

## Eisenerze und ihre Verhüttung in Kanada.\*

Von Dipl.-Ing. E. Kraynik in Berlin.

Hierzu Tafel III und IV.

M. H! Gestatten Sie mir, über „Eisenerze und ihre Verhüttung in Kanada“ zu berichten auf Grund meiner Beobachtungen auf der gemeinschaftlichen Reise des Canadian Mining Institute im vergangenen Herbst und auf Grund dessen, was ich bei einem verlängerten Aufenthalt in Kanada gesehen, gelesen und gehört habe.

Trotzdem die Kanadische Regierung hohe Produktionsprämien zahlt und die Interessen der Eisenindustrie durch geschickte Zollpolitik unterstützt, trotzdem der Verbrauch von Eisen und Stahl ziemlich groß ist für ein so junges Land und eine so geringe Bevölkerung, so hat die Entwicklung der kanadischen Eisenindustrie doch nicht die Erwartungen erfüllt, die man vor einigen Jahren nach der schnellen Zunahme der Roheisenerzeugung gehegt hat. Stieg doch in den Jahren 1901 bis 1902 nach Inbetriebsetzung der Hochöfen der Dominion Iron and Steel Company in Sydney die Roheisenerzeugung von 86 000 t auf 319 600 t. Die Gründe für die Stockungen in der Entwicklung der kanadischen Eisenindustrie sind folgende: 1. Die kanadische Eisenindustrie hatte immer mit finanziellen Schwierigkeiten zu kämpfen, die besonders drückend empfunden wurden in der Nähe der hoch entwickelten und auf sicherer Grundlage stehenden Eisenindustrie der Vereinigten Staaten. 2. Man mußte sich zu lange mit der Erzeugung von Roheisen aus Raseneisenerz und Holzkohle begnügen, weil das Kapital zur Erschließung der Bodenschätze fehlte. 3. Die Eisenindustrie gab ohne rechten Erfolg zu viel Geld aus für verfehlte Anlagen und kostspielige Versuche z. B. für die elektrische Roheisenerzeugung. Dadurch wurde der Eisenindustrie auch noch das Kapital entfremdet, das sich für sie interessierte, und vorsichtige Geldgeber wurden veranlaßt, ihr Geld anderen Industrien zuzuwenden.

4. Es machte sich der Mangel an Verkehrswegen sehr schwer fühlbar. Die Dominionregierung hat zwar viel für den Ausbau der Wasserstraßen getan, aber doch nicht genug, um die Transportverhältnisse wesentlich zu verbessern. Das Eisenbahnnetz hat sich nur sehr langsam entwickelt und ist auch heute noch unvollständig. Nachdem viele Schwierigkeiten überwunden sind, soll jetzt das Kapital für den Weiterbau der zweiten Ueberlandlinie, der „Grand Trunk“, die etwa 160 km nördlich der Canadian Pacific Railway geführt werden soll, gesichert sein. 5. Die kanadische Eisenindustrie wird ferner in ihrer Entwicklung aufgehalten durch die Bevorzugung amerikanischer Arbeitsmethoden und Betriebsführung, die unter so schwierigen Erzeugungsverhältnissen niemals wirtschaftlich sein können, weil die Produktionsmittel nicht genügend in Rechnung gestellt werden. Wenn dennoch ein ständiger, langsamer Fortschritt zu bemerken ist, man sogar von einem allmählichen Aufblühen der kanadischen Eisenindustrie sprechen kann, so verdankt sie diesen langsamen Fortschritt vor allem der ständigen Fürsorge der kanadischen Dominionregierung. Auf Roheisen steht ein Schutzzoll nach dem Generaltarif von 2,50 \$, nach dem Mitteltarif von 2,25 \$ und nach dem Vorzugstarif von 1,50 \$. Deutschland zahlt außerdem noch 10 % Zuschlagszoll zum Satze des Generaltarifs. Ferner vergütet die Regierung hohe Produktionsprämien, nach einem Gesetz, das erst am 27. April 1907 erneuert worden ist. So werden gezahlt:

a) Für die Tonne Roheisen, berechnet nach der Menge des benutzten kanadischen Erzes, erzeugt im Kalenderjahr:

1907	} 2,10 \$	1909: 1,70 \$
1908		1910: 0,90 „

b) Für die Tonne Roheisen, berechnet nach der Menge des benutzten fremden Erzes, erzeugt im Kalenderjahr:

1907	} 1,10 \$	1909: 0,70 \$
1908		1910: 0,40 „

\* Vortrag, gehalten vor der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 8. Dezember 1908.

c) Für Puddelluppen, erzeugt aus in Kanada erblasenem Roheisen in den Kalenderjahren:

1907	} 1,65 §	1909: 1,05 §
1908		1910: 0,60 „

d) Für Walzdraht, nicht über  $\frac{3}{8}$ “, hergestellt in Kanada aus in Kanada erzeugtem Stahl, zu dessen Herstellung mindestens 50 Gewichtsprozent in Kanada erblasenes Roheisen benutzt wurden, zum Verbrauch in Kanada verkauft, nach dem 31. Dezember 1906: 6,00 § f. d. t.

fast alle Hochöfen noch vor wenigen Jahren Roheisen aus fremdem Erz und teilweise mit eingeführter Kohle, wie z. B. in Ontario, während sich jetzt die Hochofenwerke bemühen, alle einheimischen Erzvorkommen nach Möglichkeit zur Roheisenerzeugung zu benutzen, wegen der geringeren Selbstkosten und um die Regierungsprämie zu erhalten. So wurden schon im Jahre 1907 200 185 t Ontarioerze im Werte von 471 127 § gefördert, etwa 70 000 t mehr als im Jahre 1906.



e) Für die Tonne Stahlblöcke, zu deren Erzeugung mindestens 50 Gewichtsprozent in Kanada erblasenes Roheisen benutzt wurden:

1907	} 1,65 §	1909: 1,05 §
1908		1910: 0,60 „

So zahlte die Regierung bis zum Ende des Rechnungsjahres 1907/08 an Prämien 11 000 000 §, und mindestens 11 000 000 § werden noch ausgeworfen werden müssen, bis das Gesetz im Jahre 1912 erlischt.

Die kanadische Eisenindustrie verdankt ihr stetiges Wachsen ferner der zunehmenden Besiedlung und Bebauung des Landes und der damit verbundenen vermehrten Nachfrage nach Schienen, Baueisen, Drahtzäunen, Nägeln usw. Die systematische Erschließung der natürlichen Hilfsquellen des Landes an Kohle und Eisenerzen ist ein weiterer Faktor des Gedeihens der Eisenindustrie. Die vorhandenen Kohlenflöze wurden schon länger abgebaut, wie z. B. in Neu-Schottland. Dagegen erzeugten

Eisenerzlager sind in den meisten Provinzen Kanadas bekannt, in Neu-Schottland, Neu-Braunschweig, Quebec, Ontario und Britisch-Kolumbien. In Neu-Schottland sind Vorkommen von Magnet-eisensteinen, Hämatiten, Brauneisenerzen mit Spateisensteinen, Toneisensteinen und Raseneisenerzen sehr häufig. Die Mächtigkeiten sind aber so schwankend, oder so gering, daß die Lager, trotzdem der Durchschnittseisengehalt der Erze ziemlich hoch ist, nicht abbauwürdig sind, oder ihre Nutzbarmachung von verbesserten Abbau- und Aufbereitungsmethoden abhängig ist. Die Eisenerzlagerstätten Neu-Schottlands erstrecken sich an der nordwestlichen Küste der Provinz als ein breites Band von Digby im Südwesten bis zur Straße von Canso im Norden und durch die Cape Breton-Insel. Eisenerzlager von einiger Bedeutung sind in Pictou County gefunden worden, im Norden in Antigonish County, Guysborough County und auf der Cape Breton-Insel. Die Haupterzlagerstätten

liegen jedoch im Süden in Annapolis County und in Londonderry, Colchester County; sie sind die einzigen, die wirtschaftliche Bedeutung erlangt haben. In Pictou County sind in den silurischen Schichten, die sich von Arisaig nach Sunny Brae am östlichen Ufer des East River erstrecken, vier Hauptlager erschlossen worden, von denen die beiden nördlichen, etwa 3,2 km von den Pictou-Kohlenfeldern entfernt, die bekanntesten sind. Die Erzlager streichen längs des Kammes einer Hügelreihe, die von dem Tal des Sutherland-River durchschnitten wird. Dort wird ein stückiger Hämatit gefunden, teilweise gewöhnlicher, erdiger Roteisenstein und teilweise oolithisches Roteisenerz. Die Lager sollen auf der Westseite 1 bis 4 m mächtig sein. Analysen zeigen:

	I	II
Fe . . . .	43 bis 45 %	44 bis 64 %
S . . . .	Spur	Spur „ 0,16 „
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . .	bis 0,20 %	0,08 „ 0,31 „
SiO <sub>2</sub> . . .	25 bis 26 %	4 „ 17 „

Auf dem Westufer des East River, an der Stelle, wo der westliche Arm dieses Flusses die produktive Steinkohlenformation und die kambrisch-silurischen Schichten durchschneidet, finden sich Brauneisensteinlager. Die Erze sind sehr rein und haben 56 bis 65 % Fe, 0,118 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> und Spuren Schwefel. Ferner sind im Devon von Kemptown auf einer Strecke von 4,8 km Brauneisensteinlager erschlossen worden, als Fortsetzung der Londonderry-Erzvorkommen, mit 53 % Fe, 0,112 % P, 0,022 % S und 7,49 % SiO<sub>2</sub>. Stellenweise wird dort auch Hämatit gefunden. Beim Kohlenbergbau fand man Blackband mit 28 bis 35 % Fe, ohne weiter darauf zu achten. Ebenso sind Raseneisensteinlager an vielen Orten bekannt. Pictou County war lange Zeit hindurch als eine der Haupterzlagerrstätten bekannt, scheint aber nicht gehalten zu haben, was man erwartet hat. Fast das ganze vorige Jahrhundert hindurch ist in Bridgeville Brauneisenstein abgebaut worden. Noch 1895 nahm die Nova Scotia Steel Company dort wieder zwei Gruben in Betrieb, hat aber inzwischen die Förderung eingestellt bezw. auf ein Mindestmaß beschränkt. 1903 war noch eine Grube der Bridgeville Mining Company in Betrieb, aus der die Nova Scotia Steel Company beträchtliche Mengen Erz mit einem Durchschnittsgehalt von 40 % Fe zum Preise von 3,00 £ f. d. t bezogen haben soll. Auch diese Grube hat den Betrieb eingestellt, so daß jetzt praktisch kein Bergbau in Pictou County betrieben wird. Die im Norden in Antigonish County, Guysborough County und auf der Cape Breton-Insel bekannten Eisenerzvorkommen haben im ganzen nur geologisches Interesse, da die meisten Lager sehr geringe Mächtigkeit haben.

Zwar sollen bei Arisaig an der Nordküste von Antigonish County und in den nördlichen und

östlichen Teilen von Guysborough County einige gute und mächtige Hämatitlager vorkommen, aber man weiß nichts Genaueres davon. Eben-sowenig praktische Bedeutung haben vorläufig die Raseneisenerzlager bei Halifax, Hants County und die Magneteisenstein- und Blackbandvorkommen auf der Cape Breton-Insel. Dagegen sind ziemlich viel Brauneisensteine gefunden und zeitweise auch abgebaut worden in George River Mountain, Grand Mira, Boisdale Mountains, St. Peters und vielen anderen Orten. Wirtschaftliche Bedeutung haben jetzt nur die Erz-lager in Annapolis County und im Londonderry-Revier. In Annapolis County sind die wichtigsten Vorkommen die von Nictaux und Torbrook. Die Erzlager erstrecken sich in einer länglichen Talmulde, die mehr als 11,2 km lang und 4,8 km breit ist. Die Erze enthalten gewöhnlich 0,5 bis 1,1 % P und so viel Kalk, daß sie selbstgehend sind. Die sieben bis acht Hauptlager von 2 bis 12 m Mächtigkeit liegen sehr günstig am Wasser. Ein 2 bis 4 m, im Durchschnitt 2,5 m mächtiges Hämatitlager wurde bei Torbrook seit 1890 abgebaut. 1894 wurden aus vier Schächten täglich 130 t gefördert. Von 1896 bis 1903 ruhte der Betrieb vollständig. 1903 wurde die Grube wieder ausgepumpt und kurze Zeit wurden täglich 75 t gefördert. Das Erz hatte im Durchschnitt 55 % Fe, Spuren Schwefel und etwa 1 % P; es wurde in Londonderry verhüttet. Schließlich erwarb die Londonderry Iron and Mining Company die Grube, stellte aber nach kurzer Zeit den Betrieb ganz ein, um das Lager der nur 4 km entfernten Corbetgrube abzubauen. Das im Devon streichende Lager hat eine Mächtigkeit von 1,80 bis 2,10 m und soll große Mengen guten Erzes mit durchschnittlich 59 bis 60 % Fe enthalten. Nachdem mehrere Bohrungen die Abbauwürdigkeit erwiesen haben, ist die Londonderry Iron and Mining Company augenblicklich eifrig tätig, den Grubenbetrieb zu entwickeln. Das nächst wichtige Eisenerzvorkommen ist das von Londonderry, Colchester County. In Londonderry und in einem Umkreise von 32 km werden Hämatite, Brauneisensteine, roter und gelber Ocker, Raseneisenerze, Spat- und Toneisensteine gefunden. Längs des südlichen Abhanges der Cobequidberge, von Osten nach Westen streichend, erstrecken sich die Lager in den kambrisch-silurischen Schichten bis zu einer Tiefe von 120 m. Trotzdem die Mächtigkeiten sehr ungleich sind, wird auf zwei Gruben, der Ost- und Westgrube, Erz gefördert und in dem Hochofen von Londonderry, der mit den Gruben durch eine Bahn verbunden ist, verhüttet. Anfangs beschränkte sich der Abbau auf den Brauneisenstein mit einem Gehalt bis zu 57 % Fe, 0,12 % S, 0,18 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> und den wenigen Hämatit mit etwa 67 % Fe, 0,03 % S und 0,007 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Neuerdings wird auch der Spateisenstein abgebaut, der geröstet etwa 59 % Fe enthalten soll.

Alle Erzlager Neu-Schottlands haben nicht genügt, um die Eisenindustrie der Provinz mit Erz zu versorgen. Die meisten Abbauersuche sind mißglückt, weil der größte Teil der Lager höchstwahrscheinlich nicht abbauwürdig ist. Insgesamt soll der Vorrat an abbauwürdigen Erzen bis zu einer Tiefe von 210 m nicht mehr als 4 000 000 t betragen. Daher verhütten die beiden anderen Roheisen erzeugenden Gesellschaften in Neu-Schottland, die Dominion Iron and Steel Company und die Nova Scotia Steel Company, 75 % und mehr der auch in Deutschland bekannten sedimentären Wabanaerze von der Conception Bay, Great Bell-Insel, Neufundland, die dort billig abgebaut werden können. Die Insel ist 9,6 km lang und etwa 3,2 km breit. Unter einem Einfallwinkel von 9° streichen zwei hauptsächliche Erzlager übereinander, nach Nordwesten seewärts, bis unter die See, in unbekannter Ausdehnung. Das untere Lager, das der Dominion Iron and Steel Company gehört, ist im Durchschnitt 2 m mächtig und erstreckt sich über ein Gebiet von etwa 332 ha, ist jedoch nicht in der ganzen Ausdehnung produktiv. Das obere Lager, das der Nova Scotia Steel Company gehört, hat eine durchschnittliche Mächtigkeit von 1,70 m deckt einen Flächenraum von etwa 97 ha und ist ebenfalls nicht in der ganzen Ausdehnung abbauwürdig. Der gesamte zutage stehende Erzvorrat wird auf 30- bis 40 000 000 t geschätzt; außerdem vermutet man unter dem Wasserspiegel der Conception Bay noch größere Mengen Hämatit. Es fragt sich nur, wieviel Erz davon wirklich abbauwürdig ist, eine wichtige Frage bei allen Eisenerzen sedimentären Ursprungs. Die Erze sollen früher bis 59 % Fe enthalten haben. Das ist nicht mehr der Fall, oder nur annähernd in einigen wenigen Lagern. Viele der oberen Lager haben im Durchschnitt nur 52 % Fe und die unteren Lager ungefähr 50 % Fe. Kürzlich versandte Schiffsloadungen sollen sogar unter 50 % Fe gehabt haben. Der Phosphorgehalt beträgt im Durchschnitt 1%, der Schwefelgehalt von Spuren bis 0,015 %. Der Abbau geschieht größtenteils im Tagebau; doch nimmt der Tiefbau zu, je steiler die abzubauenden Lager nach der See hin einfallen. Die Wabanagrube der Nova Scotia Steel Company kann jährlich annähernd 500 000 t Erz fördern. Im Jahre 1907 wurden etwa 346 000 t gefördert. Am Verladeplatz können die größten Frachtdampfer anlegen. Schiffe von 6- bis 8000 t Fassungsraum werden mit etwa 2000 t in der Stunde beladen; kürzlich wurde ein Dampfer von 7800 t in knapp vier Stunden beladen. Das Erz wird verschifft nach Sydney Mines zum eigenen Gebrauch, sowie nach den Vereinigten Staaten, nach Schottland und zeitweise auch nach Deutschland. Man erwartet

aber in Neu-Schottland, daß der Abbau der einheimischen Erze in dem Maße zunehmen wird, als die Kosten des Abbaues der Wabanaerze steigen werden. In Neu-Schottland hat sich wegen des gleichzeitigen Vorkommens von Kohle die Eisenindustrie am schnellsten entwickelt. Zurzeit erzeugen drei Gesellschaften Roheisen: die Dominion Iron and Steel Company, die Nova Scotia Steel Company und die Londonderry Iron and Mining Company.

Die Dominion Iron and Steel Company besitzt vier Hochöfen in Sydney, Cape Breton, von denen bei meiner Anwesenheit, im August 1908, nur drei im Feuer standen. Einer war ausgeblasen, angeblich wegen Koks mangels, aber wahrscheinlich wegen nicht ausreichender Roh-eisenbestellungen und des zurzeit geringeren eigenen Verbrauchs. Die Hochöfen sind je 25,5 m hoch und haben einen Kohlensackdurchmesser von 6 m. Jeder Ofen hat 12 Formen von 120 mm. In den Winderhitzern (vier für jeden Ofen) erreicht der Wind nur eine Temperatur von 485 bis 650 ° C. Die Windpressung beträgt  $\frac{2}{3}$  bis zu 1 at. Der Wind wird von fünf stehenden Dampfgebläsen zu je 10 000 PS erzeugt, von denen jeweilig nur vier in Betrieb sind und eins als Reservemaschine dient. In diesen Hochöfen werden fast ausschließlich Wabanaerze verhüttet; als Zuschlag dient ein Kalkstein von Marble Mountain, Inverness County. Die Koks-kohle wird von der Dominion Coal Company bezogen und in eigenen Koksöfen verkocht mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse. Der Teer wird nach den Mittelmeerländern verkauft. Aus dem Ammoniakwasser wird mit Schwefelsäure, die aus Texas-Schwefel gewonnen wird, schwefelsaures Ammonium hergestellt, das mit Kalk zu einem Düngemittel verarbeitet wird, welches nach Kuba und Kalifornien geht. Jeder Hochofen hat eine Tageserzeugung von 325 t; es können also, wenn alle vier Hochöfen im Feuer stehen, täglich etwa 1300 t erblasen werden. Es werden drei Sorten Roheisen erzeugt, basisches und Gießerei-Roheisen und ein Spezialroheisen für Maschinenguß. Die Schlacke enthält ungefähr 48 % CaO, ist weißlichgrau und nicht zu kurz. Das Roheisen wird unmittelbar in Gießpfannen abgestochen für das Stahlwerk oder den Roheisenmischer. Die Gesellschaft betreibt außerdem in Sydney umfangreiche Stahlwerksanlagen, auf deren Beschreibung ich hier wegen der Kürze der Zeit nicht eingehen kann. Dasselbe gilt von der Beschreibung der Verladevorrichtungen. Die Gesamtbelegschaft der Werke ist etwa 2900 Mann stark, außerdem werden in der Wabanagrube der Gesellschaft noch über 1000 Mann beschäftigt. Die Produktion im August 1908 betrug: 21 000 t Roheisen, 26 511 t Stahlingots, 15 246 t Stahlschienen, 5070 t Draht.

Die Nova Scotia Steel and Coal Company besitzt einen Hochofen in Sydney Mines, Cape Breton und Stahlwerke in Trenton und New Glasgow. Die Geschichte dieser Werke ist insofern interessant, als man in New Glasgow in den achtziger Jahren versuchte, Stahl aus eingeführtem Roheisen herzustellen. Später verhüttete man in dem alten Hochofen in Ferrona bei New Glasgow ausschließlich die East River und Nictauxerze, bis sie von den Wabanaerzen abgelöst wurden. Die heutige Nova Scotia Steel and Coal Company wurde erst im Jahre 1900 gegründet. Der Hochofen, der jetzt in Sydney Mines in Betrieb ist, wurde im September 1894 angeblasen und hat eine tägliche Erzeugung von 180 bis 200 t. Der Schacht ist 25,5 m hoch und hat einen Kohlensackdurchmesser von 5,2 m, einen Durchmesser an der Gicht von 3,8 m und eine Gestellweite von 3,5 m. Durch neun Formen von 150 mm wird mit einer Pressung von 48 bis 60 cm geblasen. In vier Widerhitzern von je 25,5 m Höhe und 3,6 m Durchmesser erreicht der Wind nur eine Temperatur von 370 bis 760° C. Der Møller besteht aus Wabana-Hämatiten, die 55 % Fe enthalten sollen, und zum geringeren Teil aus örtlichen Brauneisenerzen und solchen von Nictaux mit 50 % Fe. Der Zuschlagkalkstein kommt von den Port Edward-Steinbrüchen bei Sydney. Die Kokshole aus den eigenen Gruben bei Sydney wird in 150 Koksöfen verkocht. Zur Begichtung dient ein Schrägaufzug, an dessen Fuße sich die Erz- und Koksbehälter befinden. Zur besseren Verteilung der Beschickung im Ofen befindet sich an der Gicht ein Verteiler. Neben Gießereiroh-eisen wird ein Spezialroheisen für Maschinenguß erblasen. Das Roheisen wird teils in eine Gießhalle abgestochen, teils in Gießpfannen für das Stahlwerk, die in einen kippbaren Siemens-Martinofen von 180 t flüssigem Einsatz, der als Roheisenmischer dient, entleert werden. Die Roheisenerzeugung der Gesellschaft betrug im Jahre 1907: 57 618 t. Vom 15. Juni bis Ende August 1908 waren der Hochofen und das Stahlwerk der Gesellschaft nicht in Betrieb. Jetzt sind die Werke wieder ausreichend beschäftigt.

Die dritte roheisenerzeugende Gesellschaft in Neu-Schottland ist die Londonderry Iron and Mining Company, die seit 1903 besteht. Sie besitzt einen alten Hochofen in Londonderry, der schon 1880 angeblasen wurde. Der Schacht ist 22,5 m hoch und hat einen Kohlensackdurchmesser von 5,1 m und eine Tageserzeugung von 100 bis 120 t Gießereiroh-eisen, das zum größten Teil in der Gießerei der Montreal Pipe Foundry Company in Londonderry verbraucht wird. Der Erz-møller besteht aus den örtlichen Brauneisensteinen der Ost- und Westgrube mit durchschnittlich 48 bis 50 % Fe, den Erzen der Corbetgrube, Annapolis County, und

neuerdings versuchsweise zum Teil aus den Hämatiten des kürzlich erschlossenen Lagers von Bathurst, Neu-Braunschweig, mit 52 bis 55 % Fe. Der Hochofen in Londonderry ist bemerkenswert, weil er der größte Hochofen in Kanada ist, in dem nur kanadisches Erz verschmolzen wird und für dessen Erzeugung daher von der Regierung die höchsten Prämien gezahlt werden. Seit dem Februar 1908 steht der Ofen wegen der schlechten Lage des Roheisengeschäfts nicht im Feuer.

In der Nachbarprovinz Neu-Braunschweig, die bisher als die ärmste an Eisenerzen galt, weil nur ein paar unbedeutende Vorkommen in der Bay of Fundy und in Charlotte County bekannt waren, ist vor wenigen Jahren in der kambrisch-silurischen Formation, in der Nähe der Küste der Bay von Chaleur, ein Eisenerz-lager entdeckt worden, das nach den letzten Feststellungen von großer wirtschaftlicher Bedeutung zu werden verspricht. Die eisenerzführenden Schichten erstrecken sich ungefähr unter 65° 50' westl. Länge längs des Meridians und 47° 25' nördl. Breite, nahe der Grenze des County of Gloucester, 130 bis 150 m über dem Meerespiegel. Ihre Ausdehnung konnte noch nicht genau festgestellt werden, doch nimmt man nach den Anzeichen eine äußerste Länge von etwa 32 km an und eine Breite von nicht weniger als 8 km. Das gefundene Erz ist Hämatit mit charakteristischem, kirschrotem Strich und dunkelgrauer Farbe. Wo Einsprengungen von Quarz und Jaspis vorhanden sind, ist der Hämatit teilweise in schwarzen Magnetestein mit schwarzem Strich umgewandelt. Die meisten Erze werden vom Magneten angezogen. Anfang Dezember 1906 und in der Folge wurden auf einem Gelände am Nipisiguit-River sieben Bohrlöcher niedergebracht.

Die ersten vier Bohrungen, von denen eine nicht fündig war und eine im Erz angesetzt wurde, erwiesen unter einer Ueberdeckung von 10 und 130 m ein geschichtetes Erzvorkommen von mindestens 642 m Erstreckung. Das Erz ging bis zu 150 m zur Tiefe, hatte eine Mächtigkeit von 20—42 m und soll zur Hälfte 53 % Fe und nicht über 15 % SiO<sub>2</sub> enthalten. Der Schwefelgehalt schwankt zwischen 0,047 und 0,699 %, der Phosphorgehalt zwischen 0,486 und 1,007 %. In einem Felde, das etwa 350 m von dem vorigen entfernt ist, hat schon früher ein Beauftragter der Dominion Iron and Steel Company ein zweites ähnliches Vorkommen festgestellt, das an fünf Stellen zutage ausgeht und sich über 450 m erstrecken soll. Nach einer Oberflächenprobe enthält dieses Erz etwa 50 % Fe, 15 % SiO<sub>2</sub>, 0,623 % P und 2,18 % CaO. Durch die letzten drei Bohrungen wurden in einem Gelände, etwa 900 bis 1500 m nördlich vom nördlichen Ufer des Nipisiguit-River, noch

mehrere Erzablagerungen nachgewiesen, die an sechs und mehr Stellen zutage ausgehen und sich bis zu 104 m zur Tiefe erstrecken. Unter einer Deckschicht von 7 bis 9 m ergab sich eine Erzdurchfahung von 23 bis 97 m. Der Eisengehalt schwankte zwischen 44 und 54 %. (P 0,75 bis 0,99 % ; S 0,05 % und 12 bis 17 % Rückstand). Wenn auch die durch die Bohrungen festgestellten senkrechten Mächtigkeiten nicht den wahren Mächtigkeiten entsprechen werden, so scheinen immerhin beträchtliche Erzvorräte vorhanden zu sein. Jedoch zeigen die Bohrregister und die Analysen der Bohrkerne eine große Ungleichmäßigkeit der Beschaffenheit der Erze desselben Lagers und bedeutende Schwankungen des Eisengehaltes, von 39 bis 57 %. Im November 1907 haben die Drummond Mines Ltd., etwa 32 km südsüdwestlich von Bathurst, am nördlichen Ufer des Nipisiguit River, ein Grubenfeld von etwa 78 qkm erworben und in diesem Jahre mit dem Abbau begonnen. Es soll durch rohe Aufbereitung und Handklauben gelungen sein, die Erze auf 57 bis 58 % Fe anzureichern, neben 10 % SiO<sub>2</sub>, 0,88 % P und 0,055 % S. Ein Teil des gefördertten Erzes ist im Hochofen in Londonderry verhüttet worden. Die Nachfrage nach einem solchen basischen Erz steigt in Amerika ständig, da der Bessemerprozeß allmählich an Boden verliert.\* Daher mögen diese Erzlager eine gute Zukunft haben. Auf jeden Fall sind sie von großer wirtschaftlicher Bedeutung für das östliche Kanada. Da das Erzvorkommen nur ungefähr 32 km von einem geschützten, tiefen Hafen entfernt ist, hofft man auch auf Ausfuhr rechnen zu können. In der Provinz Quebec sind Eisenerzlager untergeordneter Bedeutung überall bekannt. Bemerkenswert sind nur einige abbauwürdige Lager von Raseneisenerz. Da sie leicht mit Holzkohle verhüttet werden können, entwickelte sich hier die älteste Eisenindustrie Kanadas und Nordamerikas. Heute sind noch drei kleine Holzkohlenhochöfen in Betrieb: zwei in Drummondville mit einer Gesamterzeugung von nur 12 bis 14 t täglich, und einer in Radnor mit einer Tageserzeugung von 25 bis 30 t Roheisen, das aus Raseneisenerz und örtlichen Brauneisensteinen erblasen wird. Die an der Nordküste des St. Lorenz golfes vorkommenden großen Mengen titanführender Magnetisands haben bisher keine praktische Bedeutung erlangen können.

In der Provinz Ontario liegt die Zukunft der kanadischen Eisenindustrie. Fast alle Arten von Eisenerzen sind dort gefunden worden. Von der größten praktischen Bedeutung für die Entwicklung der Eisenindustrie in Ontario ist besonders die allmähliche Erschließung der kanadischen sedimentären Lake Superior-Formation

geworden, die teilweise als eine Fortsetzung der Mesabi-Gogebic-Menominee-Formation gelten kann. Diese Eisenerzlagerstätten waren ursprünglich nur geschichtete eisenhaltige Ablagerungen mit der gewöhnlichen Reihenfolge der Schichten sedimentärer Gesteine, bis später durch Verwitterungen und Sickerwasser besondere örtliche Anreicherungen entstanden, die, wie bekannt, auf der amerikanischen Seite in Mesabi und Gogebic sehr bedeutend sind. Diese Auffassung von der Entstehung der Eisenerzformation ist sehr wichtig für die praktische Beurteilung der abbauwürdigen Erzmengen in Ontario. Die Eisenerzformation im ganzen hat nur geringen Eisengehalt, im Durchschnitt 25 %, daher sind allein die natürlichen örtlichen Anreicherungen abbauwürdig und von wirtschaftlicher Bedeutung. Wenn Berichte dagegen behaupten, daß die Eisenerzvorräte Ontarios unerschöpflich sind, so tut man gut, solche Kunde vorsichtig aufzunehmen. Bisher ist kein dem Mesabivorkommen ähnliches Erzvorkommen in Ontario entdeckt worden. Oertliche Anreicherungen in der Lake Superior-Formation Ontarios sind im Michipicoten- und Animikie-Bezirk gefunden worden. Die abbauwürdige Eisenerzformation erstreckt sich in diesen Revieren als schmaler Gürtel zwischen eruptiven Graniten. Geologisch gehören die eisenerzführenden Schichten zum Vorkambrium. Charakteristisch für die Erze sind Einsprengungen von Quarz und Jaspis. Im Michipicoten-Revier werden kieselige Magnetisande auf der Helengrube gefördert, die teilweise sehr schwefelhaltig sind und die das bisher mächtigste Eisenerzvorkommen Ontarios bilden. Weiter nördlich vom Lake Superior werden Magnetisande und Hämatite auf Eisenpyriten lagernd an vielen Orten gefunden. Im Animikie-Revier ist die Eisenerzformation eine östliche Verlängerung der Mesabi-Formation, aber weniger als 60 m mächtig, während die Lager in Mesabi 210 bis 300 m und in Gogebic 600 m mächtig sind. Oertliche Anreicherungen sind nur an wenigen Stellen vorhanden und die Erschließung dieses Reviers wird von dem durchschnittlichen Eisengehalt aller Erzlager abhängig sein, bei dem die Erze noch verhüttet werden können. Andererseits werden dort Hämatite mit geringem Phosphor- und Schwefelgehalt bis nahe an der Küste des Lake Superior gefunden und liegen die Erzlager in großer Ausdehnung ziemlich nahe an der Oberfläche. Im allgemeinen ist in der Lake Superior-Formation, selbst unter den günstigsten Bedingungen, das Verhältnis des abbauwürdigen Erzes zur Eisenerzformation in bezug auf die Ausdehnung geringer als 8 % und in bezug auf die Menge weniger als 2 %. Man darf daher die Eisenerzformation Ontarios nicht als Eisenerz ansprechen, da die Natur das Erz nur an wenigen Stellen angereichert hat, und muß

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1907 Nr. 16 S. 568 ff.

zwischen Eisenerzformation und Eisenerz genau unterscheiden. Nur selten steht das Erz zutage; fast überall ist Tiefbau notwendig. Die nicht abbauwürdige Eisenerzformation bedeckt den größten Teil des nördlichen und östlichen Ontarios. Ob sie doch noch örtliche Anreicherungen enthält, muß die Zukunft lehren. Mit den Magnet Eisensteinen und Hämatiten der Eisenerzformation werden an vielen Orten auch Eisenpyrite, Brauneisensteine mit Spateisensteinen und Raseneisenerz gefunden; doch haben diese Lager bisher nur wenig praktische Bedeutung erlangt. Bedeutende Vorkommen von titanführenden Magnet Eisensteinen und Magnet Eisensteinen haben vorläufig keinen Handelswert. Bemerkenswert sind nur noch die Erze des Atikokan- und Hutton-Reviers, die auch in der Lake Superior-Formation vorkommen, deren Entstehungsart aber noch nicht aufgeklärt ist, da sie nicht geschichtet, sondern teilweise kristallinisch sind. Ihre Menge wird auf nicht mehr als 10 000 000 t geschätzt. Die Atikokan-Erze haben hohen Schwefelgehalt von 2 bis 5 % und müssen geröstet werden. Die Hutton-Erze haben bisher immer niedrigen Schwefelgehalt gehabt und einen Phosphorgehalt bis 1 %. Die Lager sind linsenförmig und unzusammenhängend.

In Ontario wurden im Jahre 1907 200 185 t Erz im Werte von 471 127 \$ gefördert. Von dieser Menge waren  $\frac{2}{3}$  Hämatite und  $\frac{1}{3}$  Magnet Eisensteine. Nur drei Erzvorkommen haben bisher wirtschaftliche Bedeutung erlangen können, und zwar das der Helen-Grube im Michipicoten-Revier, das der Moose Mountain-Grube bei Sudbury und das der Atikokan-Gruben bei Port Arthur.

Die Helen-Grube liegt etwa 208 km nördlich von Sault-Ste.-Marie. Die auf dieser Grube geförderten Hämatite sind mit Brauneisensteinen vergesellschaftet und werden daher auch braune Hämatite genannt. Eine Durchschnittsanalyse von 2000 t aus dem Jahre 1901 zeigte: 58,70 % Fe, 5,66 % SiO<sub>2</sub>, 0,11 % P und 0,047 % S. Eine Analyse aus dem Jahre 1907 hatte ungefähr den gleichen Gehalt, ein Beweis, daß das Erz auch in der Tiefe ziemlich gleichmäßig geblieben ist. Auf der Helen-Grube werden auch geringe Mengen Spateisensteine mit einem Durchschnittsgehalt von 34,99 % gefördert.

Die Atikokan-Gruben liegen 200 km westlich von Port Arthur an der Canadian Northern Railway. Das Erz ist ein Magnet Eisenstein mit 58,02 % Fe, 8,96 % SiO<sub>2</sub>, 0,82 % P und 1,62 % S und muß vor der Verhüttung abgeröstet werden. In 2 t-Wagen wird das Erz aus der Grube zum Brecher gebracht, in dem täglich 600 t verarbeitet werden können. Aus dem Brecher wird das Erz in die Erzbehälter gestürzt, aus denen es zur Verhüttung nach Port Arthur verladen wird. Auf der Grube werden

ungefähr 75 Mann beschäftigt, zu einem Tagelohn von 3,00 \$ für die Zehnstundenschicht.

Die Moose Mountain-Lager erstrecken sich von der Nordwestküste des Wahnapiatae-Sees im Nipissing-Revier nordwestlich bis zum Onaping-See im Algoma-Revier, über eine Strecke von 56 km. Die Grube der Moose Mountain Ltd. liegt 40 km nördlich von Sudbury im Bezirk der Stadt Hutton und 96 km nördlich von Key Harbour an der Georgian Bay, einem Hafen, der erst nach der Entdeckung der Eisenerzlager im Mai 1907 angelegt worden ist und dessen günstige Lage ihm eine gute Zukunft sichert. Die Gesellschaft besitzt ein Feld von 1880 ha, in dem ziemlich bedeutende Mengen abbauwürdigen Erzes vorhanden sein mögen. Die Erze sind hauptsächlich Magnet Eisensteine, die mit zahlreichen Ausbissen zutage stehen, doch werden auch kleine Mengen von Hämatiten gefunden. Wo die Erze verwittert sind, zeigen sie graues, dunkelgraues und schwarzes Aussehen. Die Bruchflächen haben metallischen Eisenglanz, die Bruchflächen sind stahlgrau. Die neueste Durchschnittsanalyse zeigt 55,50 % Fe, 0,10 % P, 0,011 % S, 13,29 % SiO<sub>2</sub> und 3,60 % CaO. Der Abbau geschieht vorläufig nur in einem Tagebau. Dieser liegt etwa 42 m über der Talsohle, und dementsprechend ist die Brecher- und Aufbereitungsanlage terrassenförmig angeordnet. Das Erz wird durch eine 9 m lange Schurre in einen Brecher gestürzt, in dem es in Stücke von 10 bis 12 cm zerkleinert wird, fällt dann über einen Stoßrätter in einen zweiten kleineren Brecher und wird schließlich in Erzbehälter gehoben, um aus ihnen verladen zu werden. Die Gesellschaft beabsichtigte im Jahre 1908 vorläufig 6000 t Erz zu fördern, von denen der größere Teil in den Hochöfen von Hamilton verhüttet werden sollte. An die Moose Mountain-Gruben knüpfen sich große Hoffnungen, die mit der Entwicklung von Key Harbour zusammenhängen. In Key Harbour sind schon große Docks und Verladevorrichtungen gebaut worden und man erwartet, daß der Hafen wegen seiner günstigen Lage bald Bedeutung erlangen wird. Die interessierten Kreise beschäftigen sich ernsthaft mit dem Plan, in der Nähe von Toronto am Ontario-See große Eisenwerke zu bauen, in denen das Moose Mountain Erz verhüttet werden soll. Die Kohle soll aus Pennsylvanien und die Kraft von der nahegelegenen Niagara-Kraftstation bezogen werden. In Ontario gibt es zurzeit fünf Eisenwerke: in Hamilton, Deseronto, Sault-Ste.-Marie, Midland und Port Arthur. In Deseronto, Midland und Port Arthur wird nur Roheisen erzeugt, in Hamilton und Sault-Ste.-Marie neben Roheisen auch Stahl und Stahlschienen. Insgesamt werden in sieben Hochöfen täglich 1300 t Roheisen erblasen, und in zwei Stahlwerken mit sechs basischen Martinöfen und einer Anzahl von

Bessemerkonvertern werden täglich 170 t Stahl erzeugt. In den Hochöfen werden auch jetzt noch zum größeren Teile fremde Erze (Lake Superiorerze) verschmolzen; doch nimmt die Verwendung der einheimischen Erze ständig zu. So verhüttet die Atikokan Iron Company fast ausschließlich die Atikokanerze. Die Roheisenerzeugung Ontarios betrug im Jahre 1906: 275 558 t im Werte von 4 554 247 \$, erblasen aus 101 569 t einheimischen und 396 463 t fremden Erzen. Aus einem Teil des Roheisens wurden 167 026 t Stahl im Werte von 4 202 278 \$ hergestellt.

Die Deseronto Iron Company Ltd. besitzt in Deseronto, Hastings County, einen Hochofen von 17,7 m Schachthöhe und 3,15 m Kohlensackdurchmesser, mit 50 t Tageserzeugung. Es wird mit sieben Formen geblasen. Der Wind erreicht nur eine Temperatur von 425 bis 480° C., da zum Teil noch eiserne Winderhitzer vorhanden sind. Der Möller besteht im Durchschnitt aus 80 % fremden Erzen von den Mesabi- und Marquette-Gruben mit 51 % Fe und 20 % einheimischen Erzen, Magnet Eisensteinen mit 55 % Fe aus Bessemer in Ontario. Der Kalkstein mit 91 % CaCO<sub>3</sub> kommt aus Steinbrüchen an der Bay of Quinte-Eisenbahn, der Koks aus Pennsylvania zu Preise von 6,00 \$ bis Deseronto. Die Belegschaft ist etwa 40 Mann stark. Der Arbeitslohn für die Zehnstundenschicht beträgt 1,45 \$. Die Roheisenerzeugung im Jahre 1907 betrug 3510 t, die auf dem St. Lorenzstrom und über den Ontario-See verschifft wurden. Der Hochofen der Gesellschaft wurde im September 1908 durch Feuer schwer beschädigt und ist jetzt nicht in Betrieb. In dem neuen Ofen, der schon gebaut wird, soll wieder Holzkohle als Brennstoff benutzt werden.

Die Hamilton Steel and Iron Company Ltd. besitzt zwei Hochöfen und ein Stahl- und Walzwerk in Irondale bei Hamilton Wentworth County, sechs Puddelöfen, vier Walzenstraßen und eine Gießerei in Hamilton selbst. Von den neun in Kanada bestehenden Eisenwerken war das Werk in Hamilton das erste, das in Ontario Roheisen erzeugte. Der Schacht des älteren Hochofens ist 22,5 m hoch und hat einen Kohlensackdurchmesser von 4,8 m. Die Tageserzeugung beträgt 200 t. Der zweite Hochofen, der erst am 8. November 1907 angeblasen wurde, ist 24 m hoch und hat einen Kohlensackdurchmesser von 6 m. Die Tageserzeugung beträgt 300 t Gießereiroheisen. Dieser Hochofen ist modernster Bauart und wird selbsttätig begiehet. Zur Winderzeugung dienen vier Dampfgebläse. Der Möller besteht durchschnittlich aus 50 % fremden Erzen von Marquette, Mesabi und Vermilion und 50 % einheimischen Erzen von der Helen-Grube in Michipicoten mit 55 % Fe und weniger als 0,15 % S. Der Preis für die Tonne Erz ab Grube beträgt 3,50 \$. Im Jahre 1907

wurden 55 000 t verhüttet. Der Kalkstein mit 40 bis 48 % CaO wird aus Dundas, der Koks aus Pennsylvania bezogen. Die Erzeugung im Jahre 1907 betrug 79 817 t. Das Roheisen wird in Gießpfannen für das Stahlwerk abgestochen. In diesem können in zwei 30 t und zwei 15 t basischen Martinöfen, die mit Roheisen, Schrott und Kalkstein beschickt werden und zu deren Erhitzung Naturgas benutzt wird, jährlich etwa 70 000 t Stahl erzeugt werden. Die Belegschaft zählt etwa 1400 Mann.

Die Canadian Iron Furnace Company besitzt einen Hochofen mit Nebenanlagen am Nordende des Hafens von Midland. Der Schacht ist 19,2 m hoch und hat einen Kohlensackdurchmesser von 3,9 m, eine Gestellweite von 2,7 m und eine Gichtweite von 3 m. Die Tageserzeugung beträgt 120 bis 130 t Gießerei- und Bessemerroheisen. Zur Winderzeugung sind drei Dampfgebläse vorhanden. Der Wind wird in drei Winderhitzern auf 675° C. erhitzt. Es wird mit acht Formen geblasen. Der Möller besteht im Durchschnitt aus 90 % fremden Erzen vom Lake Superior-Revier mit durchschnittlich 53 % Fe und 0,05 % S und 10 % einheimischen Erzen von Bessemer in Ontario mit durchschnittlich 53 % Fe, 0,019 P, 0,123 % S, und aus Erzen von Michipicoten. Jedes Jahr werden 60- bis 80 000 t roter Hämatit vom Lake Superior an den Umschlagplätzen der Gesellschaft entladen. Die Tonne einheimischen Erzes kostet frei Hütte 3,80 bis 3,90 \$. Der Kalkstein mit 46 % CaO wird aus den eigenen Brüchen der Gesellschaft, die etwa 4,8 km von der Hütte entfernt sind, bezogen, der Koks aus dem Connellsville-Revier. Die Roheisenerzeugung im Jahre 1907 betrug 27 153 t. Die Gesellschaft besitzt, außer einem Gebiet von 20 ha, auf dem die jetzigen Anlagen stehen, noch größeren Landbesitz an der Küste und beabsichtigt, in nächster Zeit auch ein Stahl- und Walzwerk zu erbauen. Für die 275 Mann starke Belegschaft besteht eine gut ausgebaute Arbeiterkolonie.

Die Atikokan Iron Company Ltd. besitzt ausgedehnte Hafenanlagen, Röstöfen, Koksöfen und einen Hochofen in Port Arthur am Lake Superior. Der Möller besteht ausschließlich aus den schon erwähnten Erzen der Atikokan-Gruben mit folgender Analyse: 58,02 % Fe, 1,68 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 8,96 % SiO<sub>2</sub>, 2,16 % CaO, 2,80 % MgO, 0,01 % Mn, 0,82 % P und 1,62 % S. Die Erze werden in 16 dreikammerigen Röstöfen von je 12 m Höhe, 22,5 m Länge und 62 cm Breite und einer Tagesleistung von 25 bis 35 t mit Hochofengas abgeröstet. Das Gas wird in den äußeren Kammern verbrannt und von einem Exhaustor, dessen Umdrehungszahl den Zug regelt, durch die zu röstenden Erze in der mittleren Kammer, in eine äußere Kammer gesaugt, von wo es in den Schornstein geht. Es ist nach den Aufschlüssen in den Atikokan-Gruben

feldern sehr wahrscheinlich, daß der Schwefelgehalt oft viel höher ist, als die Analyse angibt, denn es sollen sich bei dem Röstofenbetriebe viele Anstände ergeben. Der Schwefelgehalt bleibt nach dem Abrösten größtenteils zu hoch. Erze mit nur 0,75 % S brauchen schon 27 Stunden Durchsatzzeit, um abgeröstet zu sein. Die Erzbehälter sind so über den Oefen angelegt, daß das Roherz in dem Maße nachsinkt, als das geröstete Erz aus den Röstkammern in darunter befindliche Eisenbahnwagen und Erzbehälter abgezogen wird. Aus diesen Erzbehältern wird das Erz für den Hochofen entnommen. Der Hochofen ist 22,5 m hoch, hat einen Kohlensackdurchmesser von 4 m und eine Gestellweite von 2,4 m. Die Tageserzeugung beträgt 100 t. Es wird mit neun Formen von 150 mm geblasen. In drei Winderhitzern von je 22,5 m Höhe und 5,4 m Durchmesser wird der Wind auf etwa 760° C. erhitzt. Der Kalkstein des Möllers aus eigenen Brüchen in der Nähe der Hütte hat folgende Zusammensetzung: 44,69 % CaO, 0,003 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 0,03 % S, 7,74 % MgO, 1,05 % SiO<sub>2</sub> und Spur Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Die Atikokan Iron Company ist die einzige Gesellschaft in Ontario, die eigenen Koks erzeugt. In 100 Koksöfen werden aus Kohle von Südwest-Virginien täglich 150 t Koks hergestellt. Die Roheisenerzeugung betrug im Jahre 1907: 8195 t. Die Belegschaft ist ungefähr 100 bis 150 Mann stark und die Arbeitslöhne schwanken zwischen 2,10 und 3,50 \$ für die Zehnstundenschicht.

Die Algoma Iron Works der Lake Superior Corporation in Sault-Ste.-Marie bestehen aus einem Hochofen-, Stahl- und Schienenwalzwerk. Im Hochofenwerk stehen zwei Hochöfen im Feuer und ferner sind die Eisenkonstruktionen für zwei neue 400 t-Oefen fertig aufgestellt. Der Hochofen Nr. 1 ist 21 m hoch, hat einen Kohlensackdurchmesser von 5,1 m und eine Gestellweite von 3,3 m. Seine Tageserzeugung beträgt 250 t. Der Hochofen Nr. 2 ist 24 m hoch, hat einen Kohlensackdurchmesser von 5,1 m und eine Gestellweite von 3 m. Seine Tageserzeugung beträgt ebenfalls 250 t. Für beide Hochöfen sind sieben Winderhitzer vorhanden von je 21 m Höhe und 6 m Durchmesser. Zur Winderzeugung dienen vier Dampfgebläse. Es wird mit je neun Formen von 125 mm geblasen. Der Möller besteht durchschnittlich aus 20 % einheimischen Erzen von der Helen-Grube und 80 % fremden Erzen aus dem Lake Superior-Revier der Vereinigten Staaten. Die Gesellschaft verhüttet nur einen kleinen Teil der Erzförderung der Helen-Grube und verkauft den größeren Teil an andere Verbraucher oder tauscht ihn gegen Lake Superior-Erze ein. Der Kalkstein des Möllers wird aus Michigan bezogen, der Koks von den Pocahontas-Gruben in West-Virginien. Das Roheisen wird in 20 t-Gießpfannen abgestochen.

die entweder in zwei 150 t-Roheisenmischer oder in eine Gießmaschine entleert bzw. unmittelbar in das Stahlwerk überführt werden. Ein Betriebsbericht aus dem Jahre 1907 zeigt als durchschnittliche Tageserzeugung einiger Monate für die Oefen Nr. 1: 204, 221, 240, 245 t und Nr. 2: 249, 224, 236, 258, 212 t. Die Gesamterzeugung für das Rechnungsjahr 1907 betrug von Ofen 1: 59 568 t und Ofen 2: 68 874 t Roheisen. Das Stahlwerk umfaßt zwei 4 t-Konverter, vier Kupolöfen und zwei basische Martinöfen von je 35 t. Die Martinöfen waren im Jahre 1907 nur zwei Monate (Mai und Juni) in Betrieb und erzeugten 6896 t Stahl. Die Produktion des Schienenwalzwerkes betrug im Jahre 1907: 178 624 t; die jährlich mögliche Erzeugung soll 225 000 t Schienen betragen. Die Belegschaft der Werke ist, wenn alle Anlagen in Betrieb sind, 1400 Mann stark. An Löhnen wurden im Jahre 1907 816 179 \$ gezahlt. Da der Durchschnittstageslohn 2,50 \$ beträgt, sind also 1907 nur etwa 1186 Mann beschäftigt worden. Jetzt sollen die Werke zum größten Teil stillliegen und nur das Schienenwalzwerk soll gering beschäftigt sein. Von allen kanadischen Eisenwerken haben die Algoma Iron and Steel Works die modernsten Anlagen. Es ist mir nicht möglich, bei der Kürze der Zeit eine genaue Beschreibung zu geben, doch wird ein dem Abdruck in „Stahl und Eisen“ beigegebener Plan der Werke hinreichend übersichtlich sein (Abbildung 1).

Gleichzeitig sei auf die Tafeln III und IV verwiesen, in denen die Hauptdaten über die kanadischen Eisenerzvorkommen und Eisenerzeugungsstätten in übersichtlicher Weise vereinigt sind. Die Angaben sind zusammengestellt nach Mitteilungen des Canadian Mining Institute, des Canadian Mining Journal und nach Aufzeichnungen eigener Reisetagebücher.

In Sault-Ste.-Marie sind auch, zum Teil im Auftrage und auf Kosten der Regierung, die bekannten Versuche gemacht worden, Roheisen elektrisch zu erzeugen. Trotzdem alle Vorbedingungen günstig waren und die elektrische Kraft verhältnismäßig billig, so hat sich wieder gezeigt, daß die elektrische Roheisenerzeugung heute noch nicht in ersten Wettbewerb mit dem Hochofenprozeß treten kann. Es würde zu weit führen, die Gründe dieser in wirtschaftlicher Hinsicht mißglückten Versuche hier zu erläutern. Trotzdem das praktische Ergebnis so gering war, bemüht sich die kanadische Regierung das Interesse für den elektrischen Schmelzprozeß durch Prämien rege zu erhalten. So sollen gezahlt werden: für Roheisen aus kanadischem Erz im elektrischen Ofen erschmolzen:

1909	} 2,10 \$	1911: 1,70 \$
1910		1912: 1,90 \$

für Stahl, erzeugt im elektrischen Ofen, direkt aus kanadischem Erz, oder aus in Kanada erblasenem Roheisen:

1909	} 1,65 \$	1911: 1,05 \$
1910		1912: 0,60 \$

Auf jeden Fall ist die elektrische Roheisen- und Stahlerzeugung in Kanada bisher nicht über die Versuchszeit hinausgekommen. Ich habe daher über diesen Zweig der Eisenindustrie auch nicht mehr in Erfahrung bringen können, als das, was schon durch die Literatur bekannt geworden ist. Alle Vorschläge, die ärmeren Erze der

kanadischen Eisenindustrie fast ganz abhängig von den Vereinigten Staaten. Die American Electric Furnace Company ist eine rein amerikanische Gesellschaft mit dem Verwaltungssitz in New York City. Die Lake Superior Power Company in Sault-Ste.-Marie ist, wie die Algoma Steel Company, abhängig von der Lake Superior Corporation.

In den westlichen Nachbarprovinzen Ontarios, die rein landwirtschaftlichen Charakter haben, sind Eisenerzvorkommen von Bedeutung bisher nicht bekannt. Dagegen sind in Britisch-

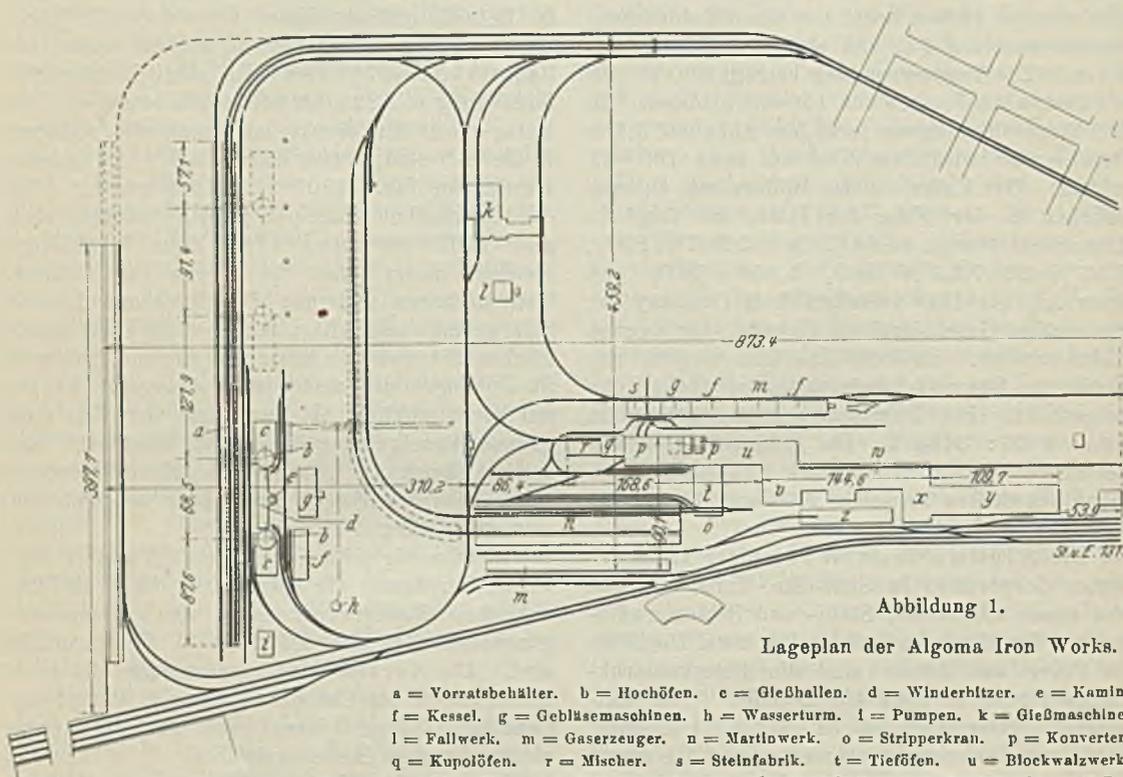


Abbildung 1.

Lageplan der Algoma Iron Works.

- a = Vorratsbehälter. b = Hochöfen. c = Gießhallen. d = Winderhitzer. e = Kamin. f = Kessel. g = Gebläsemaschinen. h = Wasserturm. i = Pumpen. k = Gießmaschine. l = Fallwerk. m = Gaserzeuger. n = Martenwerk. o = Stripperkran. p = Konverter. q = Kupolöfen. r = Mischer. s = Steinfabrik. t = Tiefofen. u = Blockwalzwerk. v = Wärmöfen. w = Schienenwalzwerk. x' = Warmbetten. y = Fertigstraße. z = Reparaturwerkstätte.

Lake Superior-Formation nach dem Gröndalprozeß anzureichern, zu brikketieren und elektrisch zu schmelzen, haben bisher, als zu unwirtschaftlich, keine Folge gehabt. Solange verhüttbare Erze in hinreichender Menge billig abgebaut werden können, kann von einem Erfolg in dieser Richtung nicht die Rede sein. Dasselbe gilt auch von allen Versuchen, die titanführenden Magnet-eisensteine nach diesem Verfahren wirtschaftlich nutzbar zu machen. Die nachstehende Zahlen-tafel 1 gibt einen Ueberblick über die zur elek-trischen Roheisen- und Stahlerzeugung in Kan-ada bisher errichteten Anlagen, die sämtlich in der Provinz Ontario liegen.

Nach Angabe der American Iron and Steel Asso-ciation waren alle Oefen im Jahre 1908 in Betrieb. In wirtschaftlicher Hinsicht ist dieser Zweig der

Kolumbien mehrere abbauwürdige Lager von Raseneisenerz und Magneteisensteinen entdeckt worden. Sowohl in diesem als auch im vorigen Jahre (1907) ist jedoch in der ganzen Provinz kein Eisenerz gefördert worden, ausgenommen 1500 t Raseneisenerz am Quatsino Sound, Vancouver Island, die nach Seattle verschifft wurden. Das Lager wurde aber, seiner geringen Mächtigkeit wegen, wieder aufgegeben. Die Eisenerzlager Britisch-Kolumbiens, von denen vermutlich bisher nur der kleinere Teil bekannt ist, werden erst dann wirtschaftlichen Wert haben, wenn mit der zunehmenden Entwicklung des Landes eine eigene Eisenindustrie an der Küste des Stillen Ozeans notwendig werden wird.

Die wirtschaftliche Lage der kanadischen Eisenindustrie ist immer bedrängt gewesen und

Zahlentafel 1. Kanadas Anlagen zur elektrischen Roheisen- und Stahlerzeugung.

Namen der Gesellschaft	Art und Zahl der Oefen	Art und Menge der jährlich möglichen Erzeugung	Wirkliche Erzeugung 1907	Einsatz	Kraftquelle
Electro Metals Ltd., Welland, Welland County	1 Ofen, in Betrieb gesetzt November 1907	Roheisen, 18 bis 60 % Ferrosilizium und andere Eisenlegierungen	—	—	Elektrische Kraft von den Niagara-Fällen
Lake Superior Power Company, Sault-Sto.-Marie, Algoma-Distrikt	2 Versuchsöfen, in Betrieb gesetzt im Februar 1899 und April 1906	Roheisen, Ferronickel, Ferrosilizium, 1000 t Ferronickel oder 250 t Ferrosilizium	1906 223 t Roheisen 1907 152 t Roheisen	Gerüstete, nickelführende, magnetische Schwefelkiese von Sudbury, Ontario (Pyrrhothite)	Elektrische Kraft, erzeugt durch Wasserkraft
American Electric Furnace Company, Niagara Falls	1 Ofen von 908 kg Tageserzeugung, in Betrieb gesetzt 24. Januar 1908; 1 Ofen von 3 t Tageserzeugung, in Betrieb gesetzt 9. Juli 1908	1200 t Stahlblöcke und Stahlguß	—	—	Elektrische Kraft von den Niagara-Fällen

ist auch heute noch bedrängt. Die Dominionregierung, die sich stets klar darüber war, daß eine gesunde Eisenindustrie das Rückgrat eines so großen Wirtschaftsgebietes bilden muß, hat, wie ich schon sagte, alles getan, um die Interessen der Eisenindustrie zu fördern. Dadurch sind viele Anregungen gegeben worden, aber schließlich können diese künstlichen Mittel die natürliche Entwicklung der Eisenindustrie, die in inniger Beziehung zur allmählichen Erschließung des ganzen Landes steht, nicht wesentlich beeinflussen. Wenn daher noch viele Unternehmungen mißglücken, oder schwer zu kämpfen haben, darf man nicht vergessen, daß Kanada heute da ist, wo die Vereinigten Staaten vor 50 Jahren waren, und daß in allen Ländern, die in der Entwicklung begriffen, solche Schwierigkeiten zu überwinden sind. Kanadas Eisenindustrie steht noch vor einer großen Zukunft und tritt ihr um so näher, je mehr die Erschließung der bedeutenden natürlichen Hilfsquellen an Kohle und Eisenerz und die Besiedelung und Bebauung des Landes von Jahr zu Jahr zunimmt. Die Nachfrage nach Eisen und Stahl für Gießerei-, Eisenbahn- und Bauzwecke ist in den letzten Jahren beträchtlich gestiegen. Der Bedarf an Schienen betrug im Jahre 1907: 300 000 t und war der bisher größte in Kanada. Besonders bemerkenswert ist die bedeutende Nachfrage nach Draht und Drahtzäunen, Erzeugnisse, die jetzt noch zum größten Teil aus den Vereinigten Staaten und Belgien bezogen werden. Es sind aber Bemühungen im Gange, diese zum Teil für Kanada neuen Industrien im Lande heimisch zu machen. Hervorzuheben und sehr erfolgreich sind die geschäftliche Rührigkeit des Drummond Konzerns in Montreal und seine Bemühungen,

die kanadische Eisenindustrie selbständig zu machen und zusammenzuschließen. Durch seinen Einfluß und unter seiner Leitung vereinigten sich im Oktober 1908\* die Hochofenwerke zu Londonderry, Midland, Drummondville, Radnor und die Röhrengießerei und Räderfabriken zu Londonderry, Three Rivers und Montreal, Quebec, St. Thomas, Hamilton, Midland und Fort William zu einer Interessengemeinschaft, der Canadian Iron Corporation Ltd., mit 5 000 000 \$ Aktienkapital, 3 000 000 \$ Vorzugsaktien und 2 500 000 \$ Obligationen. Derselbe Konzern ist auch an der Moose Mountain-Grube beteiligt und unterhandelt gegenwärtig mit den Behörden und Interessenten in Toronto, Ontario, wegen der Errichtung eines Hochofen- und Stahlwerkes an der Ashbridge Bay am See Ontario. Es sollen dort täglich mindestens 1400 t Erz in den neuen Hochöfen verhüttet werden.

Wie dem auch sein mag, heute könnte Kanada noch ein vorzügliches Absatzgebiet für unsere Eisenindustrie sein, wenn der Zolllarif nicht jeden Wettbewerb verhinderte. Wir werden auch in absehbarer Zeit kaum eine Aenderung erwarten dürfen. Die Gründe für unsere ungünstigen Aussichten sind zum Teil in der Wirtschaftspolitik der kanadischen Regierung zu suchen, die durch Schutzzölle die einheimischen Industrien zu entwickeln und ihnen den Absatz im eigenen Lande zu sichern sucht, zum Teil in den politischen Verhältnissen. Von den drei politischen Richtungen, die ich in Kanada beobachtet habe, brauchen zwei zurzeit nicht ernstlich in Erwägung gezogen zu werden, da sie

\* Vergleiche näheres „The Iron Age“ 1908, 12. Nov., S. 382.

nur von der äußersten Minderheit vertreten werden und weil sie keine praktische Grundlage haben: die Neigung zu den Vereinigten Staaten und der Grundsatz „Kanada den Kanadiern“. Der politische Schwerpunkt liegt daher, solange das Land noch in der Entwicklung begriffen ist, aus praktischen Gründen in England und damit werden wir zu rechnen haben. Nach meinen Erkundigungen mutmaßte ich, daß durch ein Uebereinkommen auf Grund des Mitteltarifes, ähnlich dem kanadisch-französischen Zollvertrage, in diesem Zollkriege Frieden geschlossen werden

könnte. Wahrscheinlich müßte aber die Anregung von Deutschland ausgehen. —

Ich danke dem Verein deutscher Eisenhüttenleute und insbesondere Hrn. Dr.-Ing. Schrödter für die gütige Unterstützung meiner Studien vor meiner Reise nach Kanada durch Ueberlassung der einschlägigen Literatur, dem Canadian Mining Institute für seine Unterstützung in Kanada und insbesondere Hrn. Bergingenieur und Bergwerksbesitzer F. Cirkel in Montreal, dessen Liebenswürdigkeit ich eine Reihe wichtiger Daten und Angaben verdanke.

## Hochofen und elektrischer Ofen.

Bei Einführung des elektrischen Ofens in die Eisenindustrie ging das Bestreben zunächst dahin, aus dem Erze mit Hilfe des elektrischen Stromes direkt Stahl zu erzeugen. Man hat jedoch bald eingesehen, daß es rationeller ist, auch beim elektrischen Schmelzen das Verfahren in zwei getrennten Phasen verlaufen zu lassen, d. h. die Roheisenerzeugung für sich vorzunehmen, und die Raffination des Roheisens dann folgen zu lassen. Während aber die Elektrostahldarstellung in den letzten Jahren in Bezug auf Ofen und Arbeitsweisen eine außerordentliche Entwicklung erfahren hat, ist die elektrische Roheisenerzeugung sozusagen in den Kinderschuhen stecken geblieben. Man hat zwar durch einige größere Versuche (Keller, Héroult\*) den Beweis erbracht, daß sich auch im elektrischen Ofen aus Erz nach Belieben graues oder weißes Roheisen herstellen läßt, daß man auch Holzkohle verwenden kann, daß eine sehr weitgehende Entschwefelung möglich ist u. a. m.; über die Erfolge der beiden, auf Grund der kanadischen Versuche errichteten größeren Anlagen (in Kanada und in Kalifornien) ist aber bisher auffällig wenig zu erfahren gewesen.

Der Grund für diese langsame Entwicklung der elektrischen Roheisenerzeugung ist offenbar nur darin zu suchen, daß die eigentlichen Eisenindustrie-Länder kein rechtes Interesse für diese Frage haben, da als erwiesen angesehen werden muß, daß der Hochofen in Ländern mit billigem Koks und mittleren Wasserkraftpreisen hinsichtlich der Menge und der Oekonomie der Erzeugung dem elektrischen Ofen weit überlegen ist. Der Fall kann natürlich in anderen Ländern, die keinen Koks erzeugen, aber über sehr billige Wasserkräfte verfügen, anders liegen. Wir brauchen da nicht bis nach Kanada und Südamerika zu gehen, um solche Verhältnisse zu treffen, wir finden sie schon in Schweden und Norwegen, sowie in Italien. Es ist deshalb verständlich, daß immer noch Berechnungen

angestellt werden, welche die Roheisenerzeugung in beiden Ofen miteinander vergleichen und welche zeigen sollen, unter welchen Umständen der eine oder der andere Apparat vorteilhafter arbeitet. Auf den Inhalt zweier derartiger Veröffentlichungen von Joh. Hårdén und von Remo Catani soll nachstehend etwas näher eingegangen werden, da namentlich die letztgenannte Arbeit die Verhältnisse sehr klar beleuchtet.

In „Stahl und Eisen“ wurde schon 1904 vom Verfasser\* eine Berechnung veröffentlicht, welche an der Hand einer Reihe von Beispielen zeigte, welche Mehrkosten bei uns bei der Herstellung verschiedener Roheisensorten aus den zur Verfügung stehenden Erzen bei elektrischem Verschmelzen gegenüber dem Hochofenbetrieb entstehen würden. Als Vergleich diente dabei die Kohlenstoffmenge, welche je nach der Erzbeschaffenheit, abgesehen vom Reduktionskohlenstoff, zur Durchführung des Prozesses nötig ist. Drückt man diese Zahl einmal im Geldwert der entsprechenden Koks menge, das andere Mal in der praktisch äquivalenten Anzahl Kilowattstunden und einem Durchschnitts-Kraftpreis aus, so erhält man eine bestimmte Art des Vergleiches. Damals belief sich der durchschnittliche Kraftverbrauch nach den zuverlässigsten Versuchen für die Tonne Eisen auf rund 3000 KW.-Std., während man später öfter mit rund 2000 KW.-Std. in einzelnen Fällen auskommen ist.

Man kann den Vergleich auch anders anstellen. Hårdén\*\* rechnet wie folgt: Man braucht zur Erzeugung einer Tonne Eisen aus Eisenoxydul 214,3 kg, aus Eisenoxyduloxyd (Magneteisen) 285,7 kg, aus Eisenoxyd (Hämatit) 321,4 kg Kohlenstoff, wenn derselbe nur zu Kohlenoxyd verbrennt. Diese Reaktionen erfordern aber eine bestimmte Temperatur, die durch Verbrennung von Kohle oder durch elektrische Energie aufgebracht werden muß. Zur Durchführung der Reduktion

\* „Stahl und Eisen“ 1904 S. 143; Neumann: „Elektrometall. d. Eisens.“

\*\* „Electroch. and Metall. Ind.“ 1909 B. 7 S. 16.

\* „Stahl und Eisen“ 1905 S. 538; 1907 S. 1256.

des Eisenerzes sind (für 1 t Eisen) nötig: für  $\text{FeO}$  832 000 Kal., für  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  943 000 Kal., für  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  1 058 000 Kal. Rechnet man das Beispiel für Hämatit und Holzkohle (zu 7500 Kal. und 80 % C) durch und nimmt man an, daß  $\frac{1}{3}$  des Kohlenstoffs zu Kohlensäure verbrennt, so braucht man zur Reduktion von 1 t Eisen aus Hämatiterzen 241,1 kg Kohlenstoff oder 301,0 kg Holzkohle. Weiter sind nötig:

für die Reaktionen	732 000 Kal.
für die Schmelzung des Eisens	310 000 „
für die Schmelzung der Schlacke	72 000 „
	1 114 000 Kal.

Verbrennt 1 kg Holzkohle zu  $\text{CO}_2 + 2\text{CO}$ , so ist der Heizwert 3250 Kal., dazu kommt an Luft, die durch Abgabe auf  $800^\circ$  vorgewärmt ist,  $\frac{64}{36} \times \frac{100}{23} \times 800 \times 0,24 = 1486$  Kal., so daß der wirkliche Heizwert 4696 Kal. ausmacht; für Heizzwecke wären also  $\frac{1\ 114\ 000}{4696} = 237$  kg

Holzkohle nötig. Die Reduktion allein würde daher (bei einer Verbrennung nur zu CO) 321,4 kg Kohlenstoff oder 404 kg Holzkohle, der sonstige Wärmeverbrauch 237 kg Holzkohle, zusammen also 641 kg Holzkohle erfordern; unter den oben angegebenen Bedingungen sind aber nur  $301 + 237$  kg = 538 kg Holzkohle erforderlich. Auf den Härräng-Werken in Schweden wurden mit Hämatitbriketts und Holzkohle durchschnittlich 570 kg auf die Tonne Roheisen verbraucht. Bei einem Holzkohlenpreise von 48 *M* f. d. Tonne beträgt der Brennstoffaufwand 27,36 *M*, dabei entfallen auf die Reduktion 19,36 *M*, auf die Erhitzung 8 *M*.

Im elektrischen Ofen wären anzusetzen: 404 kg Holzkohle für die Reduktion = 19,36 *M*. Nimmt man an, daß 50 % des Eisens durch Kohlenoxyd reduziert werden können, so sind für die Reduktion aufzubringen 529 000 Kal., für Erhitzung des Eisens und der Schlacke 382 000 Kal., zusammen also 911 000 Kal. Diese Zahl erhöht sich bei Annahme eines thermischen Wirkungswertes des elektrischen Ofens von 60 % auf 1 518 000 Kl., was (1 KW.-Std. = 860 Kal.) 1768 KW.-Std. entspricht. Bei einem Versuche Héroults in Kanada mit Hämatit wurden nur 1705 KW.-Std. verbraucht. Setzt man die Kraftkosten mit 80 *M* das KW.-Jahr an, die KW.-Std. also mit 0,904 Pf., so kostet die elektrische Energie f. d. Tonne Eisen 15,60 *M*. Hierzu kommt noch Elektrodenkohle, wovon Hårdén 20 kg zu 20 Pf. = 4 *M* einsetzt.\* Im Hochofen würden demnach die Kosten für Reduktion und Erhitzung 27,36 *M* betragen; im elektrischen Ofen für Reduktion 19,36 *M*, für Kraft 15,60 *M*, für Elektrodenkohle 4 *M*, insgesamt also 38,96 *M*.

Als weiterer Vorteil des Hochofens kommt noch hinzu die große Menge ausnutzbarer Gichtgase. Nimmt man an, daß 1 t Holzkohle im Hochofen im Mittel 4 300 000 Kal. liefert und hiervon 57 % verfügbar werden (= 2 450 000 Kal.), so würden das bei einem Aufwand von 570 kg Holzkohle 1 396 500 Kal. sein; rechnet man weiter in der Gasmaschine eine Ausnutzung von 29 %, so ergibt das 404 900 nutzbare Kal., wovon noch rund 120 000 Kal. für Arbeiten am Ofen abgehen, so daß noch 280 000 Kal. wirklich verfügbar bleiben, was einem Geldwerte von 2,95 *M* entspricht. Es stehen sich also gegenüber die Hochofenkosten mit 27,36 — 2,95 *M* = 24,41 *M* und die Kosten im elektrischen Ofen mit 38,96 *M* f. d. Tonne Eisen; folglich arbeitet der Hochofen unter den angegebenen Verhältnissen um 14,55 *M* billiger.

Remo Catani\* geht bei seinem Vergleich zunächst von ähnlichen Ueberlegungen aus, doch führt er seine Untersuchung dann in anderer Weise durch.

Im Hochofen sind theoretisch folgende Temperaturen zu erreichen; mit feuchtem kaltem Wind  $1350^\circ$ , mit trockenem kaltem Wind  $1650^\circ$ , mit feuchtem Wind von  $700^\circ$   $1900^\circ$ , mit trockenem warmem Wind  $2200^\circ$ ; die Temperatur im elektrischen Ofen kann weit höher gesteigert werden.

Gegen die Tagesleistungen eines modernen Hochofens ist das Ausbringen eines elektrischen Roheisens verschwindend gering. Anders wird jedoch das Bild, wenn man die Leistung auf ein und dieselbe angewandte Energiemenge bezieht. Richards berechnet bei Annahme eines Strahlungsverlustes von 30 % und dem Verlust der ganzen latenten Wärme im Gas im Hochofen bei Holzkohlenbetrieb und 56 % Möller (Magneisenstein) ein Ausbringen von 6,5 kg Roheisen für 1 PS-Tag. Für den elektrischen Ofen muß 8 kg Ausbringen augenblicklich schon als gute Leistung bezeichnet werden. Héroult hat zwar behauptet, mit einer Anlage von 10 000 PS eine Erzeugung von 12 kg für 1 PS-Tag erreichen zu können, der Beweis einer solchen Leistung im Dauerbetrieb fehlt indessen noch. Für eine elektrische Anlage, welche dasselbe leistet wie ein 200 t-Ofen, wären mithin 25 000 PS nötig.

Der Hauptunterschied des Hochofenprozesses und der Roheisenerzeugung im elektrischen Ofen besteht in der Art und Weise der Reduktion der Eisenoxyde durch den Kohlenstoff; im Hochofen geschieht die Reduktion in der Hauptsache durch Kohlenoxyd, im elektrischen Ofen durch den festen Kohlenstoff des Möllers.

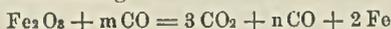
Bei der Verbrennung des Kohlenstoffs im Hochofen ist das Verhältnis von Kohlenoxyd

\* Bei den kanadischen Versuchen kam man mit 10 kg aus.

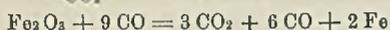
\* Nach freundlichst eingesandtem Sonderabdruck.

zu Kohlensäure in den Gasen 1,56 bis 3,22, im Mittel ist jedoch  $\frac{CO}{CO_2} = 2$ . Die Steigerung des Kohlenoxydgehaltes im Gas ist gleichbedeutend mit einer Vermehrung des Brennstoffaufwandes.

Die Gleichung

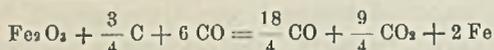


wandelt sich unter der Annahme eines Verhältnisses von  $\frac{CO}{CO_2} = 1,7$  um in



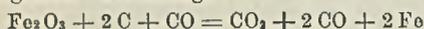
woraus sich für 1000 kg Eisen ein Kohlenstoffverbrauch von 964 kg berechnet.

Nimmt man mit Bell an, daß das Eisenoxyd in den oberen Zonen schon 25% seines Sauerstoffs verliert, so gelangt man zu folgender Formel:



woraus sich ein Kohlenstoffverbrauch von 723 kg ergibt.

Je größer die direkte Reduktion durch Kohlenstoff wird, desto mehr sinkt der Kohlenstoffaufwand. In Fällen, wo Eisenoxyd teilweise erst zu Eisenoxydul reduziert wird, kommt man zu folgender Gleichung:



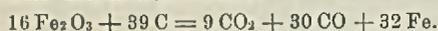
mit einem Kohlenstoffaufwand von nur 321 kg.

Bei dem Verschmelzen im elektrischen Ofen müßte man die direkte Reduktion als vollkommen annehmen und hätte dann folgende Umsetzung:



Tatsächlich wird aber das entstehende Kohlenoxyd seinerseits in weniger heißen Zonen eine Reduktionswirkung ausüben, wie in der zuerst angegebenen Formel, und das Verhältnis  $\frac{CO}{CO_2}$

wird größer als sonst, etwa = 3 sein. Unter Berücksichtigung des geringeren Kalkzuschlags im elektrischen Ofen ( $\frac{2}{3}$ ) kommt Catani zu folgender Reduktionsformel:



Hieraus berechnet sich ein theoretischer Verbrauch von 261 kg Kohlenstoff für 1000 kg Eisen. — Bei den kanadischen Versuchen wurde bis zu 308 kg verbraucht. Das erzeugte Roheisen hatte 4,6% Kohlenstoff und 94,3% Eisen.

An einem Beispiel rechnet nun Catani die beiden Fälle durch. Der Erzverbrauch ist in beiden Fällen gleich. Der Kalkverbrauch ist im elektrischen Ofen infolge des geringeren Kohlenstoffverbrauches geringer. Den Elektrodenverbrauch (200 Fr. für 1 t) verrechnet Catani als Koks, setzt aber des höheren Preises wegen (statt 8,17 kg) 80 kg Koks ein.

Die Zusammensetzung der Ausgangsmaterialien sei folgende:

Erz: 70%  $Fe_2O_3$ , 10%  $SiO_2$ , 0,2%  $Mn_2O_4$ , 0,7%  $P_2O_5$ , 0,2%  $SO_2$ , 3,0%  $Al_2O_3$ , 4,0%  $CaO$ , 2,0%  $MgO$ , 10,0%  $H_2O$ .

Koks: 85% C, 10% Asche, 2% flüchtige Bestandteile, 10% Nässe.

Kalk: 95%  $CaCO_3$ , 5% Verunreinigungen.

Wind: 1% Feuchtigkeit (= etwa 50 kg auf 1000 kg Eisen).

Elektroden: 95,78% C, 2,02% flücht. Substanz, 2,20% Asche.

Das zu erzeugende Roheisen soll weiß sein und 94% Eisen und 1% Silizium enthalten.

Zur Erzeugung von 1000 kg Eisen (mit 94% Fe) sind in beiden Fällen aufzuwenden 1920 kg Erz. Da gleichzeitig mit dem Eisen auch andere Beimengungen reduziert werden, so erhalten wir ein Roheisen von folgender Zusammensetzung: 94% Fe, 1% Si, 4% C, 0,57% P, 0,15% S, 0,28 Mn.

Im Hochofen beträgt der Koksverbrauch 1113 kg. Es sind nämlich zur Reduktion  $964 \times 0,94 = 906$  kg und für die Aufnahme im Roheisen 40 kg, also 946 kg Kohlenstoff  $= \frac{946}{0,85} = 1113$  kg Koks nötig. Der mittlere Koksverbrauch in amerikanischen Oefen beträgt nach Jungc\* 1180 kg, in deutschen Oefen 1127 kg.

Zur Verbrennung dieser Koks menge sind 4947,4 kg trockener Luft, bezw. 4997,4 kg Luft mit 1% Feuchtigkeit einzublasen. Der Kalkzuschlag wird mit 500 kg eingesetzt.

Im elektrischen Ofen sind für 1000 kg Eisen 1920 kg Erz, und zur Reduktion desselben

$$\frac{0,94 \times 261 + 4}{0,85} = 335 \text{ kg Koks}$$

und, da 70% des Kalkes zur Verschlackung der Verunreinigungen im Erz, 30% zur Verschlackung der Koksasche dienen,

$$0,7 \times 500 + 0,3 \times 500 \frac{335}{1113} = 395 \text{ kg Kalk}$$

aufzuwenden.

Nachstehende Tabelle 1 zeigt die Menge und Zusammensetzung der im Hochofen und im elektrischen Ofen entstehenden Gichtgase.

Die Heizwerte für 1 cbm Gas berechnen sich wie in Tabelle 2 angegeben. Aus den vorgeführten Zahlen berechnet nun Catani die für beide Verfahren zu erzielenden Kraftüberschüsse in den Abgasen, wobei er auf 1151 PS und 451 PS (nach Abzug des notwendigen Selbstverbrauches) kommt. Die für den Hochofen gegebene Zahl stimmt mit den sonst bekannten Zahlen nicht überein, weil Catani auch den zu der betreffenden Koks menge gehörigen, im Hochofen erzielten Gasüberschuß mitrechnet, dessen Ausnutzung für den Hochofner selten, beim elektrischen Betrieb niemals möglich ist. Die nachstehende Uebersicht ist deshalb umgerechnet:

	Hochofen 1000 Kal.	Elektr. Ofen 1000 Kal.
Wärmewert der Gase . . .	4121	1333
Ab für Cowper 25% . . .	1030	—
	3091	1333

\* „Gas Power“ 1908.

Tabelle 1.

	Gewicht f. d. cbm kg	Hochofen				Elektrischer Ofen			
		Gewicht kg	Volum cbm	Prozentische Zusammensetzung		Gewicht kg	Volum cbm	Prozentische Zusammensetzung	
				feucht	trocken			feucht	trocken
CO . . . . .	1,26	1408,6	1118,4	21,1	22,37	492	390,5	45,0	63,0
H <sub>2</sub> . . . . .	0,09	17,9	210,0	4,0	4,24	3,5	38,9	4,5	6,3
CH <sub>4</sub> . . . . .	0,72	10,0	13,9	0,3	0,32	3,0	4,1	0,5	0,7
N <sub>2</sub> . . . . .	1,26	3805,7	3021,7	56,8	60,03	—	—	—	—
CO <sub>2</sub> . . . . .	1,98	1317,5	665,3	12,5	13,04	363	183,3	21,0	29,9
H <sub>2</sub> O . . . . .	0,81	225,4	278,4	5,3	—	202	249,4	28,7	—
		6785,1	5307,7	100	100	1063,5	866,2	100	100

Gewicht von 1 cbm feuchten Gases 1,278 kg bzw. 1,228 kg.

Tabelle 2.

Daraus ergibt sich folgende Tabelle 3:

	Kal. für 1 cbm	Hochofen		Elektr. Ofen	
		feucht	trocken	feucht	trocken
CO . . . . .	3062	646,1	685	1378	1929,2
H <sub>2</sub> . . . . .	2613	104,5	110,7	117,6	164,6
CH <sub>4</sub> . . . . .	8600	25,8	27,3	43	60,2
		776,4	823,0	1538,6	2154,0

Tabelle 3.

n	Kokspreis			Kraft- preise
	18 M	24 M	32 M	
6 kg	20,50 M	30,70 M	41,00 M	}
8 "	25,60 "	38,40 "	51,20 "	
10 "	32,00 "	48,00 "	64,00 "	
12 "	36,00 "	54,00 "	72,00 "	

Rechnet man 3000 Kal. für 1 PS, so wären also verfügbar:

PS 1030 PS 444

Der Ofenbetrieb erfordert aber noch für

PS PS  
 Gebläse . . . . . 100 —  
 Gasreiniger . . . . . 100 33\*  
 Aufzüge . . . . . 20 6  
 Pumpen . . . . . 20 6  
 Verschiedenes . . . . . 10 10

Verfügbarer Kraftüberschuß 780 389

Die so für den Hochofen gefundene Kraftüberschußzahl stimmt nun ganz gut mit anderen Angaben: Greiner 800 PS, Uehling 848 PS, Thomsen 868 PS.

Der Hochofen braucht also 1113 — 335 = 778 kg, oder unter Berücksichtigung des Elektrodenerverbrauchs rund 700 kg Koks mehr als der elektrische Ofen. Hieraus läßt sich nun leicht berechnen, wie hoch der Kraftpreis für 1 PS-Jahr sein darf, wenn der Koks einen bestimmten Wert hat, oder umgekehrt, damit der elektrische Ofen mit dem Hochofen in Wettbewerb treten kann. Die Formel ist folgende:

$$\left(\frac{1000 \times 24}{n} + 700\right) \frac{x}{8640} = 0,7 \cdot y$$

$$x = \frac{1}{0,12 + \frac{4}{n}} \cdot y$$

n = die in 24 PS-Stunden erzeugte Anzahl kg Eisen,  
 x = Kosten des PS-Jahres,  
 y = Kosten für 1 t Hochofenkoks,  
 8640 = Arbeitsstunden in 360 Tagen.

\* Catani setzt noch 50 PS für Ventilatoren zur Kühlung der Transformatoren ein, die hier als überflüssig weggelassen sind.

Sehr lehrreich ist nun auch noch eine Betrachtung der Kapitalsanlage. Für eine Tagesleistung von 400 t Elektrohoheisen (n = 8) sind 50 000 PS bzw. 55 000 PS in der Zentrale, oder 70 000 PS mit Reserven nötig. Rechnet man den Ausbau der Anlage mit 160 M f. d. PS, so macht das 11,2 Millionen Mark. Dabei kostet 1 PS bei 15 % Abschreibung usw. sowie 5 % Abgaben und dergl. 32 M, 1 PS am Ofen aber mindestens 40 M.

Zur besseren Uebersicht seien hier nochmals die von Catani berechneten Mengen zusammengestellt, die im Hochofen bzw. dem elektrischen Ofen zur Erzeugung von 1000 kg Eisen aufgegeben werden müssen, sowie die Mengen der Produkte, die bei der betreffenden Schmelzung entstehen. Hierdurch wird ein weiterer charakteristischer Unterschied zwischen beiden Verfahren klargelegt.

Für je 1000 kg Roheisen sind nötig:

	im Hoch- ofen	im elektr. Ofen
	kg	kg
Erz. . . . .	1920	1920
Wind . . . . .	4997	—
Kalk . . . . .	500	395
Koks . . . . .	1113	335
Elektroden . . . . .	—	20
Summe	8530	2670

Bei der Schmelzung entstehen:

Roheisen . . . . .	1000	1000
Schlacke . . . . .	745	606,5
Gas . . . . .	6788	1063,5
	8533	2670,0

Gesamtwärmewert der Gase . . . . .	Kal.	Kal.
	4 121 000	1 333 000

Alle derartigen theoretischen Berechnungen leiden an der einen Unsicherheit, daß man über den genauen Kohlenverbrauch nicht viel aussagen kann, weil man nicht genau angeben kann, wieviel Eisenerz im elektrischen Ofen durch Kohlenoxyd reduziert wird oder werden kann. Die bisherigen Oefen für elektrische Roheisenerzeugung\* besaßen nur einen ganz niedrigen Schacht, und von einer Beschickungs-„Säule“ konnte eigentlich nicht die Rede sein. Hierin ist aber jetzt ein Wandel eingetreten. Die Elektrometall-Aktiebolaget in Ludvika hat in Domnarvjet (Schweden) einen 1000 PS-Ofen errichtet, welchem Drehstrom durch Kohlenelektroden zugeführt wird und welcher einen dem Hochofen nachgebildeten, mit Gichtverschluß

\* „Stahl und Eisen“ 1905 Nr. 9 S. 538; 1907 Nr. 35 S. 1256.

versehene Schacht erhalten hat. Die Schachthöhe allein beträgt  $5\frac{1}{2}$  m. Der Referent hatte vor einigen Wochen Gelegenheit, den Ofen zu sehen. Hier ist die Möglichkeit geboten, die Reduktion des Kohlenoxyds wie im Hochofen auszunutzen; die Gichtgase werden mit anderen Gasen zusammen verwendet. Dieser Ofen ist vor einiger Zeit in Gang gesetzt worden und hat sehr gut gearbeitet. Der Koksverbrauch für 1000 kg Eisen ist auf 275 kg (83 % C) Koks heruntergegangen. Der Schwefelgehalt des erschmolzenen Eisens war trotz des Schwefelgehaltes im Erz und Koks (0,55 %) äußerst gering, nämlich 0,005 %. Die Schlacke hielt nur 0,35 % Eisen. Vertreter der norwegischen und kanadischen Regierung haben den Betrieb bereits studiert, und der dritte offizielle „Report“ von Dr. Haanel steht in einiger Zeit zu erwarten.

Prof. Neumann.

## Das Kupolofenfutter.\*

Eine Studie von B. T. S.

Das Kupolofenfutter ist dreierlei Einflüssen unterworfen, und zwar 1. der hohen Temperatur des Schmelzprozesses, 2. der chemischen Verwandtschaft zwischen den Bestandteilen desselben und jenen der flüssigen Schlacke, 3. der mechanischen Abnutzung infolge der Reibung der herabsinkenden Gichtmaterialien. Im unteren Teil des Kupolofens ist die Einwirkung der hohen Temperatur und der flüssigen Schlacke am stärksten; man wird daher in diesem Teile das beste feuerfeste Material verwenden. Dagegen genügt für die Ausmauerung des Ofenschachtes ein minder feuerfestes Material, sofern es nur hart genug ist, um der reibenden Wirkung der Gichtsäule gut zu widerstehen.

Im folgenden soll nur der untere Teil des Ofens näher betrachtet werden, in welchem sowohl die hohe Temperatur als auch die flüssige Schlacke die größte Zerstörung des Kupolofenfutters bewirken. Die hohe Temperatur zerstört an und für sich das feuerfeste Material und unterstützt außerdem die zerstörende Wirkung der Schlacke, indem sie die chemische Verwand-

schaft steigert. Daraus geht hervor, daß man bei der Auswahl des Materials für das Kupolofenfutter nicht nur die Feuerfestigkeit desselben, sondern auch die chemische Zusammensetzung der sich bildenden Kupolofenschlacke berücksichtigen muß.

Die Temperatur in der Schmelzzone des Kupolofens beträgt bei heißem Ofengang etwa  $1600^{\circ}$  C. In Ermangelung von unmittelbaren Temperaturmessungen sei hier versucht, durch Rechnung obige Temperaturangabe zu begründen. Bei einem Verbrennungsverhältnis  $\frac{80}{60}$ \* liefert 1 kg Kohlenstoff  $0,8 \times 8137 + 0,2 \times 2448 = 6999$  Wärmeeinheiten, wobei 9,6422 cbm Verbrennungsgase von folgender chemischer Zusammensetzung (Volumprozent) entwickelt werden:

CO<sub>2</sub> 15,5 %, CO 3,9 %, O 1,7 %, N 78,9 %.

Die Anfangstemperatur berechnet sich aus  $\frac{6999}{9,6422 \times 0,40246}$  mit  $1803^{\circ}$  C. Um aber die tatsächliche Ofentemperatur zu ermitteln, müssen von der erzeugten Wärmemenge etwa 5 %, d. i. 350 WE. auf die Strahlungsverluste und etwa 512 WE. auf die Ueberhitzung des Eisens und der Schlacke in Abzug gebracht werden. Wir erhalten somit die wirkliche Ofentemperatur aus  $\frac{6999 - 350 - 512}{9,6422 \times 0,3953}$  mit  $1610^{\circ}$  C. (Die spezifische Wärme der Gase obiger Zusammensetzung beträgt für 1 cbm bei  $1600^{\circ}$  C. etwa 0,3953, bei  $1800^{\circ}$  etwa 0,40246.) Die Temperatur in der Schmelzzone beträgt somit rund  $1600^{\circ}$  C. Wenn nun das feuerfeste Material der hohen Temperatur allein Widerstand zu leisten hätte, dann

\* Wie bekannt (vergl. „Stahl und Eisen“ 1909 S. 50), wurde von dem Verein deutscher Eisengießereien und dem Verein deutscher Eisenhüttenleute gemeinsam vor kurzem ein Fragebogen betreffend feuerfeste Steine für Kupolöfen in annähernd 1700 Exemplaren an die Eisengießereien versandt. Zu unserer Freude können wir schon jetzt aus dem Eingang zahlreicher Antworten feststellen, daß der Gegenstand reges Interesse gefunden hat. Wir benutzen aber trotzdem die Gelegenheit, durch Veröffentlichung nachstehender Studie auch solche Eisengießereien, die zur Ausfüllung des erhaltenen Fragebogens weniger geneigt sind, auf den Wert gemeinsamer Arbeit für eingehende Untersuchungen über den Gegenstand hinzuweisen. Die Redaktion.

\* Siehe „Stahl und Eisen“ 1908 Seite 148.

wäre es nicht schwierig, ein entsprechend haltbares Material zu finden. Reiner Quarz z. B. beginnt bei einer Temperatur von 1830° weich zu werden, ein Tonerdesilikat (2,5 SiO<sub>2</sub>. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) mit 59,5 % SiO<sub>2</sub> und 40,5 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> erweicht nach Boudouard bei 1810° C.\*

Ein aus solchen Materialien hergestelltes Ofenfutter würde zweifellos der Temperatur in der Schmelzzone gut widerstehen, wenn dasselbe nicht gleichzeitig der chemischen Wirkung der flüssigen Schlacke unterworfen wäre. Um die letztere möglichst zu schwächen, müssen wir nicht nur ein feuerfestes, sondern auch ein mit Rücksicht auf die Schlackenbeschaffenheit entsprechend zusammengesetztes Material verwenden.

Die Kupolofenschlacke bildet sich aus der Koksasche, aus dem Roheisenabbrand im engeren Sinne,\*\* aus den Zuschlägen, den sandigen Verunreinigungen des gegichteten Roheisens, und endlich aus dem teilweise geschmolzenen Ofenfutter. Die chemische Zusammensetzung der Endschlacke wird somit von der chemischen Zusammensetzung und dem Mengenverhältnis der angeführten Bestandteile abhängen. In sonst gleichen Verhältnissen wird sich die chemische Zusammensetzung der Endschlacke mit der Menge des verwendeten Zuschlagskalksteins ändern. Folgende Zahlentafel 1 gibt einige Beispiele für die chemische Zusammensetzung der Kupolofenschlacken:

Zahlentafel 1.

	Lederbur: Handbuch d. Eisen- u. Stahlgießerei 3. Aufl. (1901) S. 151.		„Stahl und Eisen“ † 1904 S. 30		Aus der Praxis	
	I	II	III	IV	V	VI
SiO <sub>2</sub> . .	56,04	46,7	60,60	48,80	40,00	58,60
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . .	11,55	9,3	9,88	6,46	18,30	7,56
FeO . .	15,34	7,36	18,51	15,43	7,50	8,90
MnO . .	4,02	2,79	5,25	6,97	9,10	6,57
CaO . .	9,73	31,44	5,20	21,60	23,10	17,80
MgO . .	0,51	0,15	—	—	0,50	0,20
S . . .	0,17	0,40	0,45	0,81	0,45	0,31
Ca . . .	0,21	0,50	—	—	—	—
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . .	—	—	—	—	0,73	0,43
Silizie- rungsstufe	2,31	1,58	2,81	1,82	1,10	—

Bei der Schlacke III beträgt das Verhältnis des Sauerstoffes der Kieselsäure zum Sauerstoffe der Basen 2,81, bei der Schlacke V beträgt dieses Verhältnis nur 1,1. Es ist klar, daß bei so verschiedenen zusammengesetzten Schlacken

nicht ein und dasselbe feuerfeste Material verwendet werden darf. Man möchte — nach der Analyse der Endschlacke zu urteilen — wohl glauben, daß im ersten Falle ausgesprochen saures, im zweiten Falle ein Schamottefutter verwendet werden sollte; im folgenden wird der Nachweis versucht werden, daß diese Auffassung nicht richtig ist. Es geht nicht an, aus der chemischen Zusammensetzung der „Endschlacke“, die ja einen Teil des Ofenfutters enthält, auf die erforderliche Beschaffenheit des zu verwendenden feuerfesten Materials zu schließen. Nur die chemische Zusammensetzung der sich aus Koksasche, Roheisenabbrand, Kalkstein und den sandigen Verunreinigungen des Roheisens bildenden „Anfangsschlacke“ kann einen sicheren Fingerzeig geben, welche chemische Zusammensetzung das Ofenfutter haben soll, um sich gegen die flüssige Schlacke möglichst gleichgültig zu verhalten. Folgendes aus der Kupolofenpraxis entnommene Beispiel wird dies näher aufklären. Die chemische Zusammensetzung der schlackenbildenden Bestandteile sei folgende (siehe Zahlentafel 2 S. 282).

Der chemische Roheisenabbrand beträgt 0,85 % und setzt sich wie folgt zusammen:

0,35 % Si, welches 0,744 SiO <sub>2</sub> entspricht,	
0,30 „ Mn „	0,387 MnO
0,20 „ Fe „	0,257 FeO

Die Koksgicht beträgt 8 kg auf 100 kg Einsatz (Koks mit 12 % Asche). Der Kalksteinzuschlag sei mit 25 % des Koksgewichtes, d. i. mit 8 × 0,25 = 2 kg auf 100 kg Einsatz in Rechnung gestellt. Die chemische Zusammensetzung der aus Koksasche, Kalkstein und Abbrand entstehenden „Anfangsschlacke“ soll in der folgenden Zahlentafel 3 berechnet und den Ergebnissen der Analyse der dazugehörigen „Endschlacken“ gegenübergestellt werden.

Wie wir sehen, ist der Unterschied zwischen der berechneten Zusammensetzung der Anfangsschlacke und den Ergebnissen der Analyse der Endschlacken sehr bedeutend. Während nämlich der Kieselsäuregehalt der Anfangsschlacke 34,53 % beträgt, enthält die Endschlacke bei Schamottefutter 40 % Kieselsäure, bei ausgesprochen saurem (Quarz-) Futter 58,6 %. Der Unterschied zwischen der Anfangs- und Endschlacke erklärt sich aus dem Umstande, daß die Anfangsschlacke einen Teil des Ofenfutters aufgenommen und infolgedessen ihre chemische Zusammensetzung geändert hatte. Es fragt sich nun, wieviel von dem Schamottefutter und wieviel von dem Quarzfutter in die Schlacke übergegangen ist? Es läßt sich dies in folgender Weise berechnen: Bekannt ist der Kieselsäuregehalt der Anfangsschlacke 34,53 %, die auf 100 kg Roheiseneinsatz entfallende Menge der Anfangsschlacke 3,4 kg, der Kieselsäuregehalt des Schamottefutters 54 % und der Endschlacke

\* „Fromme's Montanistischer Kalender 1907“ Seite 166.

\*\* Abbrand im engeren Sinne ist der Abbrand an Silizium, Mangan, Kohlenstoff und Eisen des Roheisens.

† III bei 3,3 % Kalksteinzuschlag vom Koksgewicht.  
IV „ 3,0 % „ „ „

Zahlentafel 2.

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO*	MnO	CaO	MgO	SO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	Zus.
Koksasche . . . . .	43,5	30,0	5,400	n. best.	5,0	2,0	1,00	3,00	3,50	100,0
Kalkstein . . . . .	0,5	0,2	0,135	"	54,0	0,5	0,05	0,30	[CO <sub>2</sub> ]43,0	98,85
Ofenfutter aus Schamotte . . . . .	54,0	40,0	0,675	"	0,4	0,4	—	—	—	96,30
Ofenfutter aus Quarz . . . . .	91,0	6,0	0,135	"	—	—	—	—	1,5	98,635

Zahlentafel 3.

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	CaO	MgO	SO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Na <sub>2</sub> + OK <sub>2</sub> O	Zus.
0,96 kg Koksasche enthalten . . . . .	0,42	0,29	0,05	—	0,05	0,02	0,01	0,03	0,03	0,900
2,0 kg Kalkstein " . . . . .	0,01	0,002	0,003	—	1,08	0,01	0,001	0,006	—	1,112
vom Roheisenabbrand . . . . .	0,744	—	0,257	0,387	—	—	—	—	—	1,388
Zusammen	1,174	0,292	0,310	0,387	1,13	0,03	0,011	0,036	0,03	3,400
Anfangsschlacke % . . . . .	34,53	8,58	9,11	11,38	33,23	0,88	0,32	1,05	0,88	100 %
Endschlacke beim Schamottefutter . . . . .	40,00	18,30	7,50	9,10	23,10	0,50	1,23	0,73	—	—
Endschlacke beim Quarzfutter	58,60	7,56	8,90	6,57	17,80	0,20	0,78	0,47	—	—

40 %. Bezeichnen wir mit  $x$  die verschlackte Menge des Schamottefutters, so erhalten wir aus der Gleichung

$$\frac{34,53 \times 3,4 + 55 \times x}{3,4 + x} = 40,0$$

die Menge des verschlackten Ofenfutters  $x = 1,33$  kg auf 100 kg umgeschmolzenen Roheisens.

In ähnlicher Weise erhalten wir die Menge des verschlackten Quarzfutters  $y$  aus der Gleichung

$$\frac{34,53 \times 3,4 + 91,0 y}{3,4 + y} = 58,6$$

$y = 2,52$  kg. Die Anfangsschlacke hat somit vom Schamottefutter 1,33, vom Quarzfutter 2,52 kg, also beinahe die doppelte Menge, aufgenommen. Diese Beträge sind mit Rücksicht darauf, daß die sandigen Verunreinigungen des Roheisens\*\* in der Rechnung unbeachtet geblieben sind, etwas zu hoch und stellen demnach nur relative Werte dar. Aber dieselben beweisen deutlich, daß nicht nur die Feuerfestigkeit, sondern auch die chemische Zusammensetzung der zu wählenden Materialien für das Kupolofenfutter wohl berücksichtigt werden muß, ferner, daß die erforderliche chemische Zusammensetzung der feuerfesten Materialien nicht nach der Endschlacke, sondern einzig und allein nach der Anfangsschlacke richtig beurteilt werden kann. Der hohe Kieselsäuregehalt der Endschlacke bei Verwendung des sauren Futters (58,6 % SiO<sub>2</sub>) läßt die falsche Meinung zu, daß in diesem Falle das Quarzfutter zutrifft. Sowohl aus der oben durchgeführten Rechnung als auch aus den Ergebnissen

der Praxis zeigt es sich, daß das Schamottefutter bei den besprochenen Betriebsverhältnissen bedeutend besser gehalten hat. Bei einer an Kieselsäure reicheren Anfangsschlacke würde sich voraussichtlich das Quarzfutter besser bewahren. Schamottesteine eignen sich — wie allgemein behauptet wird — für Kupolöfen am besten. Doch können unter besonderen Verhältnissen auch Quarzsteine gut entsprechen.

Auf die Haltbarkeit des Ofenfutters übt außer den bisher besprochenen zwei Faktoren noch die Betriebsweise des Kupolofens einen bedeutenden Einfluß aus. Bei einem raschen, nicht sehr heißen Ofengang, ferner in Fällen, in welchen der Kupolofen nur zwei oder drei Stunden im Betrieb ist, ist die zerstörende Wirkung der hohen Temperatur und der flüssigen Schlacke bedeutend geringer als bei Kupolöfen, welche den ganzen Tag hindurch sehr heiß betrieben werden.

Ferner mag auch erwähnt werden, daß das Ofenfutter bei Kupolöfen mit Vorherd weniger leidet, als bei Oefen ohne Vorherd. Bei den ersteren hält sich die Schlacke nur kurze Zeit im Ofen auf und fließt zugleich mit dem Roheisen in den Vorherd, bei den letzteren bleibt sie mit dem Ofenfutter längere Zeit in Berührung und greift dasselbe infolgedessen stärker an.

Schließlich soll besonders betont werden, daß auch das beste feuerfeste Material sehr wenig den zerstörenden Einflüssen widersteht, wenn bei der Ausmauerung oder bei dem Ausmaßen des Ofens nicht mit der größten Vorsicht und Sorgfalt vorgegangen wurde. Verwendet man Kupolofensteine,\* dann müssen dieselben durch Aneinanderreiben gut zugepaßt werden, damit

\* FeO berechnet aus Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> der Analyse.

\*\* Verwendetes Gießereiroheisen war nicht in Sandformen, sondern in gubeiserne Schalen vergossen. Sonst ist der Einfluß des an den Massen anhaftenden Sandes sowohl auf die Zuschlagsmenge als auch auf die Schlacken Zusammensetzung von größter Bedeutung.

\* Es unterliegt keinem Zweifel, daß Kupolofensteine bei Oefen, welche täglich nur einige Stunden (3 bis 4 Stunden) betrieben werden, bedeutend besser halten werden, als bei den ganzen Tag hindurch (9 bis 10 Stunden) betriebenen Oefen.

die Mörtelfuge möglichst dünn ausfallen. Beim Ausmaßen muß die Masse sehr fest gestampft und gut, aber allmählich, getrocknet werden. Zeigen sich nach dem ersten Trocknen Risse, so sind dieselben gut zu verstreichen, worauf nochmals getrocknet werden muß. Ohne diese Sorgfalt unterliegt das Ofenfutter einer raschen Zerstörung, trotzdem das Material an und für sich

feuerfest und gegen die Wirkung der flüssigen Schlacke gut widerstandsfähig ist. In dieser Hinsicht wird in der Kupolofenpraxis sehr viel gesündigt; jedoch seltener infolge Unkenntnis, als vielmehr wegen des Umstandes, daß für eine sorgfältige, richtige Ausbesserung des Ofenfutters nach jedem Schmelzen zu wenig Zeit zur Verfügung steht.

## Neuere Mitteilungen über das Gayleysche Windtrocknungsverfahren.

Auf dem europäischen Kontinent wurden die vor vier Jahren veröffentlichten Vorteile, welche durch das Gayleysche Windtrocknungsverfahren bei dem Isabella-Hochofen der United States Steel Corporation erzielt sein sollten (19,5 % Koksersparnis bei gleichzeitiger Steigerung der Roheisenproduktion um 24,8 % durch Vortrocknung des Windes auf  $-5^{\circ}$  C., wobei der Feuchtigkeitsgehalt der Luft von 30 auf 4 g f. d. cbm herabgedrückt wurde\*), mit einem gewissen Mißtrauen angesehen, und zwar einerseits, weil die damaligen Gayleyschen Veröffentlichungen Lücken bezw. Unrichtigkeiten enthielten, indem bei dem vergleichenden Versuch mit getrockneter und gewöhnlicher Luft nicht dieselbe Windmenge f. d. kg Koks in den Ofen gelangte, und andererseits, weil eine wissenschaftliche Erklärung für die angegebenen Vorteile fehlte. Hinzu kam, daß sich jeder Hochöfner bei uns fragte, wenn das Gayleysche Windtrocknungsverfahren solche großen Vorteile nach sich zieht, weshalb dann nicht in Amerika\*\* mehr derartige Anlagen gebaut werden. Die Erklärung hierfür lag nun darin begründet, daß die Steel Corporation damals zunächst an den Ausbau ihrer Walzwerksanlagen herantreten mußte, so daß der Ausbau der Hochofenwerke erst in zweiter Linie in Frage kam.

Inzwischen ist nun dieser Grund fortgefallen, da die Steel Corporation bei der Illinois Steel Co. eine neue Anlage gebaut hat, sowie jetzt ihre übrigen Hochofenwerke der Reihe nach ebenfalls mit Windtrocknungseinrichtungen versehen werden sollen. Weitere Anlagen sind auf den Warwick Furnaces, Pottstown, Pa., sowie in England bei dem Hochofenwerk von Guest, Keen & Nettlefolds in Cardiff (Wales) in Betrieb genommen; es dürfte daher zweckmäßig sein, über die neueren Erfahrungen hinsichtlich der Einrichtung und des Betriebes Gayleyscher Windtrocknungsanlagen zu berichten.

Die Gayleysche Anlage auf den Südwerken der Illinois Steel Company wird im Grund- und Aufriß in Abbildung 1 und 2\*\*\* wieder-

gegeben. Das Hauptgebäude enthält vier Kühlmachines von Vilter Mfg. Company, mit einer jeweiligen Kühlfähigkeit von 300 t (Abbild. 3). Jede Maschine (Duplex-Horizontal-Typ) besteht aus einer Verbund-Kompressionsmaschine und zwei Ammoniak-Kompressoren, welche dem Hoch- und Niederdruckzylinder gegenübergestellt und durch Kurbelscheibe mit den Enden der gemeinschaftlichen Welle verbunden sind. Die Maße der Dampfzylinder sind 610 bzw. 660 mm bei 36 Umdrehungen; die der Ammoniak-Kompressoren 457 mm Durchmesser bei 36 Umdrehungen. Die Ammoniak-Kompressoren zeigen an den Zylinderkopfseiten eine Anzahl Saugventile und Abzugklappen, welche leicht zugänglich sind. Das aus den Kompressoren austretende Gas geht zunächst durch Oelfänger, von denen für jede Maschine einer vorgesehen ist, und tritt dann in die im oberen Teile des Gebäudes befindlichen Kondensatoren ein. Die Ammoniak-Kondensatoren sind nach dem Doppelröhren-System gebaut; sie bestehen aus zwei-zölligen Röhren und solchen von  $1\frac{1}{4}$  Zoll Durchmesser von 5,49 m Länge, durch welche die Kühlwasser zirkulieren. 25 Blocks dieser Dampf-röhren-Kondensatoren mit je 12 Röhren übereinander gehören zu jeder Maschine. Wenn-gleich aber die Einteilung in vier Abteilungen streng innegehalten ist, so können doch mittelst angebrachter Ventile entweder zwei oder alle Maschinen auf einen oder alle Ammoniak-Kondensatoren arbeiten. Das flüssig gewordene Ammoniakgas wird in vier in der Nähe der Oelreiniger aufgestellten Behältern gesammelt und durch entsprechende Röhren in die Kühl-apparate geleitet, woselbst es durch die Wärme der zirkulierenden Flüssigkeit verdunstet, welche zur Kühlung des großen Luftvolumens verwendet wird. Das Gebäude für die Kühlapparate schließt an das Hauptgebäude an. Boden, Wände und Decke des Raumes sind mit einem Doppelfutterkorkholz von 50 mm Dicke gut isoliert. Die Kühler, ebenfalls Doppelröhrensystem, stehen in vier Batterien zu je 20 Blocks (Abbild. 4). Jeder Block besteht aus 12 dreizölligen Röhren und aus ebensoviel zwei-zölligen Röhren, welche durch erstere hindurch-

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1904 S. 1289.

\*\* Gayley war Vizepräsident der Steel Corporation.

\*\*\* Vergl. „The Iron Age“ 1908, 8. Oktober, S. 998.

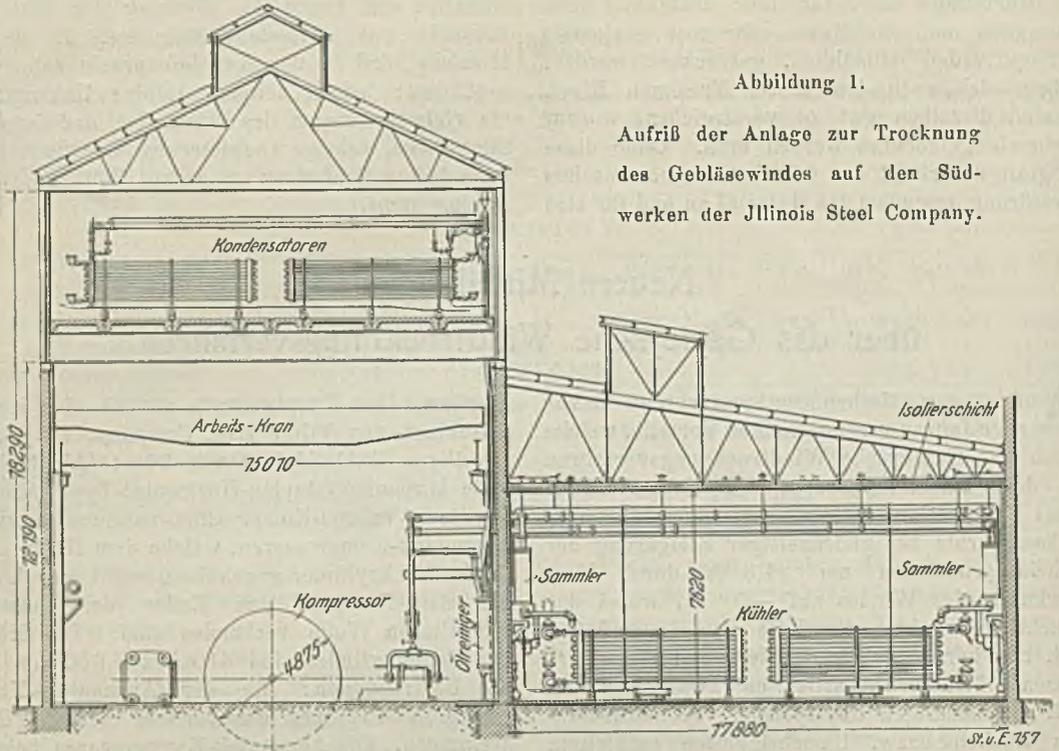


Abbildung 1.

Aufriß der Anlage zur Trocknung des Gebläsewindes auf den Südwerken der Illinois Steel Company.

gehen. Eine gesättigte Chlorkalziumlösung kreist durch die inneren Röhren und gibt dem flüssigen Ammoniak, das seinerseits in den ringförmigen Zwischenräumen zirkuliert, Wärme ab. Hierdurch wird das flüssige Ammoniak, dessen Verdunstungspunkt bei dem Arbeitsprozeß zwischen  $-15^{\circ}\text{C.}$  und  $-12^{\circ}\text{C.}$  liegt, in Dampf- oder Gasform übergeführt und geht dann zu den Kompressoren zurück, um wieder verflüssigt zu werden. Die Ammoniakverteilung wird durch Ausgleichventile und Hähne, welche an den Außenseiten eines jeden Blocks der Kühlapparate

angebracht sind, geregelt, so daß jeder Block seine verlangte Ammoniakmenge erhält.

Zur Durchführung des ununterbrochenen Kühlprozesses ist es von besonderer Wichtigkeit, daß der Verflüssigungsprozeß bei der Temperatur stattfindet, welche das Kondensatorkühlwasser benötigt. Das flüssige Ammoniak, welches von den Kondensatoren zu dem Sammler zurückkehrt, ist daher von höherer Temperatur, als in den Verdunstungs- und Kühlapparaten. Würde das flüssige Kühlmittel von dem hohen Druck befreit, unter dem es aus den

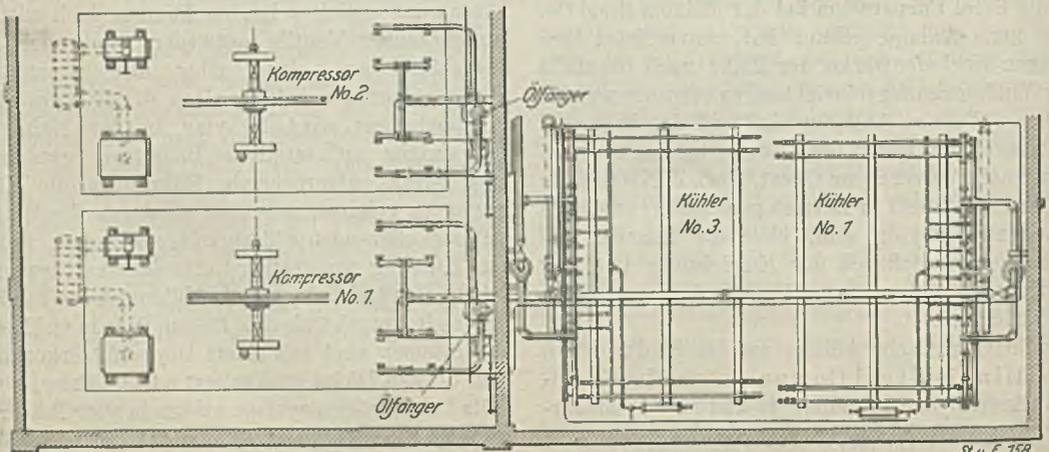


Abbildung 2. Grundriß zu Abbildung 1.

St. u. E. 158.

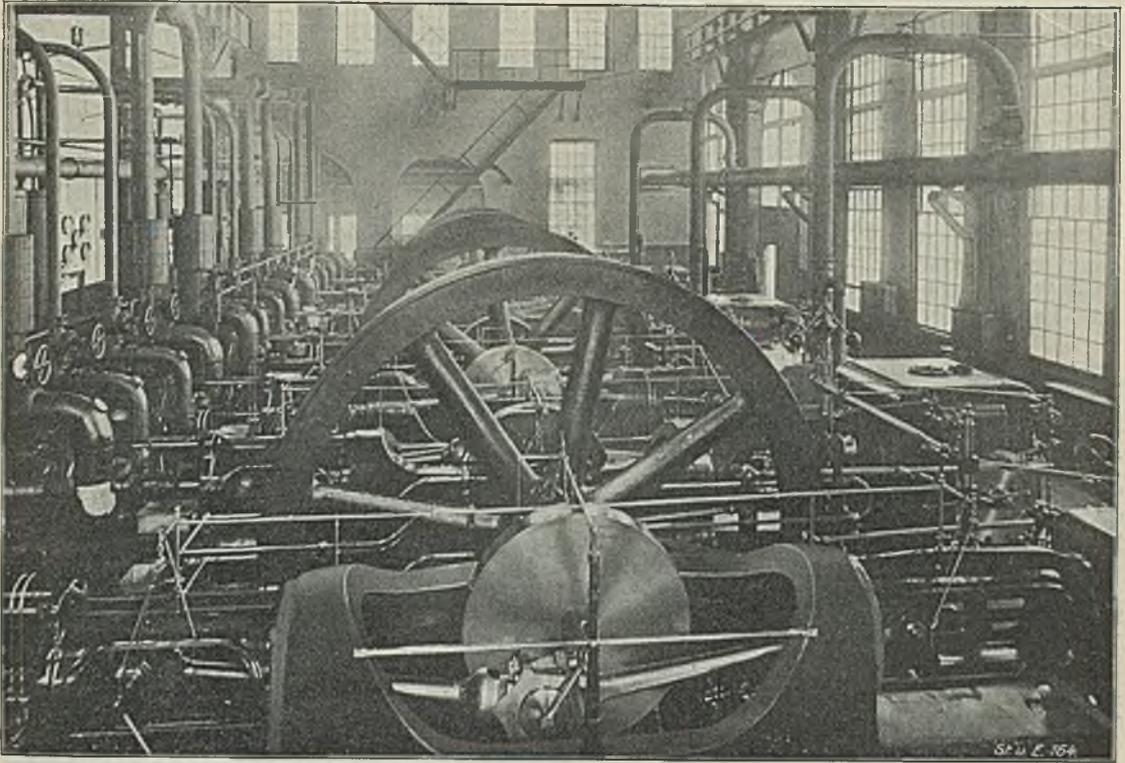


Abbildung 3. Liegende Kompressoren.

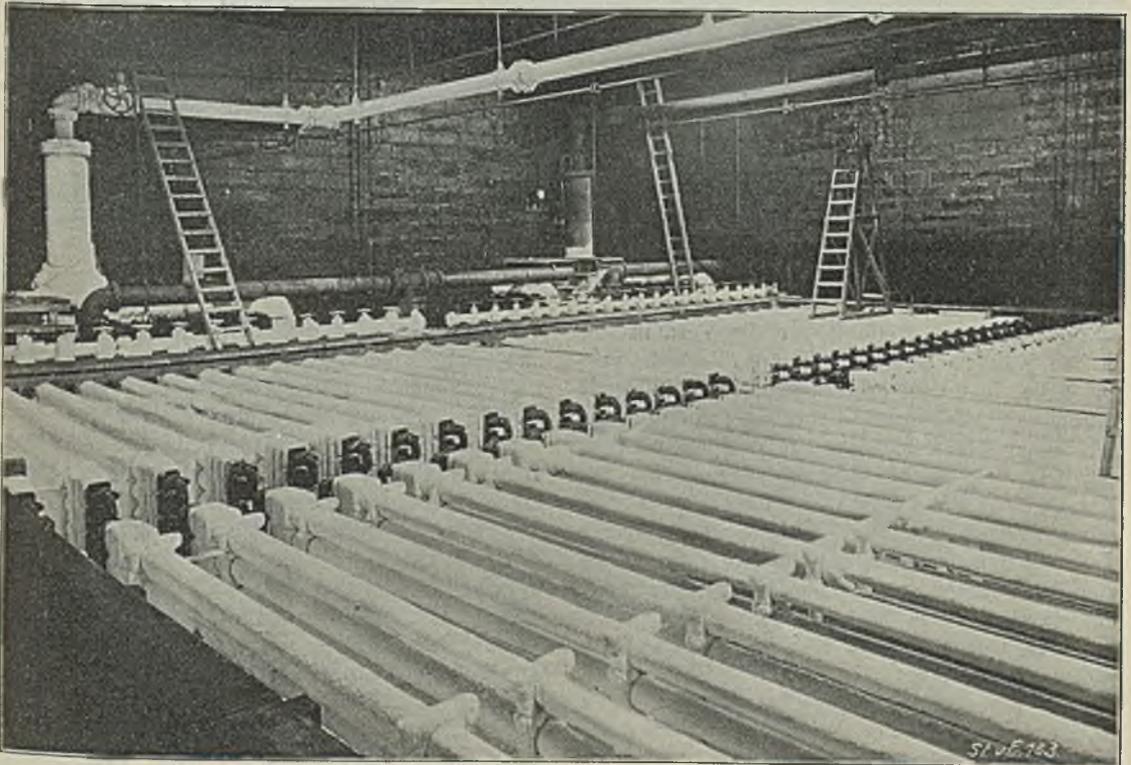


Abbildung 4. Kühler.

Kondensatoren austritt, so würde seine fühlbare Wärme bei der hohen Temperatur, die mit dem Druck korrespondiert, einen Teil der Flüssigkeit in Gas umwandeln. Die teilweise Umwandlung eines jeden Teilchens der Flüssigkeit in Gas würde plötzlich, blitzartig eintreten und nicht nur einen Verlust an wirklicher Abkühlung in den Kühlbehältern darstellen, sondern auch den zusammenhängenden Zufluß der Flüssigkeit beeinträchtigen, ähnlich wie wenn Wasser aus einer Dampfpeife ausströmt. Dieser Sprühregen der Flüssigkeit würde von dem Gas mitgerissen, das von dem Sammler zu den Kompressoren

worden ist, besteht aus drei Prescott-Corliß-Verbund-Pumpmaschinen. Die Maße betragen für den Hochdruckzylinder 317 mm und für den Niederdruckzylinder 610 mm, für die Plunger 210 mm und für den Hub 610 mm. Die wasserberührten Flächen sind aus Gußbronze hergestellt, um dem Salzwassereinfluß zu begegnen. Jede Maschine hat eine Pumpfähigkeit von 5,45 cbm i. d. Minute und 8,45 kg/qcm Dampfdruck. Das bei dem Gayley-Prozeß angewandte Röhrensystem bringt ungefähr 1,76 kg/qcm Druck an den Sauger. Die Pumpen haben an jedem Sauger einen Hubventilteller von sieben vierzölligen

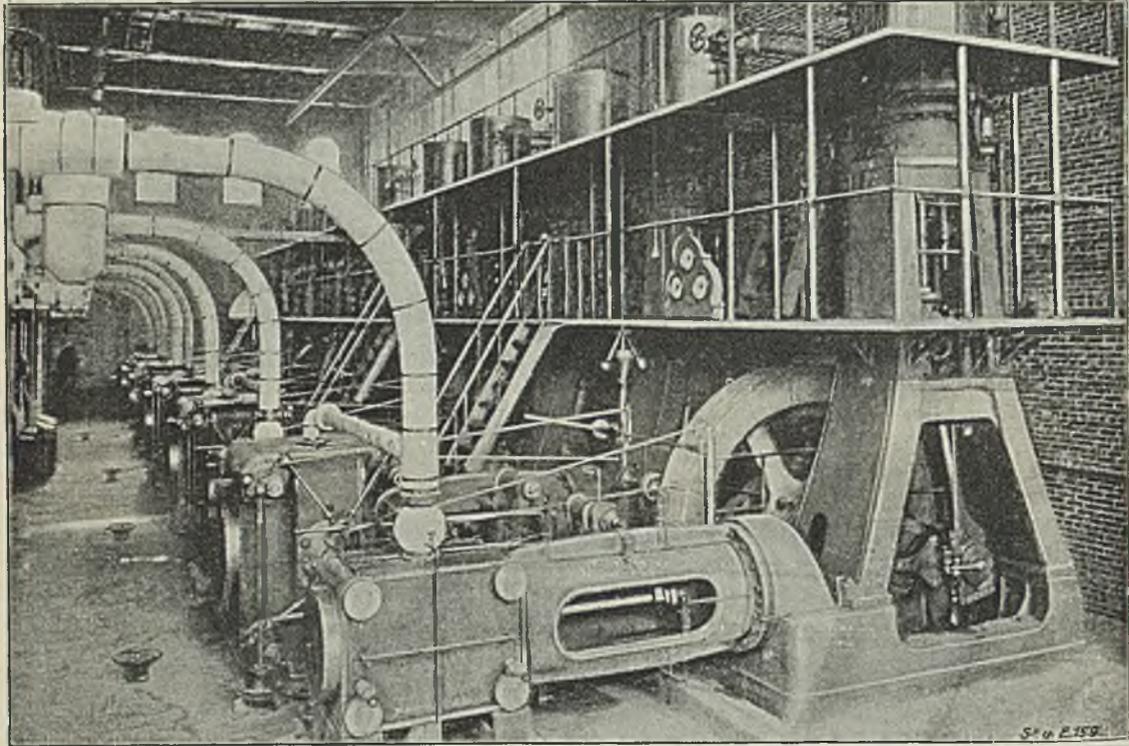


Abbildung 5. Stehende Kompressoren.

strömt, und unvorteilhaft für die Verdunstung in den Kühlern sein. Um diesem Verluste vorzubeugen, bleibt es erforderlich, die abkühlende Flüssigkeit von ihrem Uebermaß an fühlbarer Wärme zu befreien, bevor sie den hohen Druck erhalten und in den Sammler eingetreten ist. Man erreicht dies durch Anwendung eines langen, spiralförmigen Gefäßes, das an dem oberen Teil des Sammlers angebracht und dem kalten, zum Kompressor strömenden Gas ausgesetzt ist, und durch welches das Ammoniak fließt, bevor es nach dem an jedem Kühler sitzenden Ausgleichventil gelangt.

Die Pumpenanlage, welche von der Fred. M. Prescott Steam Pump Co. in Milwaukee für Salzwasserkirkulation mit dem für den Gayley-Prozeß erforderlichen Druck gebaut

Ventilen, welche eine Gesamtfläche von 452 qcm und eine Mindestgeschwindigkeit von 0,85 m i. d. Sekunde vom Ventilsitz haben. Infolge der niedrigen Salzwassertemperatur war es notwendig, die wasserbespülten Teile mit bedeutend mehr Metall als gewöhnlich anzufertigen, damit keine Schwindungsrisse entstehen.

Was die Windtrocknungsanlage auf der Warwick-Hochofenanlage, Pottstown, Pa., anbelangt,\* so ist sie für ein Windquantum von 1980 cbm i. d. Minute berechnet. Die Inbetriebsetzung der Anlage erfolgte im Jahre 1907. Die Kühleinrichtung, von der York Manufacturing Co., York, Pa., geliefert, besteht aus

\* Vergl. „Bi-Monthly Bulletin of the American Institute of Mining Engineers“ 1908, Novemberheft S. 917, und „Iron Age“ 1909, 28. Januar, S. 317.

fünf stehenden einfachwirkenden Kompressoren (Abbild. 5), jeweilig von etwa 220 PS. und mit 175 t Eisschmelzfähigkeit während 24 Stunden ununterbrochenen Betriebs. Die Anlage wurde so groß gewählt, um auch im Sommer irgendwelche Unterbrechungen zu verhindern; im Winter genügt ein Kompressor für einen Ofen. Oberhalb eines jeden Kompressors befindet sich ein Luftkondensator. Die Salzwasserkühler (Abbild. 6) gehören zum Doppelrohrsystem, und zwar haben die äußeren Rohre, in denen das Ammoniak sich ausdehnt, einen Durchmesser von 76 mm, während die inneren, durch welche das Salzwasser in

von etwa 0,004 kg/qcm, um dadurch eine richtige Verteilung der Luft, welche durch die Windungen aufsteigt, zu sichern und zugleich die Reibung in den Rohren bis zur Gebläsemaschine zu überwinden, so daß die vollständige Füllung des Gebläses keinem Zweifel unterliegen kann. Der Ventilator verhindert ferner den Zutritt freier Luft bei etwaigem Leckwerden der Röhren. Für eine kurze Zeit kann der Ventilator während des Betriebes ausgeschaltet werden.

Von besonderem Interesse erscheinen die Betriebserfahrungen, welche man auf dem Warwick-Hochofenwerk bei dem Uebergang vom

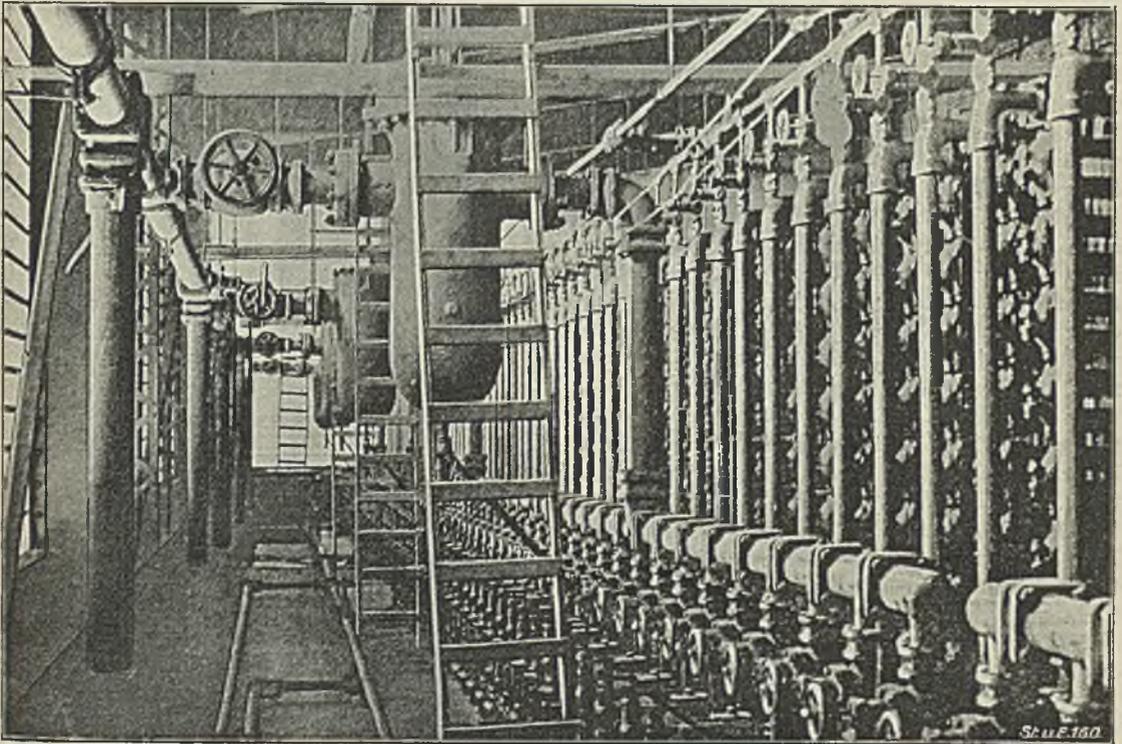


Abbildung 6. Salzwasserkühler.

entgegengesetzter Richtung läuft, 51 mm weit sind. Das Salzwasser wird durch diese Kühlrohre und nicht minder durch die Rohrwindungen in der Kühlkammer von einer Schwungradpumpe getrieben; eine zweite Pumpe steht als Reserve da. Das kalte Wasser tritt von oben in die Windungen.

Die Kühlkammer enthält insgesamt ein  $1\frac{1}{4}$ -zölliges schmiedeeisernes Rohrsystem von 96 200 m Länge und ist durch Scheidewände und Türen in sieben Abteilungen getrennt, so daß eine Abteilung vom Reifeis befreit werden kann, ohne daß die anderen Abteilungen dadurch in Mitleidenschaft gezogen werden, oder daß die Feuchtigkeit der Luft zunimmt. Die Luft wird durch einen großen Sturtevant-Ventilator in die Kühlkammern eingeblasen und erhält einen Druck

gewöhnlichen zum trockenen Winde gemacht hat.\* Zuerst wurde der Ofen II an die Gayleysche Anlage angeschlossen. Dieser Ofen war seit 1. November 1904 in Betrieb und hatte in drei Betriebsjahren über 500 000 t Roheisen erblasen. Der Ofen hatte anfänglich nachstehende Abmessungen: Höhe 30,48 m, Kohlensackdurchmesser 6,70 m, Gestelldurchmesser 4,57 m, Gicht- bzw. Schachtdurchmesser in Höhe der Beschiebungslinie 4,57 m. Das Ofenprofil geht des näheren aus Abbildung 7 hervor.

Der Ofen ergab die ersten zwei Jahre befriedigende Resultate, sowohl hinsichtlich Produktion, als auch hinsichtlich Brennstoffverbrauch und Eisenqualität, im letzten Jahre jedoch stieg

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1908 S. 136.

seine Windpressung, und die Gichten gingen unregelmäßig. Man stellte im Oktober 1906 eine Erweiterung der Beschickungslinie, wie sie Abbildung 8 zeigt, fest, und schrieb der hierdurch hervorgerufenen ungünstigeren Verteilung der Beschickung die Betriebsverschlechterung zu.

Im Juni 1907 arbeitete der Ofen zwei Wochen nur mit halbem Windquantum, während welcher Zeit die Verbindung zwischen Gebläsemaschinen und Windtrocknungsanlage hergestellt wurde. Der Betrieb ließ sehr nach und wurde noch schlechter, als im Juli der Anschluß fertig geworden war. Es hatten sich Ansätze gebildet, die zu häufigem Hängen der Gichten mit nachfolgendem Vollaufen der Formen mit Schlacke und Eisen Anlaß gaben, so daß Betriebsstillstände hervorgerufen wurden. Man versprach sich Besserung durch die getrocknete Gebläseluft, und als zwei Kompressoren betriebsfertig waren, ging man am 8. August zur Anwendung des getrockneten Windes über.

Die Feuchtigkeit f. d. cbm Luft wurde an diesem Tage von 18 g auf 12 g verringert, am zweiten Tag bis auf 9 g und am dritten Tag bis auf 7 g. Die erste Wirkung hiervon war dem Bericht zufolge, daß die Formen heller wurden, so daß sie wie Silber glänzten. Ferner nahm die Temperatur der Schlacke sehr zu und zwar rauchte die Schlacke in solcher Weise, daß man während des Fließens nicht in der Gießhalle bleiben konnte. Das Eisen wurde so heiß, daß beim Abstich selbst graues Eisen den ganzen Laufweg Funken sprühte.\* Der Ofen zog immer schneller, man mußte die Gebläsemaschinen täglich langsamer gehen lassen, um gleichmäßigen Gichtenwechsel zu erzielen, während der Möllersatz täglich erhöht wurde, um den Siliziumgehalt des Eisens unter 1% zu halten.

Am dritten Tage fing der Ofen an zu hängen; es war unmöglich, selbst mit einem Druck von 1,7 kg/qcm die volle Luftmenge hineinzublasen. Durch große leere Gichten wurde Abhilfe geschaffen, aber nur für wenige Tage. Allmählich verringerte man die Feuchtigkeit bis zu 4,5 g a. d. cbm, bei welchem Satze man zunächst blieb. Die Qualität des Eisens besserte sich, nicht jedoch die Menge sowie der Brennstoffverbrauch. Der Grund lag darin, daß der Ofen mehrmals, jede Woche sechs bis zehn Stunden, hing. Zweimal wurde der Ofen gewissermaßen mit Koks gefüllt, ohne daß es etwas half; immer sah man schwarze Klumpen vor den Formen und die Formen selbst liefen verschiedentlich mit Schlacke und Eisen zu. Es schien, als ob die trockene Luft

infolge der durch ihre Anwendung benötigten größeren Erzgichten die Störungen, welche durch schlechte Verteilung des Möllers und durch die unregelmäßige Beschickungslinie entstanden, verschlimmert hätte.

Im September setzte man die Feuchtigkeit auf 3,5 g f. d. cbm Luft herab, im Oktober auf 2,4 g und im November und Dezember auf 2,1 g. Am 27. Dezember wurde der Ofen aus geschäftlichen Gründen ausgeblasen; außerdem genügte der Gichtverschluß den Anforderungen nicht mehr, da er beim Stürzen der Gichten

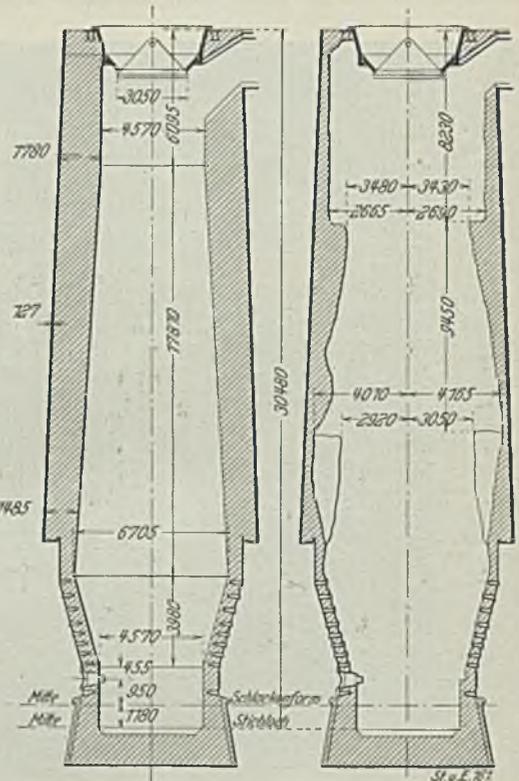


Abbildung 7 und 8.

Profil des Hochofens Nr. II.

zweimal stark in Mitleidenschaft gezogen war: das Gas zog nur noch zum Teil durch die Gasleitung ab und entwich in hohem Maße durch die Gichtplattform.

Wenngleich die Durchschnittsleistung des Ofens infolge der vielen Unterbrechungen und Störungen des Betriebes gering war, so gab es doch Zeiten, wo 523 t Roheisen im Tag bei 944 kg Koks a. d. t mehrere Tage hintereinander erblasen wurden.

Abbild. 7 und 8 zeigen das Profil des Ofens Nr. II zu der Zeit, als die Windtrocknungsanlage angeschlossen wurde, bzw. als er ausgeblasen wurde. Abbild. 8 ergibt die Beschickungslinie mit 6,90 m  $\phi$  mit einem großen Vorsprung unterhalb derselben, hervorgerufen durch eine

\* Weiteren Mitteilungen nach war die Temperatur des flüssigen Roheisens beim Blasen mit getrocknetem Wind um rund 100° C. höher. Eine solch starke Ueberhitzung wäre für Bessemer-Roheisen insofern von nicht geringer Bedeutung, als dadurch im Konverter eine größere Menge Schrott zugesetzt werden kann.

Qualitätsänderung des feuerfesten Materials, wodurch die Auflösung der Schachtsteine gehemmt wurde. Weiter nach unten hatte sich im Schacht ein zweiter Vorsprung durch Ansätze gebildet; diese fielen erst eine Woche nach dem Ausblasen und füllten das Gestell sowie die Rast bis 1,52 m oberhalb der Formen. Der Ofen blies wieder Gas aus, so daß es schien, als ob er in Betrieb wäre.

Nachstehend (s. Zahlentafel 1) folgt der Bericht über die Leistungen des Ofens II beim Betriebe mit getrocknetem Wind während der letzten sechs Monate.

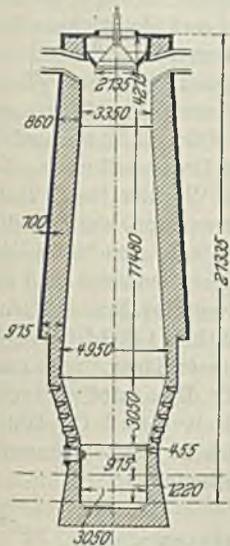


Abbildung 9.

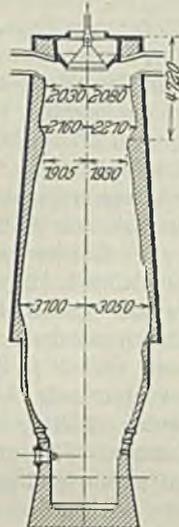


Abbildung 10.

Profil des Hochofens Nr. I.

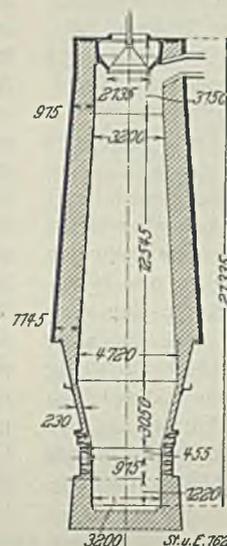


Abbildung 11.

Ofen I stand schon 2 1/2 Jahre in Betrieb und war auf Gießereirohisen Nr. 1 gegangen. Im ersten Betriebsjahre stellte sich der Brennstoffverbrauch sehr hoch, und das Eisen fiel unregelmäßig. Es änderte sich dies in beiden Beziehungen im zweiten Betriebsjahre, nachdem man die drei oberen Reihen der Rastkühlplatten aus dem Ofen herausgezogen hatte. Als man März 1907 den Ofen auf basisches Eisen umsetzte, bildeten sich an der Stelle, wo die Rastkühlplatten früher eingebaut waren, Gewölbe, und es mußte wieder der Betrieb auf Gießereirohisen aufgenommen werden, um aus dem Hängen des Ofens herauszukommen.

Trotz des Umsetzens auf Gießereirohisen arbeitete der Ofen während des ganzen Sommers 1907 doch sehr schlecht, und die Qualität des Eisens ließ zu wünschen übrig. Bei Anwendung der getrockneten Luft im September bildeten sich wieder Gewölbe in der Rast, und wenn auch die Tagesleistung sich um etwa 10 % erhöhte, und die Qualität des Eisens sich verbesserte, so mußte man doch verhältnismäßig viel Brennstoff verbrauchen, um überhaupt den Ofen in Betrieb zu halten. Am 11. November wurde der Ofen I wegen schlechter Geschäftslage mit Rücksicht auf die großen Gießereirohisenvorräte ausgeblasen.

Abbildung 9 bringt das ursprüngliche Profil des Ofens und Abbildung 10 das Profil nach dem Ausblasen mit dem Ansatz in der Rast. Aus Abbild. 11 ersieht man die neue Zustellung des Ofens I. Das Profil wurde wenig geändert, nur die Gestellweite etwas vergrößert und die Beschickungslinie verkleinert. Die Rast erhielt im unteren Teile zwei Reihen Kühlplatten und wies im oberen Teil keine Kühlplatten, sondern 23 cm Mauerwerk auf, um die Abkühlung des oberen Teiles der Rast zu verhindern, welche als Ursache für das unregelmäßige Niedergehen der Gichten vornehmlich beim Betrieb auf basisches Eisen angesehen wurde.

Den neuen Ofen I blies man am 12. März an, und zwar mit gewöhnlicher Luft; letztere hatte einen Feuchtigkeitsgehalt von durchschnittlich 9 g/cbm. Das Anblasen ging vorzüglich. Zehn Tage nach dem ersten Abstich wurde mit trockener Luft geblasen. Der Feuchtigkeitsgehalt der Luft sank von 9 g/cbm am 24. März bis 3,5 g/cbm am 25. März. Die Umdrehungen

Zahlentafel 1. Betriebsbericht über Ofen II in Pottstown, Pa.

1907	Brennstoff für 1 t Rohisen kg	Eisen in der Woche t	Anteil des basischen Roh Eisens an der Produktion %	Stillstand in der Woche in Minuten
Juli . . . . .	1150	3073	89,2	194
August . . . . .	1113	2691	69,0	528
September . . . . .	1136	2680	78,2	441
Oktober . . . . .	1135	2680	82,2	336
November . . . . .	1062	2779	80,4	336
Dezember . . . . .	1027	2926	88,5	319

Nachdem inzwischen am 25. September vier von den Kompressoren fertiggestellt waren, wurde auch bei Ofen I die getrocknete Luft in Anwendung gebracht. Innerhalb dreier Tage war die Feuchtigkeit von 18 g/cbm bis auf 3,5 g/cbm herabgesetzt. Es traten sofort dieselben Erscheinungen bezüglich Hellerwerden der Formen, Erhöhung der Schlacken- und Eisentemperatur ein, wie bei Ofen II.

der Gebläsemaschine wurden zur gleichen Zeit um 10 % vermindert und die Beschickung um 5 % vermehrt. Die Wirkung der trockenen Luft trat augenblicklich ein. Um 9 Uhr vormittags, als die trockene Luft zuerst angewendet wurde, enthielt das Eisen 2 % Silizium, nachmittags um 5 Uhr 2,75 %; die Erhöhung der Temperatur im Gestell wurde auch durch das Aussehen der Formen, der Schlacke und des Eisens bewiesen. Nachts fing der Ofen an zu hängen, ohne daß sich der Gichtenwechsel vorher merklich verlangsamte hätte; man mußte das Gebläse abstellen. Hierauf wurde die Luftfeuchtigkeit bis auf 2,4 g/cbm herabgesetzt. Am andern Tag setzte sich das Hängen fort, der Druck stieg bis auf 1,06 kg/qcm und brachte die Gebläsemaschine oft zum Stillstand. Das Blasen mit kaltem Winde nutzte nichts mehr, nur durch Abstellen des Windes ging der Ofen nieder; jedoch wiederholten sich diese Störungen sehr häufig. Das Eisen wurde hart und die Schlacke schwarz, trotzdem aber liefen beide sehr heiß. Man verminderte nunmehr den Möllersatz um 7,5 % und erhöhte die Windmenge, aber dies machte die Sache nur noch schlechter. Nach fünf Tagen unbefriedigter Arbeit sah man ein, daß der Ofen zu wenig beschickt wurde. Die plötzliche Anwendung der trockenen Luft hatte die Wärme des Gestelles bedeutend erhöht, und da dieser höhere Wärmegrad nicht von einem erhöhten Gichten-

satz begleitet war, arbeitete er sich notwendigerweise hinauf in den Ofen und verursachte so das Hängen in der Rast. Der Kohlenoxydgehalt im Gichtgas stieg bis auf 32 %. Sobald man nun den Erzsatz um 15 % erhöht hatte, blieb der Druck ständig auf der normalen Höhe, und der Ofen arbeitete seitdem regelmäßig.

Auf Grund der Betriebserfahrungen bei dem Anblasen der verschiedenen Oefen kam man zu der Ueberzeugung, daß es zweckmäßig sei, möglichst mit trockener Luft anzublasen, oder aber bei einem in Betrieb befindlichen Ofen die trockene Luft nur möglichst langsam in Anwendung zu bringen. Bei dem Isabella-Hochofen braucht man hierzu zehn Tage, wobei man die trockene Luft in vier gleichen Prozentsätzen allmählich erhöht. Auch in Cardiff arbeitet man in gleicher Weise.

In der vierten Woche nach dem Blasen mit trockener Luft machte der Ofen 1332 t Roheisen mit durchschnittlich 949 kg Brennstoff und später in mehreren verschiedenen Wochen fast 1700 t mit weniger als 862 kg Brennstoff, dabei stellte sich die Windtemperatur auf 480 ° C.; der Möller enthielt 50 % Magneteisensteine und nur 25 % von gutem Lake-Superior-Erz. Durchschnittlich wurden mit dem Ofen 1400 t Gießereiroheisen mit 2 % Silizium erblasen, und zwar mit weniger als 1000 kg Brennstoff bei dem genannten Möller, aber mit 540 ° C. Windtemperatur. Die monatlichen Betriebsausweise stellen sich wie folgt (Zahlentafel 2):

Zahlentafel 2. Betriebsbericht über den neuen Ofen I in Pottstown, Pa.

1908	Roheisen-Produktion in der Woche t	Anteil des Gießereisens an der Produktion %	Erz- ausbringen in %	Wind- temperatur ° C.	Brennstoff- verbrauch f. d. t Roheisen kg	Feuchtigkeitsgehalt in g/cbm	
						getrocknete Luft	natürliche Luft
April . . . . .	1414	3	57,5	472	936	—	—
Mai . . . . .	1558	21	56,7	493	935	—	—
Juni . . . . .	1474	77	57,1	520	967	—	—
Juli . . . . .	1525	32	57,4	486	911	—	—
August . . . . .	1523	40	56,1	484	950	1,66	14,21
September . . . . .	1492	25	56,3	488	951	1,75	11,80
Oktober . . . . .	1521	61	52,7	544	897	2,25	9,25
November . . . . .	1472	95	54,4	584	990	2,12	5,40
Dezember . . . . .	1458	80	53,2	599	1076	2,05	3,93

Die niedrige Produktion im Monat April erklärt sich durch die Störungen, welche in den Anfang dieses Monats fielen. Im Mai und Juni wurde viel Gießereiroheisen teilweise mit 3 % Silizium erblasen. Im Juli traten eine Anzahl Stillstände ein (einer von 18 Stunden), welche beim Umsetzen des Ofens entstanden. Im November fand eine 24stündige Reparatur bei der Windtrocknungsanlage statt, das Eisen hatte im Durchschnitt 1,6 % Silizium und 0,04 % Schwefel. Im Dezember wurde über die Hälfte Gießereiroheisen mit 3 bis 4 % Silizium erblasen, daher

der höhere Koksverbrauch, zumal verschiedene Sorten Koks versucht wurden, wodurch der Ofengang Störungen unterworfen war. Der beste frühere Bericht in den letzten Jahren über Gießereiroheisen (1906) sowie über basisches Eisen (1898) ist in folgender Zahlentafel enthalten.

Man rechnet auf den Warwick-Hochöfen im allgemeinen mit einer Ersparnis von nicht ganz 200 kg Brennstoff a. d. Tonne Roheisen und einer Mehrerzeugung von 350 t Eisen in der Woche, trotz der verhältnismäßig niedrigen Windtemperatur und des schweren Möllers.

Beste frühere Leistungen bei Ofen I  
in Pottstown, Pa.

	Pro- duktion i. d. Woche in t	Erzaus- bringen in %	Wind- tempe- ratur Grad C.	Brennstoff- verbrauch f. d. t Roheisen kg
Gießereiroh Eisen (1906) . . . . .	1032	57,3	547	1195
Basisch. Eisen (1898)	1266	61,21	668	1080

Bezüglich des Betriebes sei noch erwähnt, daß der Winddruck zwischen 0,6 und 0,7 kg/qcm wechselt, je nach der Windtemperatur und je nach der Beschaffenheit des Koks, von dem drei verschiedene Sorten gebraucht werden. Die Gayleysche Trocknungsanlage liegt etwa 50 m vom Gebläsemaschinenhaus entfernt, und die Windleitung ist den Wirkungen der Sonnenwärme ausgesetzt. Die Temperatur der Luft beim Eintritt in die Maschine schwankt im Sommer um etwa 9° zwischen Tag und Nacht, entsprechend einem Unterschied von ungefähr 5 % der Windmenge, infolgedessen zieht der Ofen des Nachts ungefähr 5 % schneller. Eine Zeitlang versuchte man in der Tagschicht die Maschine 5 % schneller laufen zu lassen, wenn die Sonne schien, bzw. 2 1/2 % schneller, wenn das Wetter trübe war. Man hörte jedoch mit diesen Versuchen auf, da es zu kompliziert war, die Windtemperatur zu ändern, um dem Wetterwechsel zu entsprechen. Das Gichtgas wies bis zu 26 % Kohlenoxydgehalt auf, der wesentlich von dem hohen Magneteisensteinsatz herrührt. Die Temperatur der entweichenden Gichtgase belief sich auf 260° C. beim Betrieb auf Gießereiroh Eisen und auf 150° C. beim Betrieb auf basisches Eisen. Auf den Warwick-Hochöfen stellten sich die Arbeitskosten bei einer Produktion von 730 t Roheisen im Tag und bei Anwendung aller Ammoniak-Kompressoren auf 2,5 Cents f. d. Tonne im Sommer und 2 Cents im Winter. Für Oel usw. rechnet man nicht mehr als 1,5 Cents f. d. Tonne. Die Ammoniakkosten stellen sich selbst bei einer Annahme eines Verlustes in Höhe von einem Drittel\* des Gesamtverbrauchs auf 1 Cent f. d. Tonne. Die Betriebs- und Instandhaltungskosten werden durch 10 Cents f. d. Tonne reichlich gedeckt. Es genügt eine Abschreibung von 5 % jährlich für die Kühlanlage. Für Dampf setzt man nichts in Rechnung, weil durch die geringe Umdrehungszahl der Gebläsemaschine so viel Kraft gespart wird, wie Abkühlungsmaschine, Pumpe und Ventilator erfordern.

\* In Cardiff sind die Ammoniakverluste nicht der Rede wert, man spürt im Gebäude kaum einen Ammoniakgeruch.

Ref.

Die dritte Windtrocknungsanlage steht in England auf dem Hochofenwerke von Guest, Keen & Nettlefolds in Cardiff, Wales, in Betrieb. Die Ergebnisse der dortigen einjährigen Betriebszeit mit getrocknetem Wind stellen sich wie folgt.\*

Betriebsbericht über den Cardiff-  
Hochofen.

	Wöchent- liche Pro- duktion in t	Koks- verbrauch f. d. t Eisen in kg
Durchschnitt der ersten 50 Betriebswochen mit gewöhnlicher Luft . . . . .	2033	1034
Durchschnitt von 5 Wochen bei getrockneter Luft und beim Betrieb auf hohe Roheisenproduktion . . . . .	2570	895
Durchschnitt von 4 Wochen bei getrockneter Luft und beim Betrieb auf Kokersparnis . . . . .	2323	843

Hiernach beläuft sich beim Betrieb auf hohe Roheisenproduktion der Vorteil der Anwendung getrockneter Luft auf 26,4 % Mehrproduktion an Roheisen und 13,4 % Kokersparnis und beim Betrieb auf Verringerung des Brennstoffverbrauches auf 14,1 % Mehrproduktion an Roheisen und 18,4 % Kokersparnis. Man hat es also in der Hand, je nach der geschäftlichen Lage, sich die Vorteile des Blases mit getrocknetem Winde hinsichtlich des Brennstoffverbrauches oder hinsichtlich der Roheisenproduktion zunutze zu machen.

Der Betrieb in Cardiff geht sehr gut, wie sich der Berichtersteller an Hand der dortigen Betriebsbücher überzeugen konnte. Das Roheisen hatte eine sehr gleichmäßige Zusammensetzung und wies einen sehr geringen Schwefelgehalt auf. Der Feuchtigkeitsgehalt der getrockneten Luft stellt sich in Cardiff um die Hälfte geringer, als bei dem South Chicago-Hochofen. Es wird aber ebenso wie in Süd-Chicago Wert darauf gelegt, daß der einmal festgesetzte Feuchtigkeitsgehalt ständig innegehalten und weder nach unten noch nach oben überschritten wird. Die beiderseitigen guten Betriebsergebnisse werden als ein Beweis dafür angesehen, daß es bei der Windtrocknung nicht darauf ankommt, den Feuchtigkeitsgehalt möglichst tief herunterzudrücken, sondern daß nicht zum wenigsten auch die Gleichmäßigkeit des Feuchtigkeitsgehaltes (sofern natürlich ein bestimmter niedriger Grad erreicht ist) von Einfluß auf den gleichmäßigen Ofengang ist. Dieser Ansicht stimmen auch amerikanische Hochöfner

\* „Iron Age“ 1909, 28. Januar, S. 317.

bei, welche den Betrieb des Isabella- bzw. South Chicago-Hochofens genau kennen.

Edward B. Cook\* von den Warwick-Hochöfen geht bei seiner Erklärung der günstigen Ergebnisse mit dem Gayleyschen Windtrocknungsverfahren davon aus, daß nur etwa ein Viertel der im Hochofen erzeugten Wärme im Gestell verbraucht werde; dieses sei aber der einzige Raum, wo der Hochofen mehr Wärme erfordere. Wenn man nun bisher rechnete, daß der getrocknete Wind nur 3 % Koks ersparen würde, so vergesse man dabei, daß diese 3 % im Gestell allein erspart würden und daher viermal so viel, d. h. 12 % der Gestellwärme bedeute; da das Gestell der einzige schwache Punkt sei, so würde die Leistungsfähigkeit des Ofens eine Zunahme von

\* „Bi-Monthly Bulletin of the American Institute of Mining Engineers“ 1908, Novemberheft, S. 932.

12 % zeigen. Es sei gerade wie bei einer Kette mit einem schwachen Glied. Wenn man das Gesamtgewicht der Kette um 3 % erhöhe, aber die ganze Metallzunahme in das schwache Glied bringe, so vermehre man die Kraft der Kette um 12 %. Beim Hochofen vermindere der getrocknete Wind die Arbeit des Gestells um 12 % und bewirke, daß die dadurch freiwerdende Wärme zur vermehrten Reduktion von Eisen und Schmelzung von Schlacke gebraucht werden könne. Durch die Erhöhung des Möllersatzes in Verbindung mit der Gleichmäßigkeit der Gestellwärme ließe sich gleichzeitig die Schlackenmenge verringern, sowie ihre Basizität, wodurch wiederum Brennstoff erspart würde. Ebenso vermindere die erhöhte Produktion auf die Tonne Roheisen den Verlust durch Ausstrahlung.

Oskar Simmersbach.

## Zuschriften an die Redaktion.

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

### Ueber die Koksausbeute von Steinkohlen.

In den Zeitschriften „Stahl und Eisen“ 1908 Nr. 36 S. 1277 und „Glückauf“ 1908 Nr. 37 S. 1325 sind von den HH. Dr. Hinrichsen und Dipl.-Ing. Taczak sehr interessante Untersuchungen und Vergleiche aus dem Kgl. Materialprüfungsamt Groß-Lichterfelde veröffentlicht, welche über die Methoden zur Bestimmung der Koksausbeute von Steinkohlen handeln.

Die angeführten Arbeiten stellen die einzelnen im Gebrauche stehenden Verfahren vergleichend zusammen; dabei kommen in den Resultaten aber Differenzen im Koksausbringen bis zu 6 % vor, und wird dann diejenige Methode als die richtigste angesehen, deren Resultate mit denen des Betriebes am besten übereinstimmen. Wenn man sich nun vergewärtigt, wie verschieden das Material und die Arbeit im Laboratorium und Betrieb hinsichtlich Korngröße und Wassergehalt der zu verkokenden Kohlen und auch bezüglich der Temperaturverhältnisse sind, so wird man obige Annahme nicht ganz einwandfrei finden; ich möchte es sogar eher als Zufall ansehen, wenn in dem vorliegenden Falle einmal ein zwischen Laboratorium und Betrieb übereinstimmendes Resultat erhalten wird. Es liegt daher sehr nahe, nach einem Wege zu suchen, auf dem man im Laboratorium selbst nachweisen kann, welches Verfahren das beste ist, d. h. die richtigen Zahlen für das Koksausbringen gibt; damit komme ich zum Hauptzweck meiner Ausführungen.

Wir haben eine indirekte Methode, welche die Lösung der gestellten Aufgabe mit genügender Genauigkeit und ohne Schwierigkeit gestattet, auf die aber meines Wissens noch nirgends hin-

gewiesen ist. Zu dem nachher zu beschreibenden Verfahren kommt man durch folgende Betrachtung:

Die in einer Kokskohle vorhandenen aschenbildenden Bestandteile sind auch in dem erhaltenen Koks in derselben absoluten Menge enthalten, d. h. hat man eine bestimmte Menge Kohlen mit 2 g Asche verkocht, so erhält man einen Koks, der auch 2 g Asche enthalten muß; gleichviel ob man zu wenig verkocht oder einen Teil der Kohle verbrannt hat, die absolute Aschenmenge von 2 g muß immer vorhanden sein. Man weiß also, wenn man eine Kohle verascht und verkocht hat, ganz genau, wieviel Asche der erhaltene Koks haben muß. Hat man Aschengehalt und Koksausbringen einer Kohle bestimmt, und sei ersterer a %, letzteres b %, so wird der Aschengehalt x des Koks

$$x = \frac{a}{b} \cdot 100 \%.$$

Da nun x sich aber auch durch Verbrennung des erhaltenen Koks bestimmen läßt, so hat man zwei Wege, welche zu demselben Ziele führen, nämlich einen rechnerischen und einen direkten durch Verbrennung; die damit erhaltenen Zahlen müssen, wenn man richtig gearbeitet hat, dieselben sein, andernfalls ist entweder ein Rechenfehler oder ein Fehler in der Ausführung der Aschen- und Koksbestimmung gemacht worden; durch Nachrechnen und Wiederholung der letzteren wird man sicher darauf kommen, wo der Fehler steckt.

Setzt man in der obigen Gleichung als Beispiel a = 8 % und b = 66 %, so wird

$$x = \frac{8}{66} \cdot 100 = 12,12 \%.$$

Läßt man  $a$  unverändert, dagegen das Ausbringen um 1 %, 2 % usw. zunehmen, so wird  $x = \frac{8}{67} \cdot 100 = 11,94\%$ , und  $x = \frac{8}{68} \cdot 100 = 11,76\%$ , d. h. jedes Prozent Ausbringen mehr oder weniger hat eine Verschiebung des Aschengehaltes um 0,18 % zur Folge; bei 6 % würde dies z. B. schon eine Differenz von 1,08 % Asche ergeben. Da es nun gar keine Schwierigkeit macht, Aschengehalt von Kohle und Koks genau und richtig zu bestimmen, so wird meine Behauptung berechtigt sein, daß man in der Aschenbestimmung ein zuverlässigeres Mittel hat zur Untersuchung der einzelnen Methoden auf ihre Genauigkeit, als im Vergleich mit den Resultaten im Betrieb.

Da in der Abhandlung in „Glückauf“ die verschiedenen Verfahren beschrieben sind, und ich wohl annehmen darf, daß Mancher nun auch wissen möchte, wie ich das Koksausbringen bestimme, so will ich in Folgendem die Methode beschreiben, nach welcher wir hier auf der Burbacher Hütte schon seit über 20 Jahren verfahren. Ich benutze von jeher zum Verkoken gewöhnliche Roseschke Porzellantiegel und dazu passende Platindeckel mit ungebogenem Rand von 5 mm und einem Loch von 1,5 mm  $\phi$  in der Mitte: in diese Tiegel kommt die Einwage von 1 oder 2 g Kohle und wird dann in der rotglühenden, aber nach dem Einsetzen wieder verschlossenen Muffel verkocht. Die Zeitdauer ist 3 bis 5 Minuten; die Beurteilung, wann die vollständige Verkokung stattgefunden hat, und die Tiegel herauszunehmen sind, ist Erfahrung und Übung, welche man sich durch tägliche Ausführung solcher Proben rasch erwirbt. Nach dem Erkalten wird der unbedeckte Tiegel samt Inhalt gewogen, und man erhält nach Abzug des bekannten Tiegelgewichtes das Gewicht des Koks. Tiegel und Deckel werden nach jedem Gebrauch wieder ausgeglüht; die Kohle kommt selbstverständlich nur ganz trocken und möglichst gleichmäßig pulverisiert zur Untersuchung. Das Arbeiten mit der Muffel hat den Vorzug, daß man bis zu sechs Proben gleichzeitig einsetzen kann, welche dadurch in Beziehung auf Zeit und Temperatur unter ganz gleichen Bedingungen verkocht werden.

Die Kontrolle des Tiegelausbringens mit Hilfe der Aschenbestimmungen führe ich aus, seit ich nach dem soeben angegebenen Verfahren arbeite; ich habe immer übereinstimmende Zahlen erhalten, wodurch ich zu der Ueberzeugung gelangt bin, daß das Verfahren richtig ist. Betreffs der Einwage habe ich auch Versuche angestellt und gefunden, daß man bei 1 und 2 g Einwage am leichtesten die richtigen Resultate erhält, bei größeren Mengen gibt es leicht Differenzen im Ausbringen. Mit den Platindeckeln braucht man wegen des festen Anschließens nicht so ängstlich zu sein; es hat nichts zu sagen, wenn einmal ein

Deckel zu groß ist. Zu den Untersuchungen in dieser Richtung bin ich dadurch veranlaßt worden, daß die Roseschke Tiegel nicht immer denselben oberen Durchmesser haben.

Zur Veranschung von Kohle und Koks möchte ich noch anführen, daß es in viereckigen, flachen Kästchen aus Porzellan oder Platin besser und rascher gelingt, richtige Aschenzahlen zu erhalten, als in Tiegeln. Kohlen und Koks müssen natürlich vollständig trocken sein und sollen nie in die geheizte Muffel zur Verbrennung gebracht werden, während ja beim Koksausbringen die Proben in die rotglühende Muffel kommen.

Wenn ich von einer Kohle das Koksausbringen zu bestimmen habe, verfähre ich so, daß ich zunächst in der Kohle durch zwei Einwagen den Koksgohalt bestimme; während des Verkokens werden zwei Proben zur Aschenbestimmung eingewogen. Der erhaltene Koks wird in einer nicht zu kleinen Porzellanreißschale zerdrückt und gerieben, nicht gestoßen, weil dadurch leicht Koksstückchen herausgespritzt werden und dann der Aschengehalt nicht stimmt, da der Tiegelkoks nicht homogen ist. Von dem gepulverten Koks werden auch zwei Einwagen zur Aschenbestimmung gemacht und werden diese mit den Kohlen zusammen in die kalte Muffel gebracht und letztere geheizt. Mit dieser Einteilung kann man die ganze Untersuchung in 2 bis 3 Stunden fertig bringen. Für die Asche wäge ich immer nur 0,5 g, für das Koksausbringen bei gewaschenen Kokskohlen 2 g, bei anderen, gasreicheren Kohlen nur 1 g ein; durch vieljährige Erfahrung habe ich gefunden, daß man damit am ehesten und sichersten zum Ziel kommt.

Zum Schluß möchte ich mir noch folgende Bemerkungen erlauben. Für den Hüttenmann hat die Frage nach dem quantitativen Ausbringen der Kohle einen untergeordneten Wert gegenüber der Qualität; diese entscheidet, wenn man die Wahl zwischen verschiedenen Kohlenarten hat. Es ist die Methode der Koksbestimmung daher in erster Linie so auszubilden, daß sie die Qualität des zu erwartenden Koks möglichst sicher erkennen läßt. Sodann hat aber die genaue Bestimmung der Quantität auch deswegen keinen so großen kommerziellen Wert, weil ja nicht die Gesamtmenge des erhaltenen Koks seinen Wert darstellt, sondern im wesentlichen doch nur der Stückkoks. Diese Menge ist aber durchaus keine konstante Größe, sondern wechselt je nach der Festigkeit des Endproduktes. Einen sicheren Schluß auf die Menge des zu erhaltenden gebrauchsfähigen Koks — und darauf wird es im Betriebe doch nur ankommen — kann also auch die beste analytische Methode nicht geben.

Gewiß hat es für die Preisberechnung einen großen Wert, eine Kontrolle zu haben für das Verhältnis zwischen verkokter Kohle und aus-gebrachtem Koks. Eine direkte Bestimmung

dieses Verhältnisses ist aber sehr schwierig, weil es zu unsicher ist, aus so großen Mengen, wie sie hier in Betracht kommen, genaue Durchschnittsmuster zu erhalten. Nicht allein die Kohlesubstanz und Aschengehalt kommen in Betracht, sondern in hervorragendem Maße auch der Wassergehalt der Kohle und des Koks. Ein direkter Vergleich zwischen den im Laboratorium erhaltenen Zahlen und der Ausbeute im Betriebe ist deshalb undurchführbar.

Sollten die Herren Verfasser der angeführten Arbeiten noch von ihrem Untersuchungsmaterial besitzen, so wäre es gewiß sehr interessant, wenn sie ihre Versuche noch auf die Aschenbestimmung des Koks ausdehnen und ihre Resultate bekannt machen wollten; sie würden sich dadurch den weiteren Dank der Kollegen erwerben.

Burbacher Hütte, November 1908.

V. Meurer.

Das von Hrn. Meurer vorgeschlagene Verfahren, das Koksausbringen im Laboratorium auf rechnerische Weise zu kontrollieren, beruht auf einer falschen mathematischen Ueberlegung. Da dem Verfahren das Verhältnis von Koks (b) zu Kohlenasche (a) zugrunde gelegt wird, so muß die direkte Aschenbestimmung im Koks naturgemäß denselben Wert ergeben. Gehen wir auf das angeführte Beispiel ein. Die Formel zur Er-

rechnung der Asche im Koks ist  $x = \frac{a}{b} \cdot 100$ .

Bei  $a = 8\%$  und  $b = 66\%$  ergibt sich  $x = 12,12$ .

Wird nun das Koksausbringen b um 1% größer, so wird  $x = \frac{8}{67} \cdot 100 = 11,94$ . Wenn

Hr. Meurer hieraus eine Verschiebung des Aschengehaltes ableitet, so geschieht das unter der Annahme, daß der erste Wert  $b = 66$  richtig ist, während er doch ein Kriterium für die Richtigkeit dieser ersten Bestimmung sucht. Wenn man nun den Aschengehalt dieses Koks bestimmen würde, so müßte er selbstverständlich zu 11,94% gefunden werden. Die absolute Aschenmenge muß nämlich bei einer Einwage von 1 g genau 0,08 g betragen. Der Koksgehalt ist gefunden worden zu 0,67 g, folglich gilt für den ermittelten Aschengehalt des Koks das Verhältnis

$\frac{x}{100} = \frac{0,08}{0,67}$ , also dieselbe Gleichung, wie oben.

Eine Kontrolle des Koksausbringens ist demnach auf diese Weise unmöglich.

Bei der Ausführung der Koksbestimmung erscheint die Anwendung des durchlochten Deckels bedenklich aus den von Bender\* dargelegten und von Constam und Rougeot\*\* bestätigten Gründen.

Gr.-Lichterfelde-W., 4. Januar 1909.

Taczak.

\* „Zeitschrift f. ang. Chem.“ 1906 S. 1813.

\*\* „Glückauf“ 1906 S. 482.

### Magnetitvorkommen im Komitate Gömör.

In Nummer 26 vom 24. Juni 1908 S. 904 wurde ein Auszug aus den „Beiträgen zur Geologie des Gebietes zwischen Kis Sajó- und dem Balogbache“ von Vilmos Illés wiedergegeben, der insofern eine irrige Auffassung über die Magnetitvorkommen im Gömör-Komiteat veranlassen könnte, als das Gebiet zwischen Kis Sajó- und dem Balogbache nur einen Teil des Gömörer Komitates darstellt; dieses ganze Komitat hat Dr. Hugo Böckh auf seine geologischen Verhältnisse untersucht, und namentlich sein Bericht: „Die geologischen Verhältnisse des Vashegy, des Hradek und der Umgebung dieser (Komitat Gömör)“\* beschäftigt sich mit den Magnetitvorkommen des Gömör-Komitates.

Die genannten Vorkommen befinden sich in dem Gebirgszuge von der Ortschaft Nyustia bis Kassa, völlig getrennt von einander, und sind zum kleinen Teile abbauwürdig, zum größeren nicht. Ueber die ersteren, die zurzeit tatsächlich abgebaut werden, soll im Nachstehenden berichtet werden.

Die Magnetit-Ausbisse sind meist zwischen kristallinischem Kalk und Dolomit gelagert, wobei

schwarze Ton- und Graphitschichten charakteristisch sind; stellenweise kommen sie in großen Mengen vor, anderwärts bilden sie nur kleine Brocken. Die hauptsächlichsten Vorkommen sind bei Burda, Lubeny, Mnisan und Ochtyna. Kennzeichnend für den in diesen Brüchen vorkommenden Magnetit sind dessen Kristallart und der hohe Eisengehalt, durch welche letzteren der Magnetit verhältnismäßig leicht zur Sinterung gebracht werden kann.

Das Vorkommen bei Burda, welches dem Herzog von Koburg gehört, hat die „Magnesitindustrie“ gepachtet, das bei Lubeny gehört der „Allgemeinen Magnesit-Akt.-Ges. (vorm. Weissenberg & Roth)“, ebenso besitzt letztere bei Mnisan große Gebiete, während einen anderen Teil die „Magnesitindustrie“ gepachtet hat, die auch Ochtyna zum größten Teile ausbeutet.

Der Rohmagnetit wird in Lubeny auf sechs Etagen von je zehn Meter Höhe durch Tagbau gewonnen und vom Bruche nach vorheriger Sortierung vermittelt der Seilbahn direkt auf die Gicht der etwa 180 Meter entfernt gelegenen Schachtöfen befördert. Nachdem der Magnetit in diesen mit Gasfeuerung versehenen Öfen bei einer Temperatur von etwa 1600° totgebrannt ist, gelangt

\* Sonderabdruck aus den „Mitteilungen aus dem Jahrbuch der Kgl. Ungar. Geol. Anstalt“ Band XIV. (Vergl. „Stahl und Eisen“ 1905 S. 1269).

er in die mit einer Sortiereinrichtung verbundene Mühle, von dort auf ein Sortierband, um dann eingesackt und auf eigenem Bahngelände verschickt zu werden.

Was die Qualität des gebrannten Magnesits anbelangt, so ergeben die allmonatlich häufig gemachten Probeanalysen folgende Resultate:

	Dr. Seger & Cramer, Berlin		Dr. Szilasi, Budapest	Dr. Neumann, Budapest
	I.	II.		
MgO . . .	89,35	88,81	87,28	86,42
CaO . . .	0,62	1,62	1,18	2,06
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	8,01	6,76	7,10	8,75
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	0,81	1,91	1,91	—
SiO <sub>2</sub> . . .	1,41	2,49	1,61	1,28
Glühverlust	0,18	0,50	0,54	0,21

Diese Analysen lassen die Reinheit des Materials, das sich für den Stahlwerksbetrieb vortrefflich eignet, deutlich erkennen.

Der gebrannte Magnesit geht zum größten Teil nach Amerika, während der Rest nach Belgien,

Frankreich, England, Schweden, Rheinland, Westfalen und Oberschlesien versandt wird.

Die Sinterung des Rohmagnesits erfolgt bei der „Allgemeinen Magnesit-Act.-Ges.“ auf deren Anlage bei Lubeny, Bahnstation Hisnyovisz-vasgyar, in mit Gas geheizten Schachtöfen, und zwar werden zum Vergasen Gasgeneratoren neuester Konstruktion verwendet, wie denn überhaupt bei der ganzen Anlage in jeder Beziehung Rücksicht auf die moderne Technik genommen ist. Das Werk beschäftigt insgesamt einige hundert Personen.

Zum Schluß sei noch erwähnt, daß die anfangs Magnesit führenden Gebirge als letzte Ausläufer Magnesitvorkommen in der Gegend von Kassa zeigen. Dieselben dürften jedoch infolge ihres geringen Eisen-, dagegen großen Kalkgehaltes sich nur schwer für Hüttenzwecke eignen; aus diesem Grunde werden diese letztgenannten Vorkommen auch bis jetzt noch nicht abgebaut.

Benedek, Chemiker und Ingenieur.

## Patentbericht.

### Deutsche Patentanmeldungen.\*

11. Februar 1909. Kl. 7a, S 23 902. Walzwerk mit nebeneinander angeordneten Gerüsten und oben geschlossenen Ständern, die zum Umbauen der Walzen auseinanderzurücken sind. Hugo Sack, Rath b. Düsseldorf.

Kl. 10a, M 30 464. Verkohlungssofenanlage mit mehreren Ofenräumen, in welchen eine Anzahl von Schachtmänteln umgebene und voneinander durch Hohlräume getrennte Verkohlungsschächte angeordnet sind. Rudolf Müller, Gothenburg, Schweden.

Kl. 18a, K 30 028. Verfahren zum Sintern feinkörniger Erze. Tom Cobb King, New York. Priorität der Anmeldung in den Vereinigten Staaten von Amerika.

Kl. 18a, V 8039. Vorrichtung zum wechselweisen Öffnen und Schließen der beiden Abschlußorgane bei doppelten Gichtverschlüssen. Vereinigte Maschinenfabrik Augsburg und Maschinenbaugesellschaft Nürnberg, A.-G., Nürnberg.

Kl. 18b, J 10 705. Wendevorrichtung für maschinell angetriebene Konverter. Jünkerather Gewerkschaft, Jünkerath, Rhld.

Kl. 18c, B 48 333. Glühofen für Wagenreifen und dergl. Carl Boller, Neustadt b. Coburg.

Kl. 31c, M 35 953. Verfahren zur Vereinigung der Enden der hohlen Elemente von Kühlern, Kondensatoren, Heizkörpern und Kesseln durch Umgießen der Kopfenden. Rudolf Mewes, Berlin, Pritzwalkenstr. 14.

Kl. 31b, R 25 601. Formmaschine, bei der das Formmittel in gleichmäßiger Geschwindigkeit und in kleinen Mengen in den Formkasten geworfen wird. Albert C. Rogerson, Chicago.

Kl. 31c, Sch 30 718. Verfahren zum Erwärmen der Gießtrichter und der Kanalsteine in den Gießplatten von Blockformen. Johannes Schreiber, Dahlbruch, Kr. Siegen.

15. Februar 1909. Kl. 7a, H 43 096. Werkstückführung an Blechwalzwerkstischen. Haniel & Lueg, Düsseldorf-Grafenberg.

\* Die Anmeldungen liegen von dem angegebenen Tage an während zweier Monate für jedermann zur Einsicht und Einspruchserhebung im Patentamt zu Berlin aus.

Kl. 7a, K 33 650. Vorrichtung zum Kanten und Verschieben von Blöcken. Kalker Werkzeugmaschinen-Fabrik Breuer, Schumacher & Co. Akt.-Ges., Kalk b. Köln.

Kl. 12e, F 21 288. Apparat zum Reinigen von Luft oder technischen Gasen. Gutehoffnungshütte, Aktienverein für Bergbau und Hüttenbetrieb, Oberhausen, Rheinl.

Kl. 24c, W 29 332. Gaserzeugungssofen mit in einer in Zellen geteilten Ringkammer angeordneten Retorten, denen die Sekundärluft aus im Kreise angeordneten Kanälen vorgewärmt zugeführt wird. Westböhmisches Caolin- und Chamottewerke, Oberbrä bei Pilsen, Böhmen.

Kl. 24f, G 27 690. Gleichachsig geteilter Drehrost für Gaserzeuger. Gutehoffnungshütte, Aktienverein für Bergbau und Hüttenbetrieb, Oberhausen 2, Rhld.

### Gebrauchsmustereintragen.

15. Februar 1909. Kl. 7a, Nr. 365 114. Ausgleichvorrichtung für Walzwerkhebetische. Benrather Maschinenfabrik, Akt.-Ges., Benrath.

Kl. 31c, Nr. 364 889. Verbindungsschienenpaar für lösbare Modellteile. August Czerny, Magdeburg, Dodendorferstr. 66.

Kl. 31c, Nr. 365 097. Einschaftige Kernstütze mit einer Auflagefläche aus einem Stück Metall oder Blech für Gießereien. Martha Körting, geb. Heilmann, Tempelhof, Berlinerstr. 115.

Kl. 31c, Nr. 365 151. Werkzeug zur Herstellung von gemusterten Platten mit sich nach oben verjüngenden Spitzen, gekennzeichnet durch eine Matrize mit vertieft liegender Arbeitsfläche und gemusterter Patrice. Heyden & Käufer, G. m. b. H., Hagen i. W.

### Deutsche Reichspatente.

Kl. 12e, Nr. 199 105, vom 4. Juli 1906. Kurt Friedrich in Freiburg i. Sa. *Verfahren zur Verdichtung des Hüttenrauches unter Kammerwechsel.*

Der Hüttenrauch wird durch eine Anzahl von Niederschlagskammern so durchgeleitet, daß er stets durch kalte Kammern strömt. Die ausgeschalteten heißen Kammern werden durch Hindurchblasen von Frischluft — gegebenenfalls unter Mitwirkung von Wasser — gekühlt und dann wieder in den Betrieb umgeschaltet.

## Statistisches.

### Bessemerstahl- und Schienen-Erzeugung der Vereinigten Staaten im Jahre 1908.

Den statistischen Angaben der „American Iron and Steel Association“\* entnehmen wir, daß im vergangenen Jahre in den Vereinigten Staaten nur 6 214 623 t Bessemerstahlblöcke und -formguß hergestellt wurden gegenüber 11 854 230 t im Jahre 1907, es zeigt sich also auch hier ein bedeutender Rückgang, nämlich um 5 639 607 t oder mehr als 47,5 %. Die letztjährige Bessemerstahlerzeugung war die geringste seit dem Jahre 1897, in dem 5 562 920 t hergestellt wurden. Die höchste Erzeugungsziffer weist das Jahr 1906 mit 12 472 243 t auf. Zum Vergleich geben wir im Nachstehenden die Ziffern der letzten sechs Jahre wieder:

Jahr	Bessemerstahlblöcke und -formguß	Jahr	Bessemerstahlblöcke und -formguß
1903 . . .	8 730 314	1906 . . .	12 472 243
1904 . . .	7 984 886	1907 . . .	11 854 230
1905 . . .	11 116 437	1908 . . .	6 214 623

Etwa 20 890 (i. V. 33 800) t von der Gesamtmenge des Jahres 1908 entfielen auf Stahlformguß. In der Reihe der Staaten, die an der Bessemerstahlerzeugung beteiligt waren, nahm Pennsylvanien mit 2 140 084 t die erste Stelle ein, es folgten Ohio mit 1 986 733 t, Illinois mit 1 257 551 t und die übrigen Staaten mit zusammen 880 255 t.

Die Erzeugung aller Arten von Bessemerstahlschienen bezifferte sich im Jahre 1908 auf 1 375 904 t gegen 3 434 105 t im Jahre zuvor; sie ist also um 2 058 201 t oder mehr als 59,9 % zurückgegangen. 1 293 049 t (3 354 841 t im Jahre 1907) wurden von Werken hergestellt, die ihren Stahl selbst erzeugen.\*\* Von dem Gesamtergebnisse entfielen 320 612 t auf Pennsylvanien und 1 035 292 t auf die übrigen Staaten.

Die Erzeugung von Siemens-Martin-Stahlschienen betrug unter Einschluß von einigen Tausend Tonnen basischer Nickelstahlschienen 576 381 t gegen 256 747 t im Jahre 1907; sie zeigt also, in be-

merkenswertem Gegensatz zu den Bessemerstahlschienen, trotz des im übrigen für die Stahlindustrie der Vereinigten Staaten so ungünstigen Verlaufes des Jahres 1908, eine Zunahme von 319 634 t oder mehr als 124 %; das ist eine Ziffer, die erneut den untrüglichen Beweis liefert, daß sich der Siemens-Martin-Stahl jenseits des Ozeans ein immer größeres Gebiet erobert. Fast die ganze, in gleicher Höhe von keinem der früheren Jahre erreichte Erzeugung von Martinstahlschienen entfiel auf basisches Material, das in den eigenen Stahlwerksbetrieben der Schienenwalzwerke hergestellt wurde. Alabama war an dem Gesamtergebnis mit 44 (i. V. 59) % beteiligt, in die übrigen Mengen teilten sich Pennsylvanien, Colorado und New York.

An Schienen aus Schweißeisen wurden 72 t gegen 940 t im Jahre 1907 hergestellt.

Die Gesamt-Schienenherzeugung der Vereinigten Staaten betrug somit im Jahre 1908 1 952 357 t gegen 3 691 792 t im Vorjahre und zeigt damit einen Rückgang von 1 739 435 t oder mehr als 47,1 %.

### Roheisenerzeugung in den Vereinigten Staaten.\*

Ueber die Leistung der Koks- und Anthrazithochöfen der Vereinigten Staaten im Januar 1909 gibt folgende Zusammenstellung Aufschluß:

	Januar 1909	Dezember 1908
I. Gesamt-Erzeugung . . .	1 829 681	1 768 767
Arbeitsügl. Erzeugung . . .	59 003	57 057
II. Anteil der Stahlwerksgesellschaften . . . . .	1 135 708	1 107 784
Davon Ferromangan und Spiegeleisen . . . . .	12 522	6 614
	am 1. Febr. 1909	am 1. Jan. 1909
III. Zahl der Hochöfen . . . . .	401	400
Davon im Feuer . . . . .	233	219**
IV. Wochenleistungen der Hochöfen . . . . .	421 129	408 426**

\* „The Iron Age“ 1909, 4. Februar, S. 407.

\*\* Endgültige Ziffer (vergl. „Stahl und Eisen“ 1909 S. 151).

## Aus Fachvereinen.

### Deutscher Verband für die Materialprüfungen der Technik.\*

Auf der am 18. September 1908 in Darmstadt abgehaltenen neunten Hauptversammlung des Verbandes berichtete u. a. Geh. Bergrat Jüngst aus Berlin als Obmann des Unterausschusses I c über die neueren Arbeiten des Ausschusses, betreffend

#### Vorschriften für Lieferung von Gußeisen

wie folgt:

„M. H.! In der am 5. Oktober v. J. stattgefundenen Hauptversammlung haben Sie mit Rücksicht darauf, daß eine vollständige Einigung über die in die Vorschriften für Lieferung von Gußeisen aufzunehmenden Festigkeitsziffern nicht erreicht worden

\* Vorlage Nr. 40 des Deutschen Verbandes für die Materialprüfungen der Technik.

war, beschlossen, weitere Untersuchungen auszuführen und dann auf Grund der gefundenen Ergebnisse endgültige Beschlüsse zu fassen. Diese Untersuchungen haben im Laufe dieses Jahres in ausgedehntem Umfange stattgefunden und reiches Material ergeben. Die Versuche erstreckten sich auf die Gattierung der Roheisensorten, auf die chemische Zusammensetzung sowie auf die Biegefestigkeit, Durchbiegung, Zug- und Schlagfestigkeit des Gußeisens.

Der Untersuchung unterworfen sind Probestäbe 40 : 30 : 20 mm stark von rundem und quadratischem Querschnitt in bearbeitetem und un bearbeitetem Zustande. Die Formmethode der Probestäbe ist vorgeschrieben, und ist in jeder Hinsicht mit peinlichster Sorgfalt verfahren worden. Die gefundenen Festigkeitsziffern erreichen fast durchgehends eine außerordentliche Höhe und geben Zeugnis, daß die deutsche Gußeisenindustrie vorzügliche Qualitäten darzustellen vermag, trotz der schwierigen Roheisenverhältnisse. An diesen Untersuchungen haben sich in entgegen-

kommendster Weise unter Aufwendung bedeutender Kosten beteiligt:

Berliner Maschinenbau-Aktiengesellschaft vormals Schwartzkopf, Berlin,  
L. Loewe & Co., Aktiengesellschaft, Berlin,  
A. Borsig, Berlin,  
Fried. Krupp, Essen,  
Nürnbergischer Maschinenbau-Anstalt in Nürnberg,  
Gebrüder Sulzer, Ludwigshafen,  
Gutehoffnungshütte, Abteilung Sterkrade,  
Eintrachthütte und Donnersmarckhütte in Oberschlesien.

Gebührt diesen Werken schon jetzt warmer Dank, so würde sich dieser noch dadurch erhöhen, daß die Ergebnisse dieser Untersuchungen der gesamten Eisen- und Gußindustrie zugänglich und nutzbar gemacht werden. Ich hoffe, daß die Erlaubnis zur Veröffentlichung der Ergebnisse erteilt werden wird.

Da diese Untersuchungen erst in letzter Zeit zu Ende geführt sind, auch noch zum Teil schweben, so war es mir am 12. August cr., dem Sitzungstage des Unterausschusses h, nur möglich, die Frage der Biegefestigkeit zu behandeln. Ich habe dort, um den Ueberblick über die große Anzahl der Versuche zu erleichtern, die Mittelwerte in graphischen Darlegungen vorgelegt. Diese ergaben überzeugend, daß die 1904 vom Verein deutscher Eisengießereien vertretene Ansicht nicht immer zutreffend ist, daß die Zu- bzw. Abnahme der Biegefestigkeit entsprechend der verkleinerten oder vergrößerten Stärke des Probestabes sich in bestimmten Grenzen bewegt, welche durch Verhältniszahlen zum Ausdruck gebracht werden können; es treten vielmehr je nach der Qualität des Gußeisens — besonders bei sehr festem Gußeisen — bedeutende Abweichungen hervor. So zeigen Probestäbe von 40, 30 und 20 mm  $\phi$  oft sich nähernde, oft sehr weit auseinandergehende Biegefestigkeitsziffern. Es sind demnach die Ihnen in der letzten Hauptversammlung vorgelegten Biegefestigkeitsziffern der Stäbe von 40, 30 und 20 mm  $\phi$  nicht haltbar.

Es liegt die Notwendigkeit vor, entweder für alle Gußeisensorten zutreffende Festigkeitsziffern zu ermitteln, oder von dem Dreistabssystem abzugehen und die Verwendung eines Probestabes vorzuschreiben. Da ersteres nur mit sehr großer Schwierigkeit zu erreichen ist, bleibt die Vorschrift einer passenden Probestabform übrig. Die aus 564 Untersuchungen (Einzelwerte) konstruierten Häufigkeitskurven haben ergeben, daß die drei erwähnten Stabformen in ihren Ergebnissen sich nahe stehen. Die Mittellinie des Stabes 40 mm zeigt 11,2 vH., die des Stabes 30 mm zeigt 12,7 vH., die des Stabes 20 mm die höchste Zahl = 16,1 vH. der zutreffenden Fälle. Danach würde der 20 mm-Stab den Vorzug verdienen. Diesem steht jedoch entgegen, daß bei der geringen Stärke desselben durch eine mehr oder minder rasche Abkühlung verschiedenartige Ziffern erfolgen. Gegen die Anwendung des 40 mm starken Stabes haben sich die Eisengießereien entschieden ausgesprochen, da das Brechen dieser Stäbe sehr starke und daher teure Maschinen erfordert. Es bleibt der 30 mm-Stab übrig, welcher neben leichter Herstellung den Vorzug hat, daß diese Stärke im gewerblichen Leben wohl am meisten zur Anwendung gelangt.

Der Unterausschuß h hat in der am 12. August stattgefundenen Sitzung die Wahl der Stabform offen gelassen, bis die in Aussicht gestellten weiteren graphischen Darstellungen der Einzelwerte bestimmte Anhaltspunkte ergeben. In der am gestrigen Tage stattgefundenen Sitzung des Unterausschusses 1c, in der auch der Unterausschuß h vertreten war, sind die auf 15 Tafeln ausgeführten graphischen Darstellungen der Einzelwerte vorgelegt. In diesen Darstellungen sind auch die in früheren Jahren gefundenen Resul-

tate der Friedrich-Wilhelmshütte-Ruhr, des Vulcan-Stettin und der Halbergerhütte-Brobach enthalten.

Diese Darstellungen ergeben, daß die Ihnen im Vorjahre zur Aufnahme in die Vorschriften für Lieferung von Gußeisen empfohlene Biegefestigkeits- und Durchbiegungsziffern für Bau- und Röhrenguß sowie für gewöhnlichen Maschinenguß sich als zutreffend gezeigt haben, daß dagegen die gefundenen Biegefestigkeitsziffern für Maschinenguß von hoher Festigkeit die vorgeschlagenen Ziffern weit überschreiten, die gefundenen Durchbiegungsziffern den vorgeschlagenen Ziffern zum Teil ganz nahe stehen, diese sogar in vielen Fällen ganz überschreiten. Letzteres findet besonders bei aus hartem Material hergestelltem Gußeisen von sehr hoher Biegefestigkeit statt.

Es wurde daher die Frage aufgeworfen, ob nicht eine Erhöhung der vorgeschriebenen Biegefestigkeitsziffern und eine Herabsetzung der Durchbiegungsziffern ratsam sei. Ihr Unterausschuß 1c hat sich jedoch nach langen eingehenden Erwägungen entschlossen, Ihnen die Annahme der Festigkeitsziffern zu empfehlen, wie solche in der Sitzung des Unterausschusses h am 12. August cr. festgestellt und auch vom Verein deutscher Eisengießereien im September cr. angenommen sind.<sup>4</sup>

Diese Feststellungen lagen in dem Entwurf vor und wurden von der Versammlung in nachstehender, etwas geänderter Fassung genehmigt:

#### Vorschriften für die Lieferung von Gußeisen.

Aufgestellt vom Deutschen Verbande für die Materialprüfungen der Technik.

Diese Vorschriften gelten für nachstehend bezeichnete, aus Gußeisen dargestellte Gußwaren:

- A. Maschinenguß,
- B. Bau- und Säulenguß,
- C. Röhrenguß.

Die Abnahme anderweitiger Gußwaren bleibt besonderer Vereinbarung überlassen.

##### 1. Allgemeine Vorschriften.

Umfang der Prüfungen. Die Prüfung der Gußwaren erstreckt sich: a) auf die Form und die Abmessungen der Gußstücke; b) auf die Eigenschaften des Materials der Gußstücke. Als maßgebend werden die Biegefestigkeit und die Durchbiegung des verwendeten Gußeisens sowie der Widerstand der Hohlkörper gegen inneren Druck angesehen.

Zur Bestimmung der Biegefestigkeit und der Durchbiegung sind mit besonderer Sorgfalt herzustellende Probestäbe zu verwenden. Sollen die Probestäbe an die Gußstücke angegossen werden, so sind besondere Vereinbarungen zu treffen. Die Probestäbe sollen bei kreisrundem Querschnitt 30 mm  $\phi$ , 600 mm Meßlänge und 650 mm Gußlänge haben. Die Probestäbe sind in getrockneten, möglichst ungeteilten Formen stehend bei steigendem Guß und bei mittlerer Gießtemperatur des Gußeisens aus demselben Abstiche, welcher zur Anfertigung der Gußstücke Verwendung fand, darzustellen und bis zur Erhaltung in den Formen zu belassen. Müssen die Probestäbe aus irgend einem Grunde in geteilten Formen zum Abguß kommen, so ist der Probestab bei der Prüfung derart auf die Probiermaschine zu legen, daß der Druck senkrecht zur Ebene der Gußnaht erfolgt.

Die Probestäbe werden in unbearbeitetem Zustande, also mit Gußhaut, der Probe unterworfen. Die Biegefestigkeit und die Durchbiegung bis zum Bruche ist bei allmählich zunehmender Belastung in der Mitte der Probestäbe an drei Stäben festzustellen. Mit Gußfehlern behaftete Probestäbe bleiben bei dieser Feststellung außer Betracht. Als maßgebende Ziffer gilt das Mittel der Ergebnisse fehlerfreier Probestäbe.

2. Besondere Vorschriften.

A. Maschinenguß.

Die Gußstücke sollen nach Form und Abmessungen der Aufgabe entsprechen; der Guß soll glatt und sauber, frei von Höhlungen und Sprüngen sein. Das Eisen soll sich mittels Feile und Meißel bearbeiten lassen. — Allos dieses insoweit es die Verwendungsart des Gußstückes bedingt.

1. Maschinenguß, gewöhnlicher. Es soll betragen: Die Biegefestigkeit des Probestabes (30 mm  $\phi$   $\times$  600 mm) = 28 kg auf 1 qmm bei einer Bruchbelastung von etwa 495 kg, die Durchbiegung nicht unter 7 mm.

2. Maschinenguß von hoher Festigkeit. Es soll betragen: Die Biegefestigkeit des Probestabes (30 mm  $\phi$   $\times$  600 mm) = 34 kg auf 1 qmm bei einer Bruchbelastung von etwa 600 kg, die Durchbiegung nicht unter 10 mm.

B. Bau- und Säulenguß.

Die Gußstücke müssen, wenn nicht Hartguß oder andere Gußeisensorten ausdrücklich vorgeschrieben sind, aus grauem, weichem Eisen sauber und fehlerfrei gegossen und einer langsamen, den Formverhältnissen entsprechenden Abkühlung zur möglichsten Vermeidung von Spannungen unterworfen sein. Das Gußeisen soll zähe und so weich sein, daß es mittels Meißel und Feile zu bearbeiten ist. Es soll betragen: Die Biegefestigkeit des Probestabes (30 mm  $\phi$   $\times$  600 mm) = 26 kg auf 1 qmm bei einer Bruchbelastung von etwa 460 kg, die Durchbiegung nicht unter 6 mm.

Der Unterschied der Wanddicken eines Querschnittes, der überall mindestens den vorgeschriebenen Flächeninhalt haben muß, darf bei Säulen bis zu 400 mm mittleren Durchmessers und 4 m Länge die Größe von 5 mm nicht überschreiten. Bei Säulen von größerer Länge wird der zulässige Unterschied für je 100 mm mehr Durchmesser und für je 1 m Mehrlänge um  $\frac{1}{2}$  mm erhöht. Die Einhaltung der vorgeschriebenen Wandstärke ist durch Anbohren an geeigneten Stellen, jedesmal an zwei einander gegenüberliegenden Punkten, bei liegend gegossenen Säulen in der dem etwaigen Durchsack der Kerne entsprechenden Richtung nachzuweisen. Sollen Säulen aufrecht gegossen werden, so ist das besonders anzugeben.

C. Röhrenguß.

§ 1. Art der Röhren. Diese Lieferungsbedingungen sollen Geltung haben für:

- a) Muffenröhren zu Gas- und Wasserleitungen,
- b) Flanschenröhren zu Gas-, Wasser- und Dampfleitungen,
- c) die zu diesen Röhren gehörigen Formstücke.

Die Röhren sollen gerade und im inneren und äußeren Durchmesser kreisrund sein. Für die Formen und Abmessungen der gußeisernen Muffen- und Flanschenröhren für Gas- und Wasserleitungen sowie der Formstücke ist die Normaltabelle des Vereins deutscher Gas- und Wasserfachmänner und des Vereins deutscher Ingenieure maßgebend, sofern nicht Sondervorschriften erlassen werden.

§ 2. Abweichungen vom Durchmesser der Röhren. Die äußeren Abmessungen sämtlicher Röhren sowie die inneren Abmessungen der Muffen sind unänderlich. Die Wandstärke des glatten Schaftes kann innerhalb gewisser Grenzen größer oder kleiner sein auf Kosten der Lichtweite. Falls durch eine Verstärkung des Schaftes auch eine Verstärkung der Muffe bedingt wird, so geht dies auf Kosten der äußeren Muffenform; die dafür entstehenden Modellkosten sind vom Besteller zu tragen.

§ 3. Abweichungen in der Wandstärke. Abweichungen von den in den Normaltabellen vorgeschriebenen Wandstärken sind zulässig:

bei geraden Röhren von	25—100 mm l. W.	$\pm$ 15 %
" " " "	100—225 " "	$\pm$ 12 "
" " " "	250—475 " "	$\pm$ 11 "
" " " "	500 mm und darüber	$\pm$ 10 "

Für normale Formstücke ist die doppelte Abweichung zulässig wie für gerade Röhren. Für Leitungen, deren Material zerstörenden Einflüssen ausgesetzt ist, ist die Wandstärke gegenüber der normalen entsprechend zu erhöhen.

§ 4. Abweichungen in der Länge. In den Baulängen sind Abweichungen bis zu  $\pm$  20 mm gestattet. Kürzere Röhren dürfen bis zu 5 % der Gesamtmenge mitgeliefert werden. Die Mindestlänge darf bis zu 1 m weniger betragen wie die Normlänge der Tabelle des Vereins deutscher Ingenieure und Wasserfachmänner vom Jahre 1882.

§ 5. Gewichtsabweichungen. Bei der Berechnung der Rohrgewichte nach den Normalabmessungen ist das spezifische Gewicht des Gußeisens mit 7,25 angenommen. Das auf diese Weise berechnete und um 15 % für normale Formstücke und um 20 % für normale Krümmer erhöhte Gewicht ist das normale Gewicht. Bei geraden Röhren darf die Abweichung von dem Normalgewicht

nicht mehr betragen als	$\pm$ 5 %
Bei Formstücken	$\pm$ 10 "
Bei Doppelabzweigen und schwierigen Formstücken	$\pm$ 15 "

Ausgenommen hiervon sind Abzweigstücke von mehr als 400 mm  $\phi$ , die größere Wandstärke und unter Umständen Verstärkungen durch Rippen erhalten. Diese Verstärkungen sind in den Gewichtsverzeichnissen nicht berücksichtigt und sie sind vom Besteller nach besonderer Vereinbarung zu zahlen.

§ 6. Bezeichnung. Auf der Außenwand der Röhren und Formstücke soll die Fabrikmarke und der innere Durchmesser aufgenommen sein.

§ 7. Material. Das zu den gußeisernen Röhren und Formstücken verwendete Gußeisen soll im Bruch dicht, von grauer Farbe und so weich sein, daß es sich mittels Meißel und Feile bearbeiten läßt.

§ 8. Festigkeit des Gußeisens. Das zu prüfende Gußeisen wird an einem Probestab von 30 mm  $\phi$  und 600 mm Länge der Untersuchung unterworfen. Essollen nachstehende Mindestwerte erreicht werden:

Bei	Biegefestigkeit auf 1 qmm	Durchbiegung
a) Gas- und Wasserleitungsrohren	26 kg	6 mm
b) Dampfleitungsrohren bis 7 at Druck und Temperaturen unter 165° C.	—	—
c) Dampfleitungsrohren über 7 at Druck und Temperaturen von 165°C. und darüber	—	—

§ 9. Fabrikation. Die geraden Röhren normaler Baulänge sollen stehend in gut getrockneten Formen gegossen werden. Kleine Dimensionen bis zu 40 mm können auch schräg gegossen werden.

§ 10. Qualität der Gußstücke. Die Röhren und Formstücke sollen fehlerfrei, glatt an den Seitenflächen, ohne Schalen und Risse sein. Röhren und Formstücke mit kleineren Mängeln, welche durch die Natur des Gießverfahrens unvermeidlich sind und die Brauchbarkeit des betreffenden Gußstückes in keiner Weise in Frage stellen, dürfen nicht zurückgewiesen werden.

Gußstücke mit Fehlern, welche die Festigkeit des Rohres nachteilig beeinflussen, sind von der Lieferung auszuschließen.

§ 11. Reinigung und Bearbeitung. Die Oberfläche des Gußstückes muß in- und auswendig von Formsand und allen Unebenheiten gereinigt sein. Die beiden Enden müssen (1) rechtwinklig zur Achse stehen. Flanschrohren werden nur mit Dichtungseisen und, wenn nicht anders bestimmt, auch mit gebohrten Flanschlöchern geliefert. Wenn letztere nicht gebohrt worden sollen, so ist dies bei der Bestellung besonders anzugeben. Als Regel gilt, daß in der senkrechten Ebene durch die Achse des Rohres sich keine Schraubenlöcher befinden sollen. Hierbei ist Voraussetzung, daß die Leitung und die Abzweige horizontal verlegt werden.

§ 12. Probieren der Röhren. Der Betriebsdruck ist für die Probepressung in erster Linie maßgebend und muß der Probedruck den Betriebsdruck um 10 at übersteigen. Deutsche Normalröhren sind auf 20 at Wasserdruck zu probieren. Während der Druckprobe, die  $\frac{1}{2}$  bis 1 Minute nicht übersteigen soll, werden die Röhren mit einem schmiedeeisernen Hammer mit abgerundeten Bahnen von 1 kg Gewicht und normaler Stiellänge mit mäßiger Kraft abgehämmert. Die Druckprobe erfolgt gleich nach der Fabrikation.

§ 13. Asphaltierung. Die Röhren und Formstücke werden gleich nach der Druckprobe asphaltiert. Vor dem Asphaltieren werden dieselben auf eine Temperatur von etwa 150° C. erwärmt. Die Asphaltmasse darf keine wasserlöslichen Substanzen enthalten und muß frei von allen Bestandteilen sein, die dem Wasser irgend welchen Geschmack geben könnten. Die Asphaltmasse muß nach dem Asphaltieren trocken sein, muß auf dem Rohr gut haften und darf weder abblättern noch kleben.

§ 14. Gewichtsfeststellung. Das der Verrechnung zugrunde zu legende Gewicht der Röhren und Formstücke versteht sich für den fertig geteerten Zustand.

§ 15. Abnahme. Sofern die Röhren und Formstücke nicht dem Lager entnommen werden, steht es dem Besteller oder dem von ihm Beauftragten frei, der Prüfung auf dem Werke beizuwohnen. Wenn der Besteller eine zweite Druckprobe nach Ankunft der Röhren am Bestimmungsort wünscht, so gehen die Kosten dieser zweiten Probe auf seine Rechnung. Diese Probe muß mit einwandfreien Apparaten ausgeführt werden und steht es dem Lieferanten frei, auf seine Kosten dieser Probe beizuwohnen. Für Bruch- bzw. Ausschlußstücke, die sich bei dieser zweiten Probe ergeben, ist der Fabrikant nur dann zum Ersatz verpflichtet, wenn nachweislich Guß- oder Materialfehler vorliegen. In diesem Falle hat der Lieferant Ersatzstücke frei Ankuftstation zu liefern gegen Rücksendung der ausgeschossenen Stücke.

\* \* \*

In dem Entwurf der Vorschriften für Röhrenguß waren ursprünglich in § 8 u. a. vorgesehen gewesen als Festigkeiten:

- b) für Dampfleitungsrohre bis 7 at Druck und Temperaturen unter 165° C.: Biegefestigkeit 26 kg, Durchbiegung 6 mm;
- c) für Dampfleitungsrohre über 7 at Druck und Temperaturen von 165° C. und darüber: Biegefestigkeit 34 kg, Durchbiegung 10 mm.

Hierzu berichtete Baudirektor v. Bach aus Stuttgart, daß im Ausschuß und im Vorstande längere Verhandlungen über die im Entwurf enthaltenen Bestimmungen für die Leitungsrohre stattgefunden haben. Die Anforderungen an Gußeisen für Dampfleitungsrohre unter b) des Entwurfes seien dieselben wie die an Gußeisen für Bau- und Säulenguß, das geringwertigste Eisen, das überhaupt in den Vorschriften vorkomme. Sowohl der Ausschuß wie der Vorstand seien zu dem Ergebnis gekommen, daß sie die Verantwortung nicht dafür übernehmen können, daß für Dampfleitungsrohre bis 7 at Druck ganz allgemein ein solches Material vorgeschrieben werde. Für Dampfleitungsrohre solle so gutes Material verwendet werden, wie es überhaupt unsere deutschen Gießereien zu verwenden pflegen. Der Vorstand beantragte einstimmig, daß der Beschluß über diese Zahlen ausgesetzt werde, bis sich die deutschen Dampfkessel-Überwachungsvereine gutachtlich geäußert haben würden. Der Vorstand werde diese Gutachten einholen und dem Verein deutscher Eisengießereien zur Äußerung überreichen. Ferner ersuche der Vorstand um die Zustimmung, sich mit dem Verein deutscher Ingenieure in Verbindung zu setzen, damit die von diesem Verein aufgestellten Normen für Dampfleitungen, insoweit sie Anforderungen an das Gußeisen enthalten, in Übereinstimmung mit den Anforderungen gebracht werden, welche vom Verbands für Dampfleitungsrohre angenommen werden sollen.

Nach einem lebhaften Meinungsaustausch über diesen Gegenstand, wobei von verschiedenen Seiten darauf hingewiesen wurde, daß die Sache noch viel zu wenig geklärt sei, um Zahlen feststellen zu können, wurde der Antrag des Vorstandes angenommen und von einer Festsetzung von Zahlen vorderhand abgesehen. —

Weiterhin wurde noch bezüglich der auf einer früheren Hauptversammlung angeregten Aufnahme der Schlagfestigkeit des Gußeisens in die Vorschriften für Lieferung von Gußeisen berichtet, daß Schlagversuche mit dem Charpy'schen Pendelhammer, bei denen Prof. Dr.-Ing. Striebeck aus Neubabelsberg sich eifrig beteiligt habe, auf verschiedenen Werken zur Ausführung gekommen seien. Endlich wurde der Ausschuß 1c mit der Aufgabe betraut, Vorschläge für die Art und Weise auszuarbeiten, wie ein im Betrieb gebrochenes Gußeisenstück, z. B. ein explodiertes Rohr, geprüft werden soll.

## Umschau.

### Der Kraftverbrauch beim Walzen von Feinblechen.

De Loisy veröffentlicht\* einige Zahlenangaben über den Kraftverbrauch beim Walzen von Feinblechen, die an einer neueren Anlage gewonnen worden sind. Das elektrisch angetriebene Walzwerk wälzt Feinbleche, die zu Dachblechen verarbeitet werden. Diese Bleche werden in fixen Massen geliefert: 0,71 × 1,42 m (entsprechend fast genau 1 qm Oberfläche) bei einer Dicke von 0,3 bis 0,6 mm. Der Name des Werkes ist in der Veröffentlichung nicht

genannt. Es handelt sich aber offenbar um ein süd-russisches Werk des Donetzgebietes. Interessant ist die Angabe, daß der Verbrauch Rußlands an Dachblechen mehr als 230 000 t jährlich beträgt.

Die Anlage (vergl. Abbildung 1) besteht aus vier Gruppen zu je zwei Walzgerüsten, die symmetrisch zu beiden Seiten des Schwungrades angeordnet sind, das seinen Antrieb von einem Motor durch Seilübertragung erhält. Es sind Duoerüste mit angetriebener Unterwalze. Bei dem Versuche waren nur drei Gruppen im Betrieb, die vierte stand still. Es waren während der Versuchsdauer 72 Platinen in jeder Walzgruppe zu verwalzen, das sind zusammen 216 Platinen in allen drei Gruppen. Das Gewicht jeder Platine betrug

\* „Revue de Métallurgie“ 1909 Nr. 1 S. 60 bis 74.

8,2 kg, die Abmessungen waren  $740 \times 150 \times 9,3$  mm. Jede Platine lieferte zwei Bleche, die, auf  $0,71 \times 1,42$  m ausgewalzt, rd. 3,48 kg wogen, entsprechend einer Dicke von 0,42 mm. Das Verwalzen wurde, von der Platine ausgehend, in drei Hitzten durchgeführt, und man trug Sorge, daß die drei korrespondierenden Phasen des Walzens sich ungefähr gleichmäßig auf die drei Gerüstgruppen des Walzwerks verteilten.

Das Auswalzen der Platinen auf  $1,02 \times 1,05$  m bei 1,03 mm Dicke erforderte einen mittleren Kraftaufwand während der 29 Minuten dauernden Walzperiode von 366 KW. Während der dann folgenden Walzpause von vier Minuten zeigte das Wattmeter konstant einen Kraftverbrauch von 200 KW, an, die durch die gesamten Widerstände usw. im Walzwerk selbst während des Leerlaufs aufgezehrt wurden. Man kann demnach die zu diesem Walzvorgang benötigte Nutzskraft auf  $366 - 200 = \sim 166$  KW. ansetzen.

Die so erhaltenen Stürze wurden zu dreien zusammengelegt, in einer halben Stunde wieder erwärmt und dann auf dem Warmwalzgerüst vorgewalzt. Die Abmessungen stellten sich dann auf  $1,25 \times 1,37$  m bei etwa 0,92 mm Dicke. Dieser Walzvorgang beanspruchte elf Minuten; die mittlere Kraftabgabe stellte sich auf 283 KW. Während der dann folgenden Leerlaufpause von acht Minuten wurden 190 KW. von der Straße verbraucht. Die so erhaltenen drei Bleche dieser Walzperiode wurden dann gedoppelt, wieder erwärmt und weiter ausgewalzt auf etwa 1,50 m Länge bei 0,39 bis 0,42 mm Dicke. Die während dieser elf Minuten dauernden Walzperiode verbrauchte Kraft stellte sich im Mittel auf 389 KW. In der dann folgenden Leerlaufperiode wurden 190 KW. benötigt.

Der vom Walzwerk und seinen einzelnen Teilen während des Leerlaufs benötigte Kraftbedarf wurde vor dem Versuch gesondert festgestellt. Es benötigte danach:

	KW.
der Motor allein . . . . .	25
Motor, das kleine Schwungrad allein treibend . . . . .	45
dazu das große Schwungrad mit drei Seilen ziehend . . . . .	70—75
dasselbe mit sechs Seilen ziehend . . . . .	80—85
mit zwei Walzgruppen (vier Gerüsten)	120—140

Allgemein gesprochen wechseln natürlich die Bremswirkungen im Walzstrang erheblich mit dem Zustand der Lager und der Güte des Schmiermittels. Der Motor wird mit Drehstrom von 3000 Volt 50 Perioden gespeist. Er leistet normal 600 KW. und kann Ueberlastungen bis zu 1000 KW. aushalten. Seine Umdrehungszahl im Leerlauf beträgt 250.

Die oben wiedergegebenen Zahlen für den Kraftverbrauch beim Leerlauf durch Reibung usw. sind sehr bedeutend und zeigen, wie wichtig es ist, die Produktionen durch möglichst ununterbrochenes Walzen zu steigern, um damit diesen großen Anteil an der motorischen Leistung nutzbar zu machen.

Die Menge des bei jeder Walzung verwalzten Materials stellte sich, entsprechend 216 Platinen, auf

1,77 t. Das Material war weiches basisches Martinflußeisen von 36 kg Festigkeit und 27% Dehnung. Im ganzen wurden einschließlich der Leerlaufpausen 323 KW.-Stunden verbraucht. Ohne Berücksichtigung der Leerlaufarbeit usw. stellt sich der Kraftverbrauch auf 134 KW.-Stunden. Der Wirkungsgrad der Maschine stellt sich somit auf  $\frac{134}{323} = \sim 41,5\%$ .

Auf die Tonne Walzgut bezogen, ergibt das 182 KW.-Stunden Gesamtarbeit und 76 KW.-Stunden Nutzarbeit. Bezieht man die Zahlen auf die Tonne Fertigmaterial, so erhält man 214 bzw. 90 KW.-

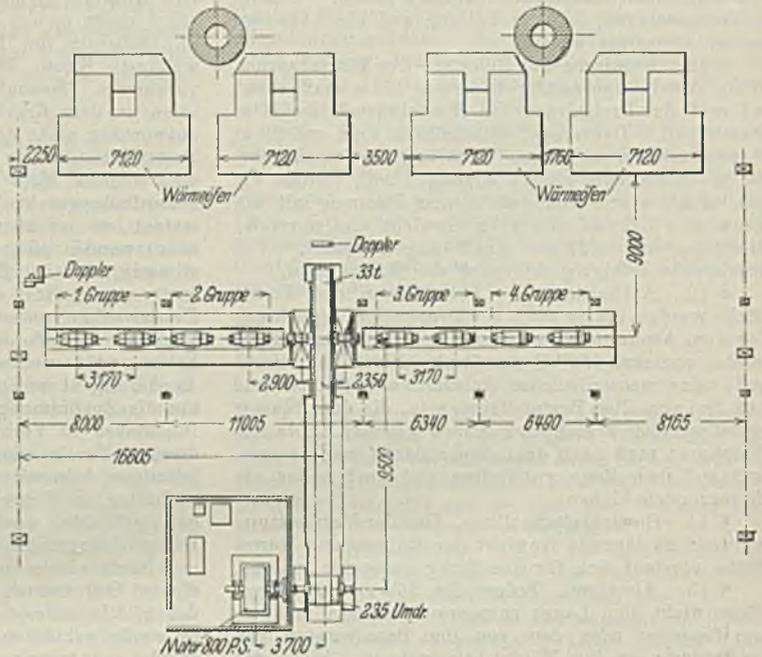


Abbildung 1. Skizze des Walzwerks.

Stunden. Die folgende Zahlentafel gibt dieselben Zahlen auf die drei Phasen des Walzvorganges verteilt:

	Verlängerung	Gesamtarbeit	
		a. d. Tonne Einsatz	a. d. Tonne Fertigmaterial
Vorwalzen . . . . .	6,8	45,6	53,7
Doppeln . . . . .	1,3	9,7	11,4
Fertigwalzen . . . . .	2,3	20,7	24,4
Zusammen	20,00	76,0	89,5

Diese Zahlen haben nur ein praktisches Interesse und können keinen Anspruch erheben, genaue Ziffern zu geben für die so wichtige Frage des Kraftbedarfs beim Walzen.

Dem Aufsätze sind die Versuchskurvenaufzeichnungen des Wattmeters beigegeben.

**Baupolizeiliche Behandlung ebener massiver Decken bei Hochbauten.\***

Unter Aufhebung früherer Runderlasse vom 6. Mai 1904\*\* bzw. 11. April 1905\*\*\* hat der Herr Minister

\* Nach „Zentralblatt der Bauverwaltung“ 1909 Nr. 12 S. 81.

\*\* „Zentralblatt der Bauverwaltung“ 1904 S. 258.

\*\*\* „Zentralblatt der Bauverwaltung“ 1905 S. 221.

der öffentlichen Arbeiten hinsichtlich der baupolizeilichen Behandlung ebener massiver Decken bei Hochbauten neue Bestimmungen erlassen, denen wir folgendes entnehmen:

„Die Bestimmungen für die Ausführung von Konstruktionen aus Eisenbeton bei Hochbauten\* vom 24. Mai 1907 finden auf ebene Decken aus Ziegelsteinen mit Eiseneinlagen sinngemäße Anwendung, sofern die statischen Verhältnisse, namentlich die Form und Lage der Eisenstäbe, den Voraussetzungen entsprechen, die den genannten Bestimmungen im II. und III. Abschnitt zugrunde liegen. Das Elastizitätsmaß des Ziegelkörpers kann dabei zum fünfundzwanzigsten Teile von dem des Eisens angenommen werden ( $n = 25$ ).“ . . .

„Plattenförmige Decken, die beiderseits auf den unteren Flanschen eiserner Träger aufruhren und dicht

\* „Zentralblatt der Bauverwaltung“ 1907 S. 301.

an die Stege dieser Träger anschließen, dürfen als halb eingespannt angesehen und nach der Formel

$$M = \frac{pl^2}{10}$$

berechnet werden. Werden die Decken indessen nach Art von Plattenbalken in der Weise ausgebildet, daß die eisernen Träger nur von einzelnen, mehr oder weniger scharf ausgebildeten Balken belastet werden und die Ziegelsteinplatte nur die Zwischenräume dieser Balken überdeckt oder ausfüllt, so sind sie nur als frei aufliegend anzusehen. Das gleiche gilt von solchen Decken, die nicht unmittelbar auf dem unteren Trägerflansch, sondern auf einem überhöhten Auflager aufruhren.“ . . .

„Auf ebene Decken ohne Eiseneinlagen sind vorstehende Vorschriften nicht anwendbar.“ . . .

Wegen der ausführlichen Fassung des Runderlasses vorweisen wir auf die Quelle.

## Bücherschau.

Wawrzyniak, Otto, Dipl.-Ing., Adjunkt an der Königl. Technischen Hochschule zu Dresden: *Handbuch des Materialprüfungswesens für Maschinen- und Bauingenieure*. Berlin 1908, Julius Springer. Geb. 18 M.

In der Literatur des Materialprüfungswesens fehlte es bisher an einem Handbuche, das die weite Kluft zwischen dem umfangreichen Handbuche der Materialkunde von Martens und kleineren Abhandlungen überbrückte. Diese Lücke wird in bester Weise durch das vorliegende Buch ausgefüllt. Es behandelt die theoretischen Grundlagen des Materialprüfungswesens, die Materialprüfungsmaschinen und Meßinstrumente, die Prüfung von Metallen, Holz, Steinen, Zement, Beton und anderen Baustoffen, sowie ganzer Baukonstruktionsteile. Ein besonderer Abschnitt ist der Metallographie gewidmet. Ein sehr ausführliches Inhaltsverzeichnis trägt wesentlich zur leichten Auffindung des gesuchten Gegenstandes bei. Ueberflüssig erscheint die Beigabe von Zahlentafeln mit Potenzen, Wurzeln, Logarithmen usw. Auch dürften sich die Abbildungen allgemein bekannter Apparate, wie z. B. der Mohrschen Wage, zum mindesten aber der gewöhnlichen Tafelwage auf S. 284, erübrigen. Einige Abschnitte, wie z. B. derjenige über Härteprüfung, in dem ausführlich die große Anzahl der verschiedensten Härteprüfungsverfahren beschrieben ist, die nie Eingang in die Praxis gefunden haben, erscheinen im Vergleich zu anderen Abschnitten zu ausführlich behandelt.

Besonders sei anerkannt, daß der Inhalt des Buches bis in die neueste Zeit hinein ergänzt ist und daß Arbeiten, die erst während der Drucklegung des Buches erschienen sind, wie z. B. das Buch von Burchartz über Luftkalk, das Hirschwaldsche Buch über die Wetterbeständigkeit der Steine, der Normalpendelhammer für Kerbschlagversuche usw., noch Berücksichtigung gefunden haben. Zweierlei wird das Buch demjenigen, der Materialprüfungen auszuführen hat, besonders wertvoll machen. Zunächst gewinnt man allorts den Eindruck, daß dies Buch von einem Praktiker geschrieben ist, der aus eigener langjähriger Erfahrung spricht und sich nicht auf die Berichte anderer stützt, und zweitens enthält das Buch eine Fülle von Erfahrungszahlen über die zu untersuchenden Eigenschaften der verschiedensten Materialien. Dem Praktiker wird es ferner sehr erwünscht sein, daß auch gerade für seltener vorkommende Prüfungen viele derartige Zahlen mitgeteilt sind, die in der Literatur weit zerstreut sind und deren Aufsuchen häufig mit großem Zeitaufwand verbunden ist.

Dr.-Ing. E. Preuß.

Weese, Regierungsbaumeister, Hilfsarbeiter im statischen Bureau des Königl. Polizeipräsidiums zu Berlin: *Zahlentafeln für Platten, Balken und Platten-Balken aus Eisenbeton*. Zusammengestellt in Übereinstimmung mit den ministeriellen Bestimmungen vom 24. Mai 1907 und den Leitsätzen des Deutschen Betonvereins. Teil II. Berlin (NW. 21, Dreyse-Straße 4) 1908, Verlag der Tonindustrie-Zeitung, G. m. b. H. Geb. 6 M.

Auch von dem II. Teil dieser Zahlentafeln ist das gleiche zu sagen wie von dem I. Teil.\* Die Tafeln zeichnen sich durch deutlichen Druck aus und die Anordnung derselben ist eine übersichtliche. Der erste Abschnitt behandelt frei aufliegende und teilweise eingespannte Decken. Der zweite Abschnitt erstreckt sich auf kontinuierliche Systeme.

Der Redaktion sind folgende Werke zugegangen, deren Besprechung vorbehalten bleibt:

Diegel, C., Technischer Direktor bei Julius Pintsch, A.-G., Torpedo-Oberstabsingenieur a. D.: *Das Schweißen und Hartlöten mit besonderer Berücksichtigung der Blechschweißung*. Mit 64 Abbildungen. Berlin 1909, Leonhard Simion Nf. 5 M.

Duschnitz, Bertal, Ingenieur: *Bogenlampen-Taschenbuch*. Beschreibung, Prüfung und Instandsetzung, Betrieb, Behandlung und Installation der Bogenlampen. Zweite, unveränderte Auflage. Mit 78 Abbildungen. Leipzig 1908, Hachmeister & Thal. Geb. 1,80 M.

Heintzel, Dr.-Ing. Karl, Regierungsbaumeister: *Berechnung der Einsenkung von Eisenbetonplatten und Plattenbalken*. Berlin 1909, Julius Springer. 2,60 M.

Krupp, A.: *Die Legierungen*. Handbuch für Praktiker. Enthält die Darstellung sämtlicher Legierungen, Amalgame und Lote für Zwecke aller Metallarbeiter, besonders für Erzgießer, Glockengießer usw. (Chemisch-technische Bibliothek. Band 52.) Dritte Auflage. Mit 30 Abbildungen. Wien und Leipzig 1909, A. Hartleben's Verlag. 5 M.

Wietz, H., und C. Erfurth: *Hilfsbuch für Elektrotechniker*. Neu bearbeitet von W. Fuhrmann und C. Erfurth. Achte, vermehrte und verbesserte Auflage. Zwei Teile in einem Bande. Leipzig 1908, Hachmeister & Thal. Geb. 4,50 M.

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1908 S. 532.

## Wirtschaftliche Rundschau.

**Vom Roheisenmarkte.** — Ueber das englische Roheisengeschäft wird uns unterm 18. d. M. aus Middlesbrough wie folgt berichtet: Das Roheisengeschäft ist hier äußerst still und der Markt flau. Trotzdem halten sich die Preise für spätere Lieferung immer noch ungefähr 3 d. f. d. Monat höher als für sofortige Lieferung, indem sie sich nach den Warrants richten. Die Verschiffungen sind ebenfalls gering, gestern wurde gar kein Roheisen verschifft. Abschlüsse werden nur für sofortige Lieferung und den nötigsten Bedarf gemacht. Obwohl sich in zweiter Hand ziemlich große Mengen befinden, die bezahlt bei den Hütten liegen, wird dennoch wenig Eisen ausbezahlt. Die Warrantpreise sind heute niedriger, als sie seit über einem Jahre gewesen sind. Die Werte sind für G. M. B., Gießereieisen Nr. 1 sh 50/8 d bis sh 51/—, für Nr. 3 sh 48/— bis sh 48 3/4 d, für Hämatit in gleichen Mengen Nr. 1, 2 und 3 sh 55/6 d f. d. ton für sofortige Lieferung, netto Kasse, ab Werk. Warrants notieren sh 47 9/16 d bis sh 47 10 d Kasse. In Connals hiesigen Lagern befinden sich jetzt: 168 065 tons, darunter 166 528 tons Nr. 3.

**Vom belgischen Eisenmarkte.** — Die bei früherer Gelegenheit\* angedeutete festere Stimmung am belgischen Markte, die auf die angrenzenden westdeutschen und nordfranzösischen Gebiete, vornehmlich auf die letztgenannten, immerhin gewissen Einfluß ausübt, hat inzwischen weitere Fortschritte gemacht, und es hat sich gezeigt, daß der außergewöhnliche Tiefstand der belgischen Notierungen doch für die Verbraucherkreise schließlich recht lockend gewesen ist. Die bedeutenden Bestellungen der eigenen heimischen Staatsbahnverwaltung im ungefähren Betrage von rund 40 000 000 Fr. haben den ersten Anstoß gegeben, dazu sind weitere Aufträge französischer Bahngesellschaften auf rollendes Material und neuerdings umfangreiche Ausfuhrbestellungen gekommen, darunter 20 000 t Schienen für Bulgarien, 2000 t für Pernambuco und 1300 t für Dänemark, die den einschlägigen Werken für einen großen Teil des laufenden Jahres befriedigenden Arbeitsvorrat eingebracht haben. Das Zustandekommen neuerer Verhandlungen wegen größerer Schienenabschlüsse mit Südamerika und Mexiko würde dem Gesamtbild noch eine weitere gute Note geben. Die Preisgrundlage, vornehmlich diejenige für die Fertigfabrikate, hat daher eine bemerkenswerte Verschiebung nach oben erfahren und stellt sich, gegenüber den Notierungen zu Beginn dieses Jahres, jetzt wie folgt:

	Mitte Februar d. J.	Anfang Januar d. J.
	Fr.	Fr.
Gießereieisen . . . . .	88,50	65,—
Flußstabeisen, Inland . . . . .	135,—	118,—
Ausfuhr . . . . .	120,—	110,—
Schweißstabeisen II, Inland . . . . .	137,50	125,—
" II, Ausfuhr . . . . .	122,50	112,50
" III, Inland . . . . .	142,50	130,—
" III, Ausfuhr . . . . .	125,—	115,—
Träger, Inland . . . . .	147,50	147,50
Ausfuhr . . . . .	130,—	130,—

Am wenigsten begünstigt waren somit einstweilen Träger, man rechnet aber mit dem Wiederaufleben der Bautätigkeit im Frühjahr auf eine Erstarkung der Nachfrage auch für diese Artikel. Durch das Aussetzen der Lieferungen an Roheisen seitens des französischen Comptoirs de Longwy, das für den eigenen Markt stärker in Anspruch genommen wird, haben die belgischen Werke größere Deckungskäufe bei den heimischen Hochofenwerken vornehmen müssen, wodurch auch das Rohstoffgeschäft günstig beeinflusst und der Preis aufgebessert worden ist.

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1909 S. 231.

**Rheinisch-Westfälisches Kohlen-Syndikat zu Essen a. d. Ruhr.** — In der am 17. d. M. abgehaltenen Beiratssitzung wurden die Umlagen für das erste Vierteljahr 1909 für Kohlen auf 8 %, für Koks auf 8 % und für Briketts auf 5 % festgesetzt. — In der sich anschließenden Zechenbesitzer-Versammlung wurden über die Versand- und Absatzergebnisse im Monat Januar d. J., verglichen mit dem vorhergehenden Monate und dem Januar 1908, folgende Angaben\* gemacht:

	Januar 1909	Dez. 1908	Januar 1908
<b>a) Kohlen.</b>			
Gesamtförderung . . . . .	1 400 1/4	6356	6454
Gesamtabsatz . . . . .		6185	6255
Beteiligung . . . . .		6281	6223
Rechnungsmäßiger Absatz . . . . .	1 400 1/4	4923	4998
Dasselbe in % der Beteiligung . . . . .		73,38	80,32
Zahl der Arbeitstage . . . . .		24 1/4	24 1/2
Arbeits-tägl. Förderung . . . . .	1 1/4	263396	267505
Gesamtabsatz . . . . .		255055	259269
rechnungsm. Absatz . . . . .		202995	207181
<b>b) Koks.</b>			
Gesamtversand . . . . .	1 1/4	1192804	1009871
Arbeits-täglicher Versand . . . . .	1 1/4	38478	32576
<b>c) Briketts.</b>			
Gesamtversand . . . . .	1 1/4	229598	234540
Arbeits-täglicher Versand . . . . .	1 1/4	9468	9722

Wie der Vorstand zu den vorstehenden Ziffern bemerkte, hat die Lage des Kohlenmarktes im Berichtsmonate bei Andauern der ungünstigen Wirtschaftsverhältnisse wesentliche Veränderungen gegen den Vormonat nicht erfahren. Das ungünstigere Ergebnis des Absatzgeschäftes in Kohlen und Briketts ist zum Teil auf die Einbußen zurückzuführen, die der Versand über den Wasserweg erlitten hat, weil die Schifffahrt infolge des Frostwetters während des größten Teiles des Monats gestört gewesen ist. Der arbeitstägliche Kohlenversand für Rechnung des Syndikats belief sich im Berichtsmonat auf 140 625 t, hat also die niedrigste Monatsziffer des Vorjahres, die im Dezember mit 146 686 t zu verzeichnen war, noch um 4,13 % unterschritten. In Briketts ist der arbeitstägliche Versand von 9068 t gegen die niedrigste Versandziffer des Vorjahres, die ebenfalls im Dezember mit 9357 t erreicht wurde, um 3,09 % zurückgeblieben. Auf die Beteiligungsanteile der Mitglieder wurden 78,76 % gegen 82,77 % im Vormonat abgenommen. Einen verhältnismäßig günstigeren Verlauf weist das Absatzgeschäft in Koks auf, indem sich nicht nur die Anforderungen der Hochofenwerke etwas lebhafter gestalteten, sondern auch in Sieb- und Brechkoks infolge der strengen Witterung größere Mengen in den Verbrauch übergingen, und ferner der Versand, der in der Hauptsache über den Bahnweg erfolgt, von Störungen befreit blieb. Der arbeitstägliche Koksversand für Rechnung des Syndikats stellte sich auf 24 833 t, nahm also gegen den Vormonat um

\* Zu den Zahlen des Gesamtversandes an Kohlen und Koks ist zu bemerken, daß von einigen Hüttenwerken bis einschließlich Dezember 1908 die Lieferungen zum Selbstverbrauch der eigenen Hüttenwerke für Kohlen und Koks nicht getrennt angegeben, sondern die für die gelieferten Koksmengen verwendeten Kohlen unter Kohlenversand aufgeführt wurden, während in den Angaben für Januar d. J. die den eigenen Hüttenwerken gelieferten Koksmengen unter Koksversand erscheinen. Nach der bisherigen Berechnungsweise würde sich im Januar 1909 der Gesamtversand in Kohlen um 181 762 t höher, dagegen in Koks um 133 498 t niedriger stellen, als in der Zusammenstellung angegeben ist.

4,20 % zu. Der auf die Beteiligungsanteile der Mitglieder in Anrechnung kommende Absatz stellte sich auf 65,27 % gegen 62,80 % im Vormonat. Ueber die Gestaltung des Umschlagsverkehrs in den Rhein-Ruhrhäfen geben die nachstehenden Zahlen Aufschluß. Es betrug:

	a) die Bahn- zufuhr nach den Duisburg-Ruhr- orter Häfen	b) die Schiffs- abfuhr von den genannten und den Zeehäfen
1908 Januar . . . . .	504 211	547 121
1908 Januar . . . . .	397 248	268 637

**Stahlwerks-Vorband, Aktiengesellschaft zu Düsseldorf.** — In der am 18. d. M. abgehaltenen Hauptversammlung des Stahlwerks-Vorbandes wurde über die Geschäftslage folgendes berichtet:

In Halbzug sind seit dem letzten Berichte größere Nachbestellungen für das 1. Vierteljahr eingegangen, weitere Mengen stehen in Aussicht. — Das Auslandsgeschäft liegt im allgemeinen wie bisher ruhig; etwas bessere Stimmung wird in Frankreich beobachtet. — Vom Inlandsgeschäfte in schwerem Eisenbahnmateriale ist neues nicht zu melden. Der Abruf der Staatsbahnen läßt auch heute noch zu wünschen übrig. In Rillenschienen liefen die Anfragen in größerem Umfange als seither ein, und die Abnehmer sind zu Abschlüssen mehr geneigt als in den letzten Monaten; mit einer Anzahl städtischer Straßenbahnen wurden größere Abschlüsse getätigt. — Die im letzten Berichte gemeldete Besserung im Auslandsgeschäfte in Vignolschienen hat bisher angehalten, und weitere umfangreiche Aufträge konnten herein gekommen werden. Auch das Rillen- und Grubenschienen-geschäft im Auslande hat sich gegenüber den letzten Monaten dem Umfange nach gebessert, hinsichtlich der Preise jedoch tritt der fremde Wettbewerb noch mit Unterbietungen auf. — In Formeisen ist der Abruf befriedigend; ein Urteil über die weitere Entwicklung des Geschäftes läßt sich zur Zeit noch nicht gewinnen, da die Jahreszeit den Beginn einer regeren Bautätigkeit noch nicht gestattet. — Der Auslandsmarkt liegt aus den gleichen Gründen ebenfalls noch ruhig und wird in letzter Zeit durch den englischen Wettbewerb umstritten.

**United States Steel Corporation.** — Der Stahltrust hat eine Bekanntmachung erlassen, nach der alle Preisvereinbarungen aufgehoben werden. Als Hauptgrund zu dieser Maßnahme gibt der Stahltrust die durch die Zolltarifagitation geschaffene unsichere Lage an, die die Verbraucher veranlasse, mit ihren Aufträgen zurückzuhalten. Die Freigabe der Preise erfolge, um dem Stahltrust einen angemessenen Anteil am Stahlhandel zu sichern.

**Aktiengesellschaft für Feld- und Kleinbahnen-Bedarf vormals Orenstein & Koppel — Arthur Koppel, Aktiengesellschaft, Berlin.** — In den am 16. d. M. abgehaltenen Hauptversammlungen der beiden Gesellschaften wurde der Verschmelzungsvertrag\* genehmigt.

**Deutsche Waggon-Leihanstalt, Aktiengesellschaft zu Berlin.** — Nach dem Berichte des Vorstandes war das Ergebnis des Geschäftsjahres 1908 günstig. Die Gewinn- und Verlustrechnung ergibt bei 40 191,85  $\mathcal{M}$  Vortrag und 1 417 257,08  $\mathcal{M}$  Betriebseinnahmen auf der einen Seite, 190 423,24  $\mathcal{M}$  Ausgaben für allgemeine Unkosten, Steuern, Zinsen und Wagenreparaturen sowie 624 989,36  $\mathcal{M}$  Abschreibungen auf der andern Seite einen Reinerlös von 642 036,33  $\mathcal{M}$ . Nach dem Vorschlage des Vorstandes sollen von diesem Betrage 29 073,78  $\mathcal{M}$  an Vorstand und Beamte und 28 821,66  $\mathcal{M}$  an den Aufsichtsrat vergütet, 30 000  $\mathcal{M}$  der außerordentlichen Rücklage und 10 000  $\mathcal{M}$  dem Unterstützungsbestande überwiesen sowie 488 750  $\mathcal{M}$  als Dividende in der Weise ausgeschüttet werden, daß je  $11\frac{1}{2}$  % auf 4 000 000  $\mathcal{M}$  voll und 1 000 000  $\mathcal{M}$  zu einem Viertel eingezahlte Aktien entfallen; die restlichen 55 890,89  $\mathcal{M}$  sollen auf neue Rechnung vorgetragen werden. Durch Aufsichtsratsbeschuß vom 2. September 1908 wurde der Vorstand zur Ausgabe von 2 000 000  $\mathcal{M}$  5prozentiger, zu 102 rückzahlbarer Teilschuldverschreibungen ermächtigt. Hiervon wurden zunächst 1 000 000  $\mathcal{M}$  an Banken begeben.

\* Vergl. „Stahl und Eisen“ 1909 S. 159.

## Vereins-Nachrichten.

### Verein deutscher Eisenhüttenleute.

#### Auszug aus dem Protokoll

über die Vorstandssitzung vom 17. Februar 1909, nachmittags 3 Uhr, im Parkhotel zu Düsseldorf.

Anwesend sind die HH.: Asthöwer, Dr. Beumer, Kommerzienrat Brauns, Kommerzienrat Böker, Kommerzienrat Brüggemann, Generalsekretär Buock, Dahl, Helmholtz, Kommerzienrat E. Klein, Geh. Kommerzienrat Lueg, Dr.-Ing. h. c. Lürmann, Regierungs- und Baurat Mathies, Reusch, Schaltenbrand, Dr.-Ing. Schrödter, Geh. Kommerzienrat Servaes, Kommerzienrat Springorum, Weinlig, ferner Lemke, Dr.-Ing. Petersen, Vogel.

Entschuldigt haben sich die HH.: Geh. Kommerzienrat Baare, Baurat Beukenberg, Döwerg, Dr.-Ing. h. c. Gillhausen, Geh. Kommerzienrat Dr.-Ing. h. c. Haarmann, Kommerzienrat Kamp, Geh. Bergrat Krabler, Macco, Metz, Nielt, Kommerzienrat Oswald, H. Röchling, Schuster, Kommerzienrat Uge, Geh. Kommerzienrat Weyland.

Engeladen ist mit Schreiben vom 5. Februar d. J. mit nachfolgender Tagesordnung:

1. Vorlage der Abrechnung des Vereins für das Jahr 1908; zugleich Bericht über die Geschäfts-

tätigkeit des Verlags Stahleisen und Vorlage der Abrechnung.

2. Aufstellung des Voranschlages für 1909.
  3. Bestimmung des Tages und der Tagesordnung für die nächste Hauptversammlung.
  4. Verwendung eines Teiles der Zinsen der Hoesch-Stiftung.
  5. Konstituierung des Vorstandes für das Jahr 1909 und Verteilung der Ämter; Wahl der Rechnungsprüfer.
  6. Bericht über die Vorarbeiten für den Neubau des Geschäftshauses.
  7. Bericht über den Stand der Arbeiten der verschiedenen Kommissionen.
  8. Bericht über die Anfrage betreffend Konzessionierung von Neuanlagen bei Hochofenwerken.
  9. Bericht über die Vorarbeiten zum Internationalen Kongreß Düsseldorf 1910.
  10. Verschiedenes.
- Den Vorsitz führt Hr. Kommerzienrat Springorum.

Verhandelt wird wie folgt:

Zu Punkt 1 erstattet der Geschäftsführer Bericht über den Verlauf des Geschäftsjahres 1908 und bringt gleichzeitig die Abrechnung des Vereins für dieses Jahr zur Vorlage.

Geschäftsführer berichtet weiter über die Tätigkeit des mit dem 1. Oktober 1908 ins Leben ge-

rufenen Unternehmens „Verlag Stahl Eisen m. b. H.“ Diese bestand bis Ende 1908 wesentlich in der Weiterführung der von dem früheren Kommissionsverleger eingeleiteten Geschäfte. Mit Beginn des zweiten Geschäftsjahres übernahm der Verlag die gesamte Expedition der Zeitschrift „Stahl und Eisen“, das Inseratenwesen und das Verlagsgeschäft. Bei der gegenwärtigen Auflage von 7100 Exemplaren versendet der Verlag jährlich etwa 350 000 Nummern „Stahl und Eisen“.

Es wird festgestellt, daß der vereidigte Bücherrevisor, Hr. Stahl, die Abrechnungen geprüft und nichts zu erinnern gefunden hat. Die Abrechnungen werden darauf vorbehalten der Revision durch Herrn Direktor Vehling und der Zustimmung der Hauptversammlung genehmigt.

Zu Punkt 2 wird der Voranschlag für 1909, abschließend in Einnahme und Ausgabe mit 310 000  $\mathcal{M}$ , genehmigt.

Zu Punkt 3 wird beschlossen, die nächste Hauptversammlung am Sonntag, den 2. Mai 1909, in der städtischen Tonhalle zu Düsseldorf abzuhalten. Auf die Tagesordnung derselben sollen neben den regelmäßigen geschäftlichen Angelegenheiten folgende Vorträge gestellt werden:

1. „Bericht über die Eisenerzvorräte des Königreichs Preußen“. Berichtersteller: Hr. Geheimrat Beyschlag, Direktor der Geologischen Landesanstalt, Berlin, sowie die HH. Bergassessoren Einecke und Köhler.

2. Der von der Tagesordnung der letzten Hauptversammlung abgesetzte Vortrag des Herrn Ingenieurs Vogel: „Die Entwicklung und der gegenwärtige Stand der Weißblechfabrikation“.

Gleichzeitig wird beschlossen, die Herbstversammlung am 5. Dezember d. J. in der Städtischen Tonhalle zu Düsseldorf abzuhalten.

Zu Punkt 4 beschließt der Vorstand über die Verwendung eines Teiles der Zinsen der Hoesch-Stiftung.

Zu Punkt 5: Als Vorsitzender wird Hr. Kommerzienrat Springorum durch Zuruf wiedergewählt. Der Genannte nimmt die Wiederwahl mit Dank an. Zum ersten stellvertretenden Vorsitzenden wird Hr. Dr.-Ing. h. c. Gillhausen wiedergewählt. Zum zweiten stellvertretenden Vorsitzenden des Vereins wird der Vorsitzende der „Eisenhütte Südwest“, Hr. Generaldirektor Döwerg, gewählt. Hr. Direktor Schaltenbrand nimmt die Wiederwahl zum Kassensführer dankend an. An Stelle des verstorbenen Herrn Generaldirektors Kintzle wird Hr. Direktor Reusch in den Vorstandsausschuß gewählt. Die HH. Geheimrat Haarmann und Dr.-Ing. h. c. F. W. Lürmann werden in ihrem Amt als Mitglieder der Literarischen Kommission wieder bestätigt.

Zu Punkt 6 berichtet der Geschäftsführer über die Vorarbeiten für den Neubau des Geschäftshauses. Da alle Erwägungen und Pläne, die Geschäftsstelle nebst Redaktion, Bibliothek, Verlag usw. an dem jetzigen Platze zu belassen, die Unmöglichkeit der Durchführung dieser Absicht gezeigt haben, so ermächtigt der Vorstand die Baukommission und Geschäftsstelle, die genauen Pläne jetzt festzustellen und mit dem Neubau des Geschäftshauses so bald wie möglich zu beginnen.

Zu Punkt 7 berichtet der Geschäftsführer über den Fortgang der Arbeiten der einzelnen Kommissionen. In dem Stand der Arbeiten der Chemiker- und Hochofenkommission sind seit der letzten Vorstandssitzung keine wesentlichen Änderungen erfolgt. Die Kraftbedarfskommission steht vor einem vorläufigen Abschluß ihrer Arbeiten, indem Hr. Dipl.-Ing. Puppe seinen Bericht über die Versuche zur Ermittlung des Kraftbedarfs an Walzwerken fertig gestellt hat. Der Bericht soll Mitte März in Buchform

erscheinen und zum Preise von 6  $\mathcal{M}$  an Mitglieder und von 10  $\mathcal{M}$  im Buchhandel vertrieben werden.

Zu Punkt 8 berichtet der Geschäftsführer, daß die an die deutschen Hochofenwerke gerichtete Anfrage betreffend Konzessionierung von Neuanlagen eine erfreulich starke Beantwortung erfahren habe. Hr. Kommerzienrat Brüggemann will es als Vorsitzender der Hochofenkommission übernehmen, die geeignet erscheinenden Schritte in dieser Angelegenheit zu tun.

Zu Punkt 9 berichtet der stellvertretende Geschäftsführer Hr. Dr.-Ing. Petersen über die Zusammensetzung des gemeinschaftlich vom Bergbaulichen Verein zu Essen, unserem Verein und der Stadt Düsseldorf eingesetzten Ausschusses zur Vorbereitung des Internationalen Kongresses Düsseldorf 1910. Dieser Ausschuß hat sich letzthin als allgemeiner Arbeitsausschuß konstituiert und wird demnächst seine Tätigkeit aufnehmen. Es sollen folgende Sektionen gebildet werden: a) Sektion für Bergbau, b) Sektion für angewandte Geologie, c) Sektion für Hüttenwesen, d) Sektion für angewandte Mechanik.

Der Kongreß soll möglichst frühzeitig im Sommer 1910, vielleicht Ende Juni, in Düsseldorf abgehalten werden. Die Voreinladungen sollen sobald wie möglich erlassen werden.

Zu Punkt 10 nimmt der Vorstand Kenntnis von einem Dankschreiben des „Iron and Steel Institute“ für die von den deutschen Mitgliedern des Institutes, die gleichzeitig Mitglieder des Vereins deutscher Eisenhüttenleute sind, und dem Verein überreichte gemeinsame Spende für eine Brough-Stiftung.

Weiter wird von einem Dankschreiben des Bergbauvereins zu Essen für das ihm anlässlich seines 50-jährigen Jubiläums überreichte Geschenk Kenntnis genommen.

Da Weiteres nicht zu verhandeln war, erfolgte um 6 Uhr Schluß der Sitzung.

#### Nendruck des Mitgliederverzeichnisses für 1909.

Das neue Mitgliederverzeichnis für 1909 soll im März d. J. erscheinen. An unsere Mitglieder ergeht daher das Ersuchen, alle Änderungen — Stand, Wohnort usw. — die bisher noch nicht gemeldet sein sollten, der Geschäftsstelle bis zum 5. März mitzuteilen, damit sie noch Aufnahme im neuen Mitgliederverzeichnis finden können.

#### Änderungen in der Mitgliederliste.

*Drawe, Dr.-Ing. Rudolf*, Direktor, Mülheim a. d. Ruhr.  
*Edelmann, Arthur*, Hütteningenieur, Steglitz, Hackerstraße 21.

*Kettel, Anton*, Dipl.-Ing., Gewerkschaft Deutscher Kaiser, Bruckhausen a. Rh.

*Krönauer, Hermann*, Dipl.-Ing., München, Schellingstraße 18.

*Schilling, Hans*, Direktor der Siegener Stahlröhrenwerke, G. m. b. H., Siegen.

*Weinberger, Ernst*, Ingenieur der Fa. Adolf Bleichert & Co., Leipzig-Gohlis, Wilhelmstr. 28.

#### Neue Mitglieder.

*Böhme, Walter*, Dipl.-Ing., Rümelingen und St. Ingberter Hhöfen und Stahlwerke, St. Ingbert.

*Bordier, Paul*, Ingenieur der Soc. métallurgique, Taganrog, Rußland.

*Kempa, Georg*, Hütteningenieur, Gleiwitz, Pfarrstr. 18.  
*Kutscher, Otto*, Gießereingenieur der A.-G. Weser, Bremen.

*Naumann, W.*, kaufm. Direktor der Halbergerhütte, Brebach a. d. Saar.

*Rheinboldt, Walther*, Ingenieur, Teilhaber der Firma Borbet & Rheinboldt, Essen a. d. Ruhr.

*Stroever, W.*, Dipl. Berg- und Hütteningenieur, Metz, Baarenstr. 18.

# Eisenerze und ihre Verhüttung in Kanada.

Provinz	Neu-Schottland										Neu-Schottland																	
	Neufundland		George River	Loch Lomond	East Bay		Barachois	Boisdale	Whyecomagh		Mae Lellans Brook	French River	Merigomish		Pictou	Bridgeville	East River	Arisaig	Dunnpoint	Londonderry		Kempton	Upper-Brookfield	Nictaux-Torbrook-Corbet				
Erze von	Wabana	Steel Mountain	Hämatit	Hämatit	Hämatit und Magneteseisenstein		Hämatit und Magneteseisenstein		Hämatit und Magneteseisenstein		Spateseisenstein		Hämatit und Brauneisenstein		Blackband und Toneseisenstein	Brauneisenstein	Hämatit	Hämatit	Hämatit	Brauneisenstein	Raseneisenerz	Hämatit	Brauneisenstein	Brauneisenstein	Magneteseisenstein	Hämatit und Brauneisenstein		
Art der Erze	Hämatit	Titanführender Magneteseisenstein	Hämatit	Hämatit	Hämatit und Magneteseisenstein		Hämatit und Magneteseisenstein		Hämatit und Magneteseisenstein		Spateseisenstein		Hämatit und Brauneisenstein		Blackband und Toneseisenstein	Brauneisenstein	Hämatit	Hämatit	Hämatit	Brauneisenstein	Raseneisenerz	Hämatit	Brauneisenstein	Brauneisenstein	Magneteseisenstein	Hämatit und Brauneisenstein		
<b>Analyse</b>																												
Eisen . . . . .	48—58	51—55	62,50	64,49	59,62	57,92	47,5—58,5	67,80	49,0—63,0	48,2—63,0	42,07	39,64	56,8—65,2	43,4—64,4	28,0—35,0	42,27—46,55	44,0—64,0	42,78—51,0	64,89	57,0	55,78	67,85	53,04	60,0	57,9—59,1	59,86	55,0	
Mangan . . . . .	0,40 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Spur	—	2,85	—	0,26	0,004	—	—	—	—	—	0,2—1,1 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Spur — 2,74	4,45 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,88 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	0,25 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,51 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	—	—	—	
Phosphor . . . . .	0,50—0,70	Spur	0,09	0,03	0,03 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,16 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Spur — 0,012	0,04 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,01—0,5	Spur	—	—	0,15 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,08—0,31	Sp. — 0,59 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,38 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,08—0,31 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,39—0,93	0,06—0,08	0,18 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,083	0,007 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,112	Spur	0,16—0,17	1,0	0,5—1,1	
Schwefel . . . . .	Spur — 0,012	Spur — 0,77	Spur	0,07	0,07	Spur	0,204—6,18	0,01	—	Spur	—	0,10	Spur — 0,06	Spur — 0,16	0,21—0,61	0,16—0,21	Spur — 0,16	0,05—0,19	Spur	0,12	0,01	0,03	0,022	Spur	0,03—0,09	0,11	Spur	
Kieselsäure . . . . .	5,0—12,0	0,22—0,58	7,82	7,76	5,13	12,80	4,68—11,44	2,12	—	24,78	2,38	1,69	4,26—4,80	3,7—25,8	0,78—16,54	12,32—27,95	4,0—17,0	9,40—26,44	4,39	4,79	—	1,26	7,49	1,54	14,97—17,21	5,93	—	
Tonerde . . . . .	2,0—4,0	—	—	—	—	1,55	—	—	—	2,72	—	—	—	0,21—5,59	3,18—16,96	3,10—6,64	—	4,89—7,73	—	0,56	0,63	0,33	—	Spur	5,53	3,14	—	
Kalk . . . . .	3,5—5,0	—	0,67	—	—	1,20	—	0,11	—	1,18	—	4,02	2,37	0,01—0,63	0,41—3,03	Spur — 3,78	Spur — 0,34	—	3,50—4,20	—	0,15	0,57	0,04	—	—	2,70	2,16	—
Magnesia . . . . .	—	—	0,88	—	—	0,60	—	0,10	—	1,08	—	5,66 MgCO <sub>3</sub>	9,06 MgCO <sub>3</sub>	—	0,43—1,05	0,78—1,65	Spur	—	—	0,12	0,34	0,11	—	Spur	0,41	—	—	
Titanