitet und aus diesen durch eine Anzahl von Düsen *c* in Mischräume *d*, in die seitlich von unten Primärluft hinzutritt und sich



mit dem Heizgase mischt. Das Gemisch strömt durch rostartig verlegte Rohre *e*, die oben eine Anzahl von Oeffnungen *f* besitzen, in ein Gitterwerk *g* aus feuerfesten Steinen und verbrennt hier mit der durch eine regelbare Oeffnung *h* zugeführten Sekundärluft. Die Steine erhitzen sich hierbei so stark, daß sich an ihnen erloschenes Gas wieder entzündet; eine Hilfsfeuerung wird hierdurch überflüssig. Ferner vergleichmäßigen die Steine die Wärmeabgabe an den Dampfkessel.

Kl. 7a, Nr. 185 029, vom 12. Januar 1904. Poetter & Co. in Dortmund. *Drehvorrichtung für das Werkstück bei absatzweise arbeitenden Walzwerken.*

Das absatzweise Drehen des Walzstückes *a* während seiner Freigabe von den beiden schwingenden oder rotierenden Walzen *b* und *c* erfolgt unmittelbar von der Achse der einen dieser Walzen aus unter Zwischenschaltung eines elastischen Zwischengliedes. Diese Achse ist durch ein System von Hebeln *d e f g h i k* mit einer auf der das Werkstück tragenden Dornstange *l* sitzenden Drehvorrichtung *m* verbunden, wobei zwischen *h* und *i* eine in einer Büchse sitzende Feder eingeschaltet ist, welche während des Walzens gespannt wird und diese Spannung auf das Werkstück nach seiner Freigabe überträgt.



Kl. 7b, Nr. 185 086, vom 13. September 1905. Hugh L. Thompson in Waterbury (Conn., V. St. A.). *Drahtziehmaschine mit schwenkbarem Ziehmatrizenträger.*

Um, ohne ein Reißen des Drahtes befürchten zu müssen, die Ziehtrommel *a* mit voller Geschwindigkeit anlassen zu können, ist die Ziehmatrize *b* in einem Arm *c* gelagert, der um eine durch die Trommelachse gehende, nur zu ihr senkrecht stehende Achse *d* drehbar ist. Durch eine Feder *e* wird der Arm *c* beim Stillstande der Trommel *a* in senkrechter Lage erhalten, aber durch den Zug des Drahtes *f* nach unten gezogen, in welcher Stellung er durch eine selbsttätige Einklinkvorrichtung *g* festgelegt wird.



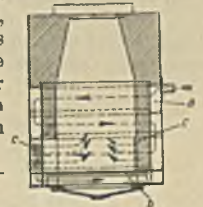
Durch dieses anfängliche Folgen des Drahtes beim Umlegen des Matrizenträgers wird im Augenblicke des Anlassens der Trommel *a* eine genügende Verlangsamung der Drahtgeschwindigkeit in der Ziehmatrize *b* erzielt, um ein Reißen des Drahtes zu verhüten.

Kl. 18a, Nr. 185 104, vom 27. Februar 1906. David Baker in Philadelphia. *Vorrichtung an Gichtverschlüssen für Hochöfen oder dergl. zum gleichmäßigen Verteilen des Gichtgutes.*

Gegenstand des amerikanischen Patentes Nr. 814 506. Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 19 S. 668.

Kl. 31a, Nr. 185 106, vom 5. September 1905. Robert Lindemann in Osnabrück. *Doppelwandiger vierseitiger Tiegelerschmelzofen.*

Der Gebläswind tritt, nachdem er in bekannter Weise behufs Vorwärmung in einem den Tiegelofen umgebenden Windkasten *a* den unteren Ofenschacht umkreist hat, nicht nur durch die Spalten des Rostes *b*, sondern auch durch hohe Eckschlitzes *c*, die unmittelbar über dem Roste beginnend nur bis zum Boden des Tiegels gehen, in den Ofen.



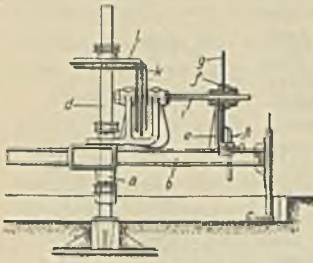
Es soll hierdurch eine sehr intensive Beheizung erzielt werden.

Kl. 31b, Nr. 185 107, vom 4. Mai 1906. Sören Peter Nielsen in Westerås und Petter Eriksson in Lund, Schweden. *Vorrichtung zur Herstellung von Kernen mittels eines hin und her gehenden, den Sand absatzweise in und durch eine Kernpatrone pressenden Kolbens.*

Vor dem mit Kernsand gefüllten Behälter *a* befindet sich die Kernmatrize *b*, in welcher der Sand durch einen hin und her gehenden Kolben *c* eingeführt und zusammengepreßt wird. Der Kolben trägt einen vorstehenden mittleren Stift *d*, der zur Herstellung eines Luftkanales in dem Kern dient. Dieser wird durch den Kolben *c* erzeugt, der zwei vorstehende Stifte *e* besitzt, die das hintere Ende des Kernes auflockern, so daß sich der neu zugeführte Sand damit gut verbinden kann. Die hin und her bewegte Rührvorrichtung *f* bewirkt eine gleichmäßige Verteilung des Sandes.



Kl. 31 b, Nr. 185108, vom 14. September 1906. Eisenhütte Heerdt F. Hasenkamp & Cie. in Heerdt, Reg.-Bez. Düsseldorf. *Zahnradformmaschine mit einem sich mit dem Modellarm drehenden und durch dessen Drehung bewegten Zeigerwerk.*

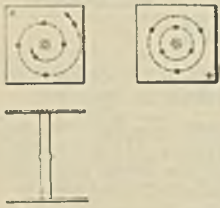


Auf dem in der Büchse *a* verschiebbaren Arm *b*, der vorn das Modell *c* trägt und mit der Büchse *a* um die Säule *d* drehbar ist, ist verschiebbar ein Arm *e* gelagert, der oben das Lager für die Nabe *f* der Zifferscheibe *g* und unten einen Zeiger *h* trägt.

Die Nabe *f* der Zifferscheibe ist auf der Welle *i* längsverschiebbar; Letztere wird bei Drehung des Armes *b* um die Säule *d* durch die beiden Zahnräder *k* und *l*, von denen *l* auf der Säule *d* nicht drehbar ist, gedreht.

Bei dieser Einrichtung befindet sich das Zeigerwerk stets vor dem Former.

Kl. 31 c, Nr. 185112, vom 28. Juni 1906. Ludwig Szajko in Budapest. *Kernstütze mit Lochungen in den Endplatten zwecks Abzuges der beim Guß entstehenden Gase.*

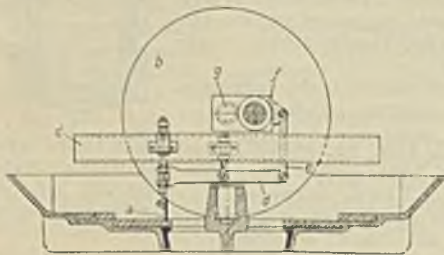


Die Platten der Kernstütze sind mit Löchern in Form einer Schneckenlinie oder von konzentrischen

Kreisen zum Abzug der Gase versehen. Bei genügend starken Platten werden die Löcher schräg zu deren Oberfläche hergestellt.

Kl. 50 c, Nr. 185121, vom 22. Mai 1906. Christian Gielow in Görlitz. *Kollergang mit in Kurbeln gelagerten Läufern.*

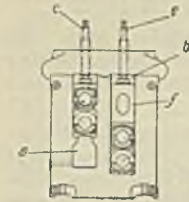
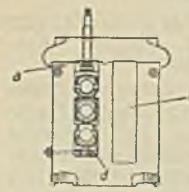
Die Scharrmesser *a*, welche sich mit den Läufern *b* im Kreise bewegen und die Aufgabe haben, das zerkleinerte Gut weiterzubefördern, sind mit den Läufern zwangläufig so verbunden, daß sie sich zugleich mit



den Läufern, sobald diese durch noch unzerkleinertes Material angehoben werden, heben. Es soll hierdurch verhütet werden, daß noch nicht genügend zerkleinertes Material weiterbefördert wird. Die Scharrmesser führen sich an Trägern *c* und sind durch die Gabel *d* und *e* mit den Kurbeln *f* verbunden, an denen die Achsenzapfen *g* der Läufer *b* befestigt sind.

Kl. 7 a, Nr. 185424, vom 3. Juni 1906. Friedrich Bonte in Duisburg. *Walzengerüst.*

Die Erfindung betrifft ein Walzwerk, das besonders für die Herstellung von Feineisen Verwendung finden soll. Die bekannten Feineisenwalzwerke arbeiten entweder als Doppelduo oder als Trio, weil jede Gattung für sich gewisse Vorteile bietet. Das Doppelduo liefert beim Walzen von Band- und Flach-eisen ein besseres Fertigfabrikat, da die Anordnung der Walzen ein genaueres Anstellen gestattet. Bei



dem Trio läßt sich eine größere Produktion erzielen, weil das Walzen einfacher ist. Deshalb findet zum Walzen von Stabeisen und Draht gewöhnlich das Trio Anwendung.

Die Erfindung besteht darin, daß das Walzengerüst so eingerichtet ist, daß es sowohl zwei Gruppen von je zwei Walzen oder eine Gruppe von drei Walzen aufnehmen kann, so daß es je nach Bedarf als Doppelduo oder als Trio arbeiten kann.

Es besitzt zwei Schlitz *a* und *b*, von denen *a* mit Schultern für die oberen beiden Walzen versehen ist. Die obere Walze wird durch eine Druckschraube *c* und, falls es als Trio arbeitet, die untere durch einen Keil *d* angestellt, das untere Duo in dem Schlitz *b* wird gleichfalls durch eine Druckschraube *e* unter Zwischenschaltung eines Einsatzstückes *f* angestellt.

Patente der Ver. Staaten von Amerika.

Nr. 820485. Byron E. Eldred in New York. *Verfahren, den Brennwert von Gichtgas zu verbessern.*

Um die kohlenäurereichen Gichtgase für die Verwertung in Gaskraftmaschinen geeigneter zum machen, werden sie durch Generatoren geleitet, in denen die Kohlensäure zu Kohlenoxyd reduziert wird. Dann passieren sie noch einen Reiniger und können nun als hochwertige Gase in jedem Gasmotor verwendet werden. Da die Zerlegung der Kohlensäure mit einem Aufwande von Wärme verbunden ist, so müssen stets zwei Generatoren zusammen arbeiten, von denen abwechselnd der eine durch Gebläseluft wieder heiß geblasen wird, während durch den zweiten vorher heiß geblasenen das anzureichernde Gichtgas geleitet wird.

Nr. 832948. Ralph Baggaley in Pittsburg, Pa. *Roheisen- und Stahlgewinnung aus eisenhaltigen Schlacken.*

Der Kupferschmelzprozeß ergibt große Massen von eisenhaltigen Schlacken, welche das Eisen an Kieselsäure gebunden, außerdem aber viele verunreinigende Stoffe enthalten.

Nach dem neuen Verfahren können diese Schlacken in einem Schachtofen auf Roheisen verschmolzen werden, wenn ihnen einerseits viel Kalkstein als Flußmittel zugesetzt und andererseits eine wesentlich größere Hitze angewendet wird, als im Hochofen. Zur Ausführung des Verfahrens soll ein Gebläse-Schachtofen benutzt werden, dessen unterer Teil aus einem wassergekühlten Eisenmantel besteht; als Ausfütterung sollen Magnesitziegel dienen. Das fallende Eisen ist sehr unrein und muß daher einem Frischprozeß, insbesondere dem Bessemervverfahren, unterworfen werden; dann wird es in üblicher Weise rückgekocht und fertiggemacht.

Nr. 835232. Frank E. Bachman in Port Henry, N. Y. *Sinterverfahren für feinkörnige Erze.*

Die in einem Drehrohrofen zu sinternden Erze werden mit Kokslein oder dergl. vermischt in den Ofen eingetragen und in üblicher Weise zusammengesintert. Die Rückstände des verbrennenden Koksgrüses sollen die Erzteilechen schon bei wesentlich geringerer Temperatur, als ohne Zusatz erforderlich sein würde, zusammenkitten und so die Verwendung von armen Gasen, insbesondere von Gichtgasen, ermöglichen. Sollte die erzeugte Hitze trotzdem nicht ausreichen, so kann mit dem Gase zugleich noch Kohlenstaub oder ein flüssiger Brennstoff verheizt werden.

Statistisches.

Erzeugung der deutschen Hochofenwerke im Dezember und im ganzen Jahre 1907.

	Bezirke	Erzeugung			Erzeugung	
		im	im	vom	im	vom
		Nov. 1907	Dezbr. 1907	1. Jan. bis 31. Dezemb. 1907	Dezbr. 1906	1. Jan. bis 31. Dezbr. 1906
		Tonnen	Tonnen	Tonnen	Tonnen	Tonnen
Hessei-Roheisen und Guß- waren i. Schmelzung	Rheinland-Westfalen*	98 106	104 390	1 116 862	84 094	1 029 267
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	19 553	19 791	252 072	20 255	222 547
	Schlesien	6 926	6 055	92 031	8 698	100 353
	Pommern	13 300	13 650	158 975	13 350	157 790
	Hannover und Braunschweig	4 286	4 872	60 446	6 186	75 444
	Bayern, Württemberg und Thüringen	2 960	2 480	32 520	2 633	27 712
	Saarbezirk	8 406	9 093	103 112	6 574	84 456
	Lothringen und Luxemburg	36 405	36 016	443 398	33 477	406 115
	Gießerei-Roheisen Sa.	189 942	196 347	2 259 416	175 267	2 103 684
Bessemer-Ro- heisen (saures Verfahren)	Rheinland-Westfalen*	20 824	22 014	287 081	22 869	294 688
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	4 755	5 610	48 369	5 977	44 952
	Schlesien	2 708	2 964	40 020	6 027	57 000
	Hannover und Braunschweig	8 460	8 250	95 885	7 880	86 100
	Bessemer-Roheisen Sa.	36 747	38 838	471 355	42 753	482 740
Thomas-Roheisen (basisches Verfahren)	Rheinland-Westfalen*	307 656	304 421	3 480 916	285 578	3 305 928
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	—	—	—	—	—
	Schlesien	27 196	29 384	320 296	21 520	273 282
	Hannover und Braunschweig	25 912	26 674	312 498	26 113	281 425
	Bayern, Württemberg und Thüringen	15 440	14 400	161 040	12 310	151 449
	Saarbezirk	72 819	74 674	847 334	66 589	816 796
	Lothringen und Luxemburg	267 310	266 714	3 372 142	286 134	3 259 654
Thomas-Roheisen Sa.	716 333	716 267	8 494 226	698 244	8 088 534	
Stahl- u. Spiegeleisen (einschl. Ferro-mangan, Ferro-silicium usw.)	Rheinland-Westfalen*	53 974	43 071	507 178	39 578	461 033
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	31 930	31 055	387 808	31 289	368 453
	Schlesien	12 837	12 633	138 879	9 723	110 843
	Pommern	—	—	—	—	—
	Bayern, Württemberg und Thüringen	—	—	785	—	3 244
Stahl- und Spiegeleisen usw. Sa.	98 741	86 759	1 034 650	80 590	943 573	
Puddel-Roheisen (ohne Spiegeleisen)	Rheinland-Westfalen*	6 777	5 685	54 087	4 416	51 867
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	16 646	16 937	201 657	15 789	215 068
	Schlesien	26 612	27 352	347 432	31 921	359 867
	Bayern, Württemberg und Thüringen	—	—	8 555	790	5 903
	Lothringen und Luxemburg	20 427	18 190	174 382	14 868	221 831
Puddel-Roheisen Sa.	70 462	68 164	786 113	67 784	854 536	
Gesamt-Erzeugung nach Bezirken	Rheinland-Westfalen*	487 337	479 581	5 446 124	436 535	5 142 783
	Siegerland, Lahnbezirk und Hessen-Nassau .	72 884	73 393	889 906	73 310	851 020
	Schlesien	76 279	78 388	938 658	77 899	901 345
	Pommern	13 300	13 650	158 975	13 350	157 790
	Hannover und Braunschweig	38 658	39 796	468 829	40 179	442 969
	Bayern, Württemberg und Thüringen	18 400	16 880	202 900	15 733	188 308
	Saarbezirk	81 225	83 767	950 446	73 163	901 252
	Lothringen und Luxemburg	324 142	320 920	3 989 922	334 479	3 887 600
	Gesamt-Erzeugung Sa.	1 112 225	1 106 375	13 045 760	1 064 638	12 473 067
Gesamt-Erzeugung nach Sorten	Gießerei-Roheisen	189 942	196 347	2 259 416	175 267	2 103 684
	Bessemer-Roheisen	36 747	38 838	471 355	42 753	482 740
	Thomas-Roheisen	716 333	716 267	8 494 226	698 244	8 088 534
	Stahleisen und Spiegeleisen	98 741	86 759	1 034 650	80 590	943 573
	Puddel-Roheisen	70 462	68 164	786 113	67 784	854 536
	Gesamt-Erzeugung Sa.	1 112 225	1 106 375	13 045 760	1 064 638	12 473 067

Dezemb.: Einfuhr: Steinkohlen 1 180 085 t, Braunkohlen 804 559 t, Eisenerze 731 957 t, Roheisen 39 419 t, Kupfer 13 416 t. Ausfuhr: Steinkohlen 1 902 587 t, Braunkohlen 2026 t, Eisenerze 311 490 t, Roheisen 17 352 t, Kupfer 363 t.

Roheisenerzeugung im Auslande:

Ver. Staaten von Amerika: Dezember: 1 254 027 t. Belgien: Dezbr.: 123 670 t. Ver. Staaten von Amerika: J. 1907: 25 714 000 t, J. 1906: 25 931 000 t. Belgien: J. 1907: 1 427 640 t, J. 1906: 1 431 000 t.

* Einschließlich Lübeck.

meist von selbst, da seine Wirkung für das noch etwa im guten Zustande befindliche feuerfeste Mauerwerk verderblich sein würde. Um diese zeitraubende Arbeit zu umgehen, wird die Anwendung der in Abbildung 1 dargestellten „beweglichen Schlackentasche“ vorgeschlagen.* Der Hauptsache nach besteht diese

Wagens stets mit einem abkühlenden Luftstrom in Berührung gebracht wird.

Ist der Schlackewagen gefüllt, so kann er nach Durchbruch der Mauerfüllung mit Hilfe eines Laufkranes oder irgend einer anderen mechanischen Zugvorrichtung herausgezogen und entleert werden. Innerhalb einer kurzen Zeit kann der Wagen instandgesetzt und wieder an Ort und Stelle gebracht sein, wenn man es nicht vorzieht, einen bereitgehaltenen Reservewagen sofort zu benutzen. Nach geschehenem Zumauern der Stirnwand ist der Ofen, soweit Schlackenansammlungen in Frage kommen, wieder betriebsfertig. Auf diese Weise vermeidet man alle Betriebsstillstände, die mit dem gewöhnlichen Verfahren der Reinigung von Schlackensäcken usw. verbunden sind. Darüber hinaus bieten diese „beweglichen Staubfänge“ noch den Vorteil, daß man sie zu gelegener Zeit, z. B. während der Nachtschicht am Samstag, entleeren kann, ohne den Ofen durch einen längeren Betriebsstillstand zu beschädigen. Es liegt auf der Hand, daß die Lebensdauer des Ofens durch Vermeidung von größeren Betriebspausen verlängert wird. Der oben erläuterte Vorschlag ist schon an zwei basischen Martinöfen für je 25 t Leistung verwirklicht worden.

Eine weitere Neuerung* an Martinöfen bezieht sich auf einen Schutz des wichtigsten, aber auch am meisten gefährdetsten Teiles dieser Oefen, auf die

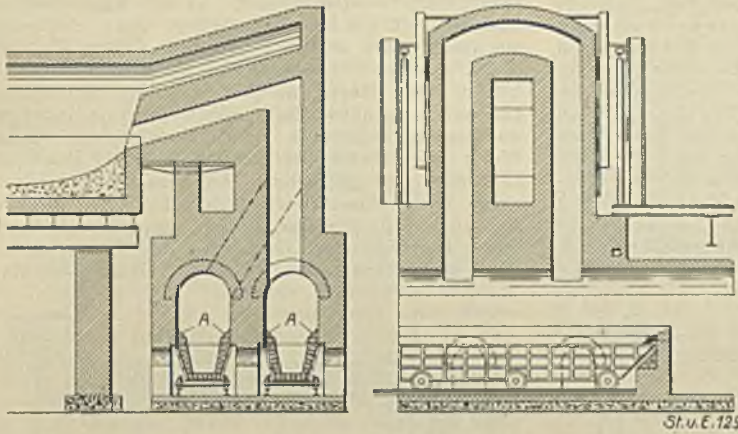


Abbildung 1. Fahrbare Schlackentaschen.

aus einem Wagen, der auf Schienen auf dem Boden der Gas- bzw. Luftkammer ruht. Der Wagenkasten dient zur Aufnahme der abfließenden Schlacken und des Staubes, den die abziehenden Gase aus dem Ofenraum mit sich führen. Der Boden und die Seitenteile des Wagens können aus Gußeisen- oder Stahlgußstücken hergestellt sein, die mit Bolzen und Keilen zusammengehalten worden. Die Innenseite wird mit feuerfesten Steinblöcken ausgemauert.

Ist der Ofen im Betrieb, so befindet sich der Schlackewagen in der Stellung, wie sie Abbildung 1 zeigt; die Fugen zwischen der obersten Steinlage der Wagenausmauerung und dem Mauerwerk der Schlackentasche (vergl. A in Abbild. 1) werden mit feuerfester Masse abgedichtet, um den Eintritt von falscher Luft zu verhindern, die auf den Ofengang störend einwirken könnte. Die Maueröffnung, welche dem Wagen die Durchfahrt an der Vorderseite der Schlackentasche ermöglicht, wird in der gewöhnlichen Weise vor der Inbetriebsetzung zugemauert. Eine kleine Schauöffnung, die im allgemeinen durch einen losen Stein verschlossen gehalten wird, gestattet einen Einblick in das Innere des Raumes, so daß die Schlackenansammlung jederzeit beobachtet werden kann. Um einer zu starken Erhitzung der Seiten- und Bodenstücke des Wagens vorzubeugen, sind überwölbte Öffnungen in den Außenseiten des Mauerwerks und ebenso in der Zwischenmauer zwischen den Luft- und Gaszügen vorgesehen, wodurch die Außenseite des

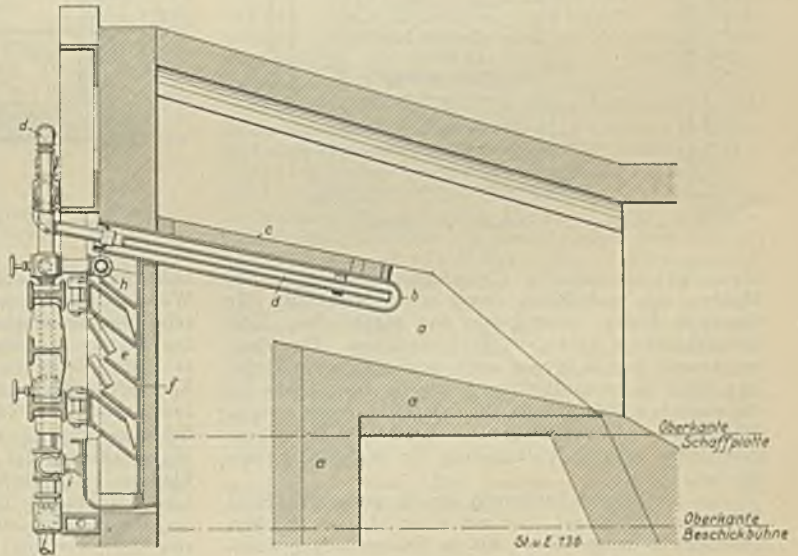


Abbildung 2. Ausführung des Kopfes und der Seitenwand nach Blairs Vorschlag.

(Längsschnitt.)

Köpfe. Die T. S. Blair jr., Ingenieur der Lackawanna Steel Company in Buffalo, patentamtlich geschützte Anordnung ist versuchsweise an einem der älteren Martinöfen** genannter Gesellschaft seit Anfang Juli v. J. im Betrieb. Dieselbe hat sich bisher durchaus bewährt, der Kopf soll sich in gleich-

* „The Iron Trade Review“ 1907, 14. November, Seite 795.

* „The Iron Age“, 7. November 1907 S. 1310.
** Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 9 S. 302.

guter Verfassung befinden, wie am Tage der Inbetriebsetzung, während der Ofen selbst schon fast die doppelte Anzahl von Hitzten ausgehalten hat gegenüber der Durchschnittsleistung der Ofen mit gewöhnlichen gemauerten Köpfen.

Abbildung 2, 3 und 4 zeigen die Anordnung der Blairschen Konstruktion in Aufriß, Horizontalschnitt und Endansicht. (Abbild. 4 ist in kleinerem Maßstabe ausgeführt als Abbildung 2.) Das ganze Endmauerwerk bei a sowie die Züge sind aus einer Mischung von gemahlenem Magnesit mit 15% basischer Schlacke hergestellt, der zwecks leichteren Einstampfens genügend Kohlentee zugesetzt wurde. Der Gaszug ist von einer wassergekühlten Haube b, die aus Kesselblech hergestellt ist, überdeckt. Sie liegt auf jeder Seite des Zuges in einer Breite von 305 mm auf dem Magnesitmauerwerk auf und ist mit einer Magnesiumschicht c fest überstampft, so daß alle Nähte der Haube vor der direkten Einwirkung der Flamme geschützt sind. Die Haube b erstreckt sich nach vorn über den Zug

angegriffen werden als bei der bisherigen Bauart. Die genannten Ofenteile brauchen nicht neu aufgemauert zu werden bei einer großen Ofenreparatur, die sonst durch das Zurückbrennen der Köpfe verursacht wurde; sie können vielmehr ohne großen Aufenthalt über Sonntag ersetzt werden, wenn der eine oder andere Teil erneuert werden soll, während die Ofenkanäle ausgebrannt werden müssen. Da der Kopf stets die Länge behält, die für die beste Gas- und Luftführung am geeignetsten ist, so ergibt sich daraus ein stets gleich scharfer Ofengang. Man kann auch den Ofen heißer gehen lassen, da die neue Kopfkonstruktion am außenliegenden Ende leicht Temperaturen gewachsen ist, denen ein aus Silikasteinen in üblicher Weise aufgeführter Kopf erliegen würde. Das sonst so lästige und gefährliche Abschmelzen der Silikasteine des Kopfmauerwerks tritt natürlich nicht mehr ein, auch fällt die sonst durch das Abflauen dieser Steine hervorgerufene Zerstörung der Magnesitmasse fort. Die Folge davon ist eine Ersparnis an Zeit

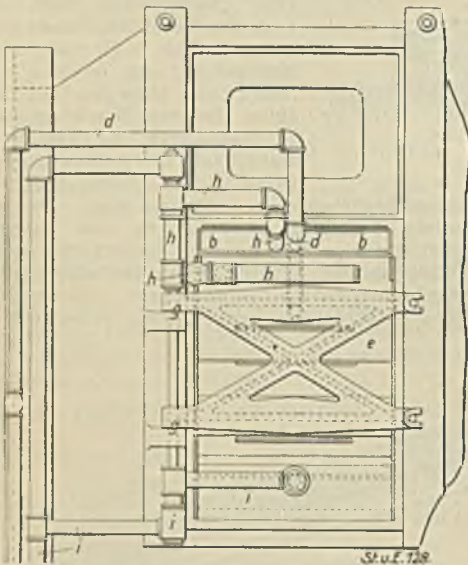


Abbildung 3. Endansicht zu Abbildung 2.

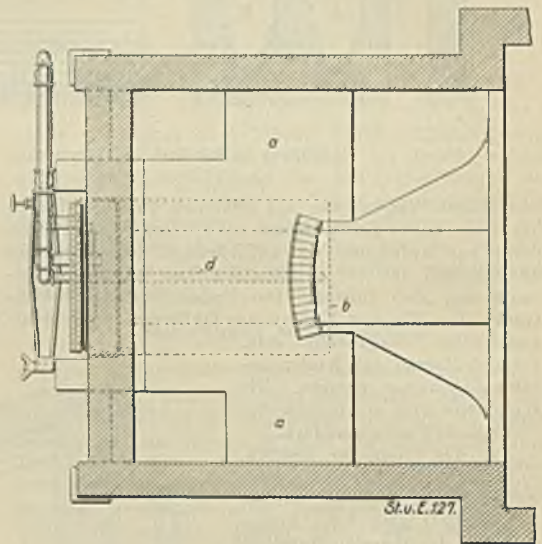


Abbildung 4. Horizontalschnitt zu Abbildung 2.

hinaus und bis auf etwa 1,5 m Abstand vom Ende des Mauerwerks, und bildet damit einen Mischraum für Gas und Luft, bevor beide den eigentlichen Verbrennungsraum über dem Herd erreichen. Das Endmauerwerk von a könnte auch in der üblichen Weise aus Silikasteinen aufgeführt sein; die Hauptsache ist die wassergekühlte Haube, die den Mauerbogen ersetzt. Wird der Kopf in der oben beschriebenen Weise hergestellt, so hält Blair denselben für praktisch unzerstörbar.

In der äußeren Querwand ist ein wassergekühlter Kasten e angeordnet, der mit einer 114 mm starken Steinschicht ausgemauert und in Scharnieren g drehbar gelagert ist, so daß er jederzeit zwischen zwei Hitzten wie eine Tür geöffnet werden kann zum Ausbessern der Züge. Das Kühlwasser gelangt durch das Rohr d bis in die äußerste Spitze b der Haube und tritt am hinteren Ende derselben durch das Rohr h wieder aus, durch welches es in den Kasten e geleitet wird, um von hier durch die Rohrleitung i zu den Ofenventilen abzufließen.

Blair macht für seine Konstruktion außer dem Vorzug eines praktisch unzerstörbaren Kopfes noch weitere Vorteile geltend: Die Ueberwachung der Verbrennung und der Gasführung ist jederzeit möglich, so daß das Gewölbe und die Seitenwände viel weniger

zwischen zwei Hitzten sowie an Magnesit und Dolomit. Während der bis jetzt vier Monate dauernden Hüttenreise des Martinofens, der nach Blairs Angaben bei der Lackawanna Steel Company in Betrieb ist, war es nicht nötig, die Enden des Ofens unterhalb des Kopfes mit Magnesit zu flicken. Das Abbrennen der Innenwände der Züge liefert in der Hauptsache die Schlacke, welche die Schlackensäcke anfüllt. Die Wasserkühlung des am stärksten durch die ausziehende Flamme beanspruchten Mauerwerks in Höhe von rd. 1,8 m verhindert dieses Abbrennen.

Die Ersparnisse an Betriebsreparaturen werden von Blair wie folgt angegeben: Reparatur der Querwände, 26 000 Stück Silikasteine im Jahre, fertig vermauert zu 147 \mathcal{M} f. d. 1000 Stück, zusammen 3822 \mathcal{M} ; Reparatur der Köpfe usw. viermal im Jahr je 6300 \mathcal{M} , zusammen 25 200 \mathcal{M} . * Eine Ersparnis, die Blair auf das Mehrfache der obigen beiden Posten schätzt, werde erzielt durch eine höhere Produktion, da bei einem gewöhnlichen Martinofen jährlich viermal je 10 Betriebstage wegen Vornahme von Reparaturen verloren gingen. Von diesen Ersparnissen wären entsprechende Abzüge zu machen für eine zweitägige (?)

* Diese Zahlenangaben besitzen für deutsche Verhältnisse natürlich nur Vergleichswerte.

Reparatur zwecks Erneuerung des Kammermauerwerkes und für andere kleine Flickarbeiten, die an den Köpfen des Blairschen Ofens notwendig werden sollten.

Ohne in eine nähere Kritik obiger Vorschläge eintreten zu wollen, muß abgewartet werden, welche Erfolge man an anderen Stellen mit diesen Neuerungen erzielen wird. Werden sich auch nicht alle Vorteile, die mit diesen Konstruktionen verbunden sein sollen, in der Dauerpraxis erreichen lassen, so werden sie doch manche wertvolle Anregung für eine immer bessere Ausgestaltung des Martinofen-Betriebes bieten.

Auf einen andern Vorschlag Blairs zwecks Ausnutzung der Vorteile des vereinigten Bessemer- und Martin-Verfahrens soll in einer spätern Nummer an dieser Stelle eingegangen werden.

Dr.-Ing. Petersen.

Siedepunkte der Metalle.*

Während die Schmelzpunkte der Metalle durch die Benutzung des Pyrometers neuerdings genauer bestimmt sind, bereitet die Bestimmung ihrer Siedepunkte große Schwierigkeiten. Da jedoch bei der Gewinnung von Metallen aus ihren Erzen im elektrischen Ofen die Siedepunkte der Metalle die höchste Temperatur des Ofens angeben, so ist ihre Kenntnis von nicht geringem Werte. Für die Praxis des elektrischen Ofens genügt es, wenn die relative Stellung der Metalle in der Reihe durch Angabe der Intervalle von zwei aufeinanderfolgenden Metallen festgelegt ist.

Dr. O. P. Watts gab in einem Vortrag vor der „American Electrochemical Society“ eine Zusammenstellung der von Moissan gemachten Bestimmungen und versuchte, die Metalle in einer Siedepunktreihe zusammenzustellen. Er erörterte die Schwierigkeit ihrer genauen Festlegung und bemerkte, daß die spezifische Wärme und die unbekannt Verdampfungswärme Irrtümer hervorrufen können.

Die einzigen bekannten Punkte sind die Siedepunkte von Zink (940° C.) und Kupfer (2100° C.), die von Féry bestimmt worden sind. Der Siedepunkt von Wolfram, dessen Schmelzpunkt bei 3200° C. liegt, wurde dann auf 3700° C. veranschlagt.

Watts stellte folgende Tabelle der relativen Siedepunkte auf:

°C.	°C.
Zink 940	Titan 2700
Kadmium 1025	Rhodium 2750
Blei 1250	Ruthenium 2780
Silber 1850	Gold 2800
Kupfer 2100	Palladium 2820
Zinn 2170	Iridium 2850
Mangan 2200	Osmium 2950
Nickel 2450	Uran 3100
Chrom 2500	Molybdän 3350
Eisen 2600	Wolfram 3700
Platin 2650	

Die Stellung der ersten sechs Metalle wurde aus der Destillation von Legierungen erhalten. Die Stellung des Mangans in bezug auf Zinn und Kupfer ist zweifelhaft. Ueberraschend ist der hohe Siedepunkt für Gold in der Reihe; auch der des Titans steht

* „Electrochemical and Metallurgical Industry“ 1907, Novemberheft, S. 450.

nicht genau fest. Moissans Versuche haben ergeben, daß das Titan schon unter seinem Schmelzpunkte stark verdampft.

In der dem Vortrag folgenden Diskussion machte J. W. Richards darauf aufmerksam, daß die Metalle aus Legierungen und nicht aus reinen Metallen destilliert worden wären. Dieckmann.

Künstlicher Graphit als Schmiermittel.

E. G. Acheson erfand im Jahre 1906 eine Methode zur Herstellung eines feinen und sehr reinen Graphits und er versuchte gleichzeitig eine Anwendung dieses Stoffes als Schmiermittel durchzuführen. Trocken oder mit einem Schmierfett gemischt, war er leicht zu verwenden, bei dem Versuch aber, dem Graphit da Anwendung zu verschaffen, wo bisher Oel als Schmiermaterial allein in Gebrauch steht, zeigten sich bald die bekannten Schwierigkeiten, indem der Graphit in Oel sich schnell absetzte, genau wie jeder natürliche Graphit. Erst durch Behandeln mit einer Lösung von Tannin in Wasser (Digallussäure) wurde der Graphit so fein in der Flüssigkeit verteilt, daß er mit dem Filtrat durch die feinsten Filter lief. Setzte man der Lösung aber vorher etwas Salzsäure zu, so blieb er auf dem Filter in so feiner Form zurück, daß er in Oel und Wasser suspendiert blieb, ohne sich abzusetzen.

In einem Vortrage,* den der Erfinder vor dem Franklin Institute gehalten hat, berichtet er eingehend über erfolgreiche Versuche, die Prof. C. H. Benjamin gemacht hat, um den Wert dieses fein verteilten Graphits als Schmiermittel festzustellen.

Wegen ausführlicher Angaben über die Anwendungsfähigkeit usw. dieses von Acheson, „deflocculated graphito“ genannten Körpers muß auf die Quelle verwiesen werden. Kraynik.

Außenhandelsstelle für die deutsche Industrie.

Die „Interessengemeinschaft der zentralen industriellen Verbände“ (Zentralverband Deutscher Industrieller — Zentralstelle für Vorbereitung von Handelsverträgen — Bund der Industriellen) hat in ihrer Sitzung vom 6. Januar d. J. beschlossen, den im vorigen Jahre festgestellten, im Reichstage angekündigten und der Regierung zur Mitwirkung unterbreiteten Grundplan einer „Außenhandelsstelle für die deutsche Industrie“ nunmehr auszuführen. Nach dem Vorgange des gesamten im Wettbewerbe stehenden Auslandes soll ein Hauptnachrichtendienst über alle Ausfuhrfragen zum Zwecke der Wahrung und Erweiterung unserer Absatzgebiete im Auslande von der Industrie selbständig, aber im Zusammenwirken mit amtlichen Stellen auf gemeinsätzlicher Grundlage errichtet werden. Die Einrichtung wird allen an der Ausfuhr beteiligten Kreisen in gleicher Weise dienlich sein. Die Durchführung dieses Planes kann als Abschluß der langjährigen Verhandlungen, die unter dem Stichworte „Reichshandelsstelle“ bekannt geworden sind, angesehen werden. Der Bund der Industriellen ist mit der Verwaltung der Stelle beauftragt worden. Der gesamten Industrie wird in nächster Zeit der Grundplan zur Mitwirkung vorgelegt werden.

* „The Journal of the Franklin Institute“, November 1907, S. 375 bis 382.

Bücherschau.

van der Borgh, Dr. R.: *Handel und Handelspolitik*. Zweite Auflage. Leipzig 1907, C. L. Hirschfeld.

Als die erste Auflage dieses vortrefflichen Werkes erschien und wir es im Juniheft von 1900 den Lesern von „Stahl und Eisen“ auf das eingehendste empfahlen,

umfaßte Deutschlands internationaler Handel im Spezialhandel 10 Milliarden Mark an Wert, und Deutschlands Bevölkerung betrug 55 Millionen Menschen. Die 10 Milliarden sind inzwischen auf 12, die 55 Millionen auf 61 gestiegen. Deutschland steht an zweiter Stelle unter den Welt handelsstaaten, und seine Bevölkerung wird an Zahl unter den Kulturländern nur

noch von den Ver. Staaten von Amerika und von Rußland überragt. Das Jahreseinkommen des deutschen Volkes dürfte nur noch wenige Milliarden von dem des englischen entfernt sein. Unter diesen Umständen ist eine wissenschaftliche Würdigung des deutschen Handels von dauerndem Interesse, und van der Borcht gibt sie in einer gegenüber der ersten Auflage des Buches erweiterten und vertieften Weise. Besonders aber berücksichtigt er im zweiten Teile des Buches die inzwischen eingetretenen Veränderungen auf dem Gebiete unserer äußerer Handelspolitik. Da der Verfasser mittlerweile seine Stellung als Professor der Staatswissenschaften an der Technischen Hochschule in Aachen mit der des Präsidenten des Kaiserl. Statistischen Amtes in Berlin vertauscht hat, so bemerkt er in der Vorrede nur für diejenigen, die die private wissenschaftliche Tätigkeit nicht von der dienstlichen Stellung trennen können, die selbstverständliche Tatsache, daß das Buch lediglich das ent-

hält, was der persönlichen wissenschaftlichen Ueberzeugung des Verfassers entspricht, und daß deshalb Inhalt und Form auch lediglich von ihm persönlich zu vertreten sind. Das lobende Urteil, das wir über die erste Auflage gefällt, können wir über die vorliegende zweite nur in verstärktem Maße wiederholen, sowohl was den Inhalt als auch was die Form anbelangt, welche letztere sich in glücklichster Weise einer fließenden und allgemein verständlichen Darstellung betheiliget.

Interessant und bezeichnend für die Wertschätzung des literarischen Eigentums in dem sich zu den Kulturländern rechnenden Russischen Reiche ist es übrigens, daß von der ersten Auflage des van der Borchtschen Werkes E. J. Ragosin in St. Petersburg 1905 eine russische Uebersetzung ohne Genehmigung des Verlegers und Vorfassers erscheinen ließ. Die bestehende Rechtslage machte die Abwehr eines solchen Vorgehens leider völlig unmöglich. *Dr. W. Beumer.*

Nachrichten vom Eisenmarkte — Industrielle Rundschau.

Vom Roheisenmarkte. — Das Luxemburger Roheisen-Syndikat beschloß laut „B. B.-C.“, die für das erste Vierteljahr 1908 angeordnete 40prozentige Einschränkung der Erzeugung auch auf das zweite Vierteljahr auszudehnen.

Das englische Roheisengeschäft ist, wie unterm 25. Januar aus Middlesbrough gemeldet wird, sehr still, trotzdem aber sind die Preise fest. Die Aussichten für Frühjahr werden für günstig gehalten, denn sowohl für Eisen als auch für Warrants werden jetzt für sofortige und Frühjahrs-Lieferung dieselben Preise bezahlt. Die Arbeitseinstellung auf den Schiffswerften hier an der Nordostküste übt keinen Einfluß aus. Die Verschiffungen halten sich ungefähr auf der Höhe des vorigen Monats. Gegenwärtige Preise am Werk sind: für Gießereisen Nr. 1 sh 50/9 d, für Nr. 3 sh 48/3 d, für Hämatit in gleichen Mengen Nr. 1, 2 und 3 sh 58/— netto Kasse. Hiesige Warrants Nr. 3 sind zu sh 47/8½ d gesucht. In den Lagern befinden sich 98 154 tons, davon 90 395 tons Nr. 3; die Zunahme seit Ende Dezember beträgt 9951 tons.

Verein deutscher Eisengießereien. — In der am 21. Januar 1908 zu Düsseldorf abgehaltenen Hauptversammlung des Vereins wurde die neue „Niederrheinisch-Westfälische Gruppe für Bau- und Maschinenguß“ gebildet. Zum Vorsitzenden der Gruppe wurde Hr. Potthoff, Lünen, zum Stellvertreter Hr. Direktor Chary, Jünkerath, einstimmig gewählt; zum Schriftführer wurde Hr. Schultz, Lünen, zum Rechnungsführer Hr. Rottmeyer (G. u. J. Jäger, Elberfeld), für die Hochofengießereien Hr. Hogerkamp (Niederrheinische Hütte) ernannt. In derselben Versammlung beschloß die neue Gruppe, die 125 Eisengießereien umfaßt, an den bisher gültigen Preisen festzuhalten, da trotz der für neue Abschlüsse ermäßigten Roheisenpreise die Verkaufspreise noch längst nicht in einem gesunden Verhältnisse zu den Gestehungskosten stehen.

Vereinigung von Feinblechwalzwerken. — In der am 24. d. M. abgehaltenen Versammlung der „Hagener Vereinigung“ wurde in gemeinsamer Besprechung mit den Vertretern der Schwarzblech-Vereinigung festgestellt, daß alle Werke für die Zeit von mindestens drei Monaten sehr gut beschäftigt sind und daß die Nachfrage nach Feinblechen äußerst lebhaft geworden ist. Allgemein war man der Ansicht, daß zu den bisherigen verlustbringenden Preisen nicht mehr verkauft werden könne.

Ausfuhrvergütungen. — Wie der „Köln. Ztg.“ aus Düsseldorf gemeldet wird, gewährt das Rheinisch-Westfälische Kohlensyndikat seit dem 1. Januar d. J.

wieder eine Ausfuhrvergütung auf Walzdraht, die auf der Grundlage von 1,50 \mathcal{A} f. d. Tonne verbrauchter Kohle berechnet wird.

Oberschlesische Eisenindustrie, Aktien-Gesellschaft für Bergbau und Hüttenbetrieb in Gleiwitz — Königshulder Stahl- und Eisenwaren-Fabrik, Akt.-Ges. in Königshuld, Kreis Oppeln. — Die Oberschlesische Eisenindustrie A.-G. hat dem „B. T.“ zufolge sämtliche Aktien der Königshulder Stahl- und Eisenwarenfabrik erworben. Das Aktienkapital dieser Gesellschaft beträgt 600 000 \mathcal{A} .

Weitere Aufschließung des staatlichen Steinkohlenfelderbesitzes im Oberbergamtsbezirk Dortmund. — Dem Preußischen Abgeordnetenhaus ist ein Gesetzentwurf zugegangen, nach dem die Staatsregierung ermächtigt werden soll, zur Herstellung von drei Doppelschachtenanlagen in den staatlichen Steinkohlenfeldern im Oberbergamtsbezirk Dortmund 55 Millionen Mark zu verausgaben und diesen Betrag durch eine Anleihe aufzubringen.

Nachdem die Staatsregierung ihr Ziel, mit 10 bis 15 % an der rheinisch-westfälischen Steinkohlenförderung beteiligt zu sein, infolge des Scheiterns ihrer Hiberniamachenschaften bisher nicht hat erreichen können, will sie sich nach der dem Gesetzentwurf beigefügten Denkschrift nun in verstärktem Maße der Abteufung neuer Schächte zuwenden. Die drei geplanten Doppelschächte, für die der Landtag jetzt die Mittel bereitstellen soll, sind: die bereits im September vorigen Jahres begonnene Anlage bei Westerholt, die zweite bei Niederscholven, deren Inangriffnahme nur auf die Schaffung besserer Transportwege wartet; über die voraussichtliche Lage der dritten läßt die Begründung nichts verlauten. Die Regierung glaubt, daß sich die drei Anlagen bei möglichster Beschleunigung der Arbeiten in 7 bis 8 Jahren freigebaut haben werden. Der Staat würde alsdann über sieben Doppelschachtenanlagen im Ruhrbezirk verfügen; neben den drei neuen nämlich über Ver. Gladbeck, Bergmannsglück und Waltrop.

Ueber die Beteiligung der staatlichen Steinkohlenförderung im Ruhrbezirk sagt die Begründung: „Selbst wenn die sämtlichen vier Doppelschachtenanlagen (Gladbeck, Bergmannsglück und Waltrop) die volle Leistungsfähigkeit erreicht haben werden, wird die fiskalische Bergverwaltung von dem von ihr erstrebten Ziele, etwa 10 bis 15 v. H. der Gesamtförderung des Ruhrkohlenbezirktes aus staatlichen Gruben zu liefern, noch weit entfernt sein. Während im Jahre 1902 die Förderung an Steinkohlen im Oberbergamtsbezirk Dortmund 58 000 000 t betrug, belief sie sich im Jahre

1906 auf 76 800 000 t. Nach den bis jetzt vorliegenden Ergebnissen wird man annehmen dürfen, daß sie im Jahre 1907 80 000 000 t erreichen wird. Unter Berücksichtigung des Umstandes, daß eine ganze Reihe neuer Werke, namentlich an der Lippe, in der Entwicklung begriffen sind, wird man die Jahresförderung des Oberbergamtsbezirkes Dortmund zu der Zeit, wo die fiskalischen Anlagen voll förderfähig sein werden, mit rund 90 bis 100 Millionen Tonnen eher zu niedrig als zu hoch schätzen. Um von einer solchen Gesamtförderung 10 bis 15 v. H. zu liefern, dazu reichen vier Doppelschachtenanlagen, selbst bei glänzenden unterirdischen Aufschlüssen und bei Ausnutzung der vollen Leistungsfähigkeit, bei weitem nicht aus. . . . Nach Vollendung der drei neuen Doppelschächte würde die Bergverwaltung ihr Ziel zwar noch immer nicht erreicht haben, aber sie würde ihm doch um einen bedeutenden Schritt näher gekommen sein. Bei dieser Sachlage erscheint die Inangriffnahme einer dritten Doppelschachtenanlage neben den beiden bereits begonnenen bei Westerholt und Niederscholven zur Erschließung des fiskalischen Felderbesitzes in Westfalen alsbald als geboten.“

Vom 1. April 1915 ab soll eine über das gesetzliche Maß hinausgehende Tilgung des Baukapitals, dessen zu bewilligenden Betrag die Regierung übrigens nicht voll in Anspruch nehmen zu brauchen hofft, stattfinden, so daß die ganze Summe bis zum 31. März 1930 getilgt ist. Die Mittel zur verstärkten Tilgung sollen gegebenenfalls aus den Ueberschüssen der Zechen Ver. Gladbeck, Bergmannsglück und Waltpop entnommen werden.

Preisgestaltung des Aluminiums.* — Ueber diese Frage entnehmen wir der „Köln. Ztg.“ die nachstehenden Ausführungen: Wie erinnerlich, war das Jahr 1906 für die Gestaltung der Aluminiumpreise außerordentlich günstig. Die leistungsfähigsten Hersteller des reinen Aluminiums, zwei französische, eine englische, eine amerikanische und schließlich die bekannte Neuhausener Gesellschaft, hatten den Absatz und den Vertrieb ihrer Erzeugnisse dahin festgelegt, daß gemeinsame Lager, z. B. in Antwerpen, errichtet und den einzelnen Gesellschaften der Alleinverkauf in ihrem nächsten Interessenskreise gewährleistet wurde. Gegenseitig unterstützten sich die Werke durch gemeinsame Versorgung der Lager. So hatte die Aluminiumgesellschaft Neuhausen den ausschließlichen Vertrieb von Aluminium-Reinmetall für jenen Ring über die hauptsächlichsten europäischen Festlandstaaten hin in Händen: ausgenommen war nur Frankreich. Zu diesen vorzüglichsten Verkaufseinrichtungen des Ringes kamen die für die Gesellschaften sehr günstigen Zeitumstände. Die Preise aller Metalle, besonders die für Kupfer und Zinn, waren stark in die Höhe gegangen. Dies war dem Aluminium, das zum Teil als Ersatzmaterial eintrat, förderlich. Aber auch nach den Erzeugnissen der das Aluminium weiter verarbeitenden Industrie war in diesen Zeiten der Hochbewegung die Nachfrage ungemein gesteigert. Ferner mehrte sich im genannten Jahre die Verwendung des Aluminiums für chemische Zwecke, sowie in den großen Eisenhütten als Zusatz zu Stahllegierungen usw. Die ungemein gewachsene Nachfrage nach Eisen- und Stahlerzeugnissen erhöhte naturgemäß auch den Verbrauch des Aluminiums. Der Bedarf an Aluminium war aus allen diesen Gründen gewaltig gestiegen. Abgesehen hiervon wurde jedoch die Bewegung des Aluminiummarktes zum Teil schon durch natürliche Einschränkungen der Erzeugung beeinflußt. So waren die Wasserverhältnisse nicht besonders günstig gewesen; hinzu kamen auch noch Arbeiter-schwierigkeiten. Das alles, namentlich aber die geschickte Preispolitik der den Markt beherrschenden

fünf Firmen des Ringes, führte dazu, daß die Aluminiumpreise, die noch im Jahre 1904 2 bis 2,50 \mathcal{L} das Kilogramm betragen hatten, beständig erhöht wurden. Bereits 1905 war der Preis des reinen Metalls für große Bezüge in Rohblöcken auf der Höhe von etwa 3 \mathcal{L} angelangt; er stieg bis Ende des Jahres weiter und erreichte im Sommer 1906 die beträchtliche Höhe von 4 \mathcal{L} und darüber. Für kleinere Mengen wurden schon vorher Ueberspreise verlangt und bezahlt. Nun hielt sich der Preis der Werke ungefähr bis zum ersten Vierteljahre 1907 auf dieser Höhe. Aber bereits mit dem zweiten Vierteljahre 1907 flaute der Preis merklich ab, und im Juli 1907, also nicht erst im Oktober, wie seinerzeit verbreitet wurde, war der Marktpreis trotz aller mehr oder minder gefärbten Berichte auf ungefähr 3,15 \mathcal{L} gesunken. Ende Oktober 1907 vollends stand der Marktpreis schließlich schon auf 2,70 \mathcal{L} . Keinesfalls ist also richtig, daß im Oktober 1907 noch der Marktpreis auf 200 Fr. für 50 kg, d. h. 3,25 \mathcal{L} f. d. Kilogramm gestanden habe. Vielmehr wurde damals schon vereinzelt zu vorgenanntem Preise verkauft. Mitte November erschien eine, wohl aus Interessentenkreisen stammende Erklärung, nach der „die Werke sich wiederum auf einigo Jahre verständig und den Verkaufspreis des Aluminiums vom 1. Januar 1908 ab auf 2 \mathcal{L} festgesetzt haben.“ Heute indes, also nach dem 1. Januar 1908, dürfte der Preis des Metalls für einen Käufer, der für größere Mengen einen wirklichen Bedarf hat, doch noch niedriger geworden sein. Die ungünstige Lage des Geldmarktes und insbesondere des Metallmarktes hat die Kauflust der Verbraucher recht merklich beeinflußt. Man müßte nun eigentlich annehmen, daß die Verlängerung des Kartells im November 1907 ein Höhergehen des Preises zur Folge gehabt hätte. Das war jedoch nicht der Fall, und zwar infolge von zwei Umständen. Zunächst hatte sich die Marktlage derart gestaltet, daß die Kupfer- und Messingpreise von Mitte 1907 ab unter den Preis des Aluminiums heruntergesunken waren. Es wurde deshalb die Herstellung vieler Gegenstände wieder aus dem billigen Messing anstatt aus Aluminium vorgenommen. Mit dem Billigerwerden des Preises für Aluminium sollte also dem Zurückgehen der Nachfrage nach diesem Metall begegnet werden. Den zweiten Grund bildete das Vorhandensein von Werken, die nicht zum Ringe gehören. In Italien z. B. war unter der Beteiligung einer angesehenen Frankfurter Metallfirma ein Aluminiumwerk entstanden; außerdem in Savoyen eine Aluminiumfabrik, die wegen naher Beziehungen zu einem der ersten Werke für Tonerde, bekanntlich dem Rohstoffe für die Aluminiumherstellung, unter sehr günstigen Bedingungen arbeiten dürfte. Ferner hört man von einer Reihe von neuen Werken, die unter Ausnutzung gewaltiger Wasserkräfte von den bisher den Ring bildenden Firmen selbst geplant, angelegt und ausgebaut worden sind. Durch diese Neuanlagen, die zum Teil die Größe der bisherigen Anlagen nicht nur erreichen, sondern sogar überschreiten, haben die bisherigen Angehörigen des Ringes ihre eigene Herstellung gewaltig gesteigert. Die in den Werken des Ringes auf diese Weise festgelegten Millionen und ebenso die Kapitalien der außenstehenden Werke müssen sich verzinsen, und aus diesem Herstellungszwange sowie dem Zurückgehen von Bedarf und Nachfrage dürfte sich von selbst der Schluß ziehen lassen, was von der Gestaltung des Aluminium-Marktes für die nächste Zeit zu erwarten ist. Aber auch für den Fall einer Verständigung mit den ringfreien Werken ist wohl kaum zu erwarten, daß die Preise sich besonders lohnend für die Aluminiumwerke gestalten werden, weil sonst sofort wieder neue Mitbewerber auftreten würden. An geeigneten Wasserkraften und Rohstoff fehlt es nicht.

* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 33 S. 1205.

* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 42 S. 1517.

Ausfuhr von Manganerz über Rio de Janeiro.*
— An Manganerz wurden über Rio de Janeiro im 3. Vierteljahre 1907, verglichen mit 1906, ausgeführt:

	1907	1906
	t	t
im Juli	28 050	16 900
im August	4 000	11 300
im September	21 500	7 100
	53 550	35 300

Wenn sich hieraus auch eine nicht unbedeutende Zunahme der Manganerzausfuhr gegen die gleichen Monate des Vorjahres ergibt, so wären doch, falls die Zentraleisenbahn die nötigen Wagen gestellt hätte, viel größere Mengen zur Ausfuhr gelangt. Den Manganerzgruben erwächst aus dem herrschenden Wagenmangel großer Schaden. So sind z. B. kürzlich größere Aufträge, unter anderem einer auf Lieferung von 30 000 t Mangan, von Europa und den Vereinigten Staaten aus rückgängig gemacht worden. Man hofft, daß die in Kürze bevorstehende Einstellung von etwa 100 neuen Erztransportwagen seitens der Zentraleisenbahn belebend auf die Manganerzausfuhr wirken, und daß die Ausfuhr im Jahre 1908 gegenüber 1907 um etwa 50 % zunehmen wird. (Bericht des Handelsachverständigen bei dem Kaiserl. Generalkonsulate in Rio de Janeiro.)

Stahlwerke Rich. Lindenberg, Aktiengesellschaft in Remscheid. — Von dieser Gesellschaft

* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 33 S. 1211.

haben, wie die „Köln. Ztg.“ mitteilt, die Deutsch-Oesterreichischen Mannesmannröhrenwerke in Düsseldorf eine Lizenz für Deutschland und Italien zur Herstellung von Elektrostahl für Rohre und Formguß erworben und die Scharrerschen Werke für Eisenindustrie in Stuttgart eine ausschließliche Lizenz für das Königreich Württemberg, hauptsächlich zur Erzeugung von Stahlformguß nach dem System Héroult-Lindenberg.*

Gesellschaft für Elektrostahlanlagen mit beschränkter Haftung, Berlin-Nonnendamm.** — Die Gesellschaft hat vor kurzem eine Interessengemeinschaft mit der Gröndal-Kjellin Co. in London abgeschlossen. Diese hat durch das Abkommen von der Gesellschaft für Elektrostahlanlagen die Verwertung der elektrischen Induktionsöfen, System Röchling-Rodenhauser, in England samt Kolonien und den Vereinigten Staaten übernommen.

Société Métallurgique de Sambre-et-Moselle — Société Anonyme des Usines du Phénix. — Die am 21. d. M. tagende außerordentliche Hauptversammlung der Aktiengesellschaft Sambre-et-Moselle beschloß die Verschmelzung mit dem Blechwalzwerke Phénix in Chatelneau und die gleichzeitige Erhöhung des Kapitals um 1 1/2 Mill. auf 23 1/2 Mill. Franken.***

* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 42 S. 1523.

** Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 40 S. 1443.

*** Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 44 S. 1603.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Für die Vereinsbibliothek sind eingegangen:

(Die Einsender sind durch * bezeichnet.)

Talbot, Arthur N.: *Tests of Reinforced Concrete Beams.* 1906. [University* of Illinois.]

Die Reden des Freiherrn Carl Ferdinand von Stumm-Halberg. Historisch-kritische Gesamtausgabe, besorgt von Dr. Alexander Tille. Erster und zweiter Band. [Freifrau von Stumm-Halberg*.]

Aenderungen in der Mitgliederliste.

Blum, Arthur Norbert, Oberingenieur, St. Petersburg, Karawannaja-Gasse 28.

Egoroff-Rubejt, Paul, Ingenieur, Director, St. Petersburg, Stat. Tosno, Rußland, Nikolai-Eisenbahn.

Fessler, Rudolf, Ingenieur, Witkowitz-Eisenwerk.

Goecke, Kurt, stellv. Vorstandsmitglied der Rheinischen Stahlwerke, Duisburg-Meiderich, Stahlstr. 50.

Heskamp, Paul, Betriebsingenieur und Prokurist der Mathildenhütte, Bad Harzburg.

Hüber, J. H., Hütteningenieur der Berndorfer Metallwarenfabrik Arthur Krupp, Berndorf, Nieder-Oesterreich.

Lichtenberger, Otto, Dipl.-Ing., Ruhrort, Ludwigstr. 35.

Neue Mitglieder.

von Bodenhausen, Dr. Freiherr, Essen a. d. Ruhr.

Dopfer, Franz, Fabrikant, Teilh. der Scharrerschen Werke, Feuerbach-Stuttgart, Gymnasiumstr. 31 B.

Hofmann, Franz Jos., Dipl.-Ing., Betriebsassistent, Essen a. d. Ruhr, Wernerstr. 40.

Hoppe, Max, Betriebsingenieur der Walzwerke und Drahtziehereien der Berndorfer Metallwaren-Fabrik Arthur Krupp, Berndorf, Nieder-Oesterr.

Kühn, Ferdinand, Dipl.-Ing., Betriebsassistent des Martinwerks der Friedrichhütte, Wehbach b. Kirchen, Rheinl.

Kumpmann, Wilhelm, Ingenieur der Märkischen Maschinenbauanstalt Ludwig Stuckenholz, Akt.-Ges. in Wetter a. d. Ruhr, Hagen i. W., Wehringhauserstraße 2.

Kurzmann, Hugo, Ingenieur, Betriebsleiter des Martinstahlwerks der Firma F. W. Killing G. m. b. H., Hagen-Delstern i. W., Eilperstr. 111.

Leise, Johannes, Ingenieur, Reg.-Bauführer, Essen a. d. Ruhr, Heinickestr. 35.

Manderla, Carl, Ingenieur, Oberingenieur der Salangens-Bergwerks-Aktieselskab, Langnesset bei Sövoien, Tromsø Amt, Norwegen.

Overhoff, Julius, Ingenieur, Direktor der Oesterr. Berg- und Hüttenwerks-Ges., Wien I, Teinfaltstr. 8 a.

Schneider, Oscar, Dipl.-Ing., Chemiker der Friedrich-Wilhelms-Hütte, Mülheim a. d. Ruhr, Adolfstr. 34.

Schubert, Bruno, Ingenieur, Königshütte O.-S., Girndstraße 21.

Verstorben.

Bonirer, J., Ingenieur, Duisburg-Ruhrort.

Bründel, Wilh., Ingenieur, Sosnowice, Russ.-Polen.

Eisenhütte Südwest,

Zweigverein des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

Die nächste HAUPT-VERSAMMLUNG findet statt am Sonntag den 9. Februar 1908, vormittags 11 1/2 Uhr, im Zivil-Kasino zu Saarbrücken.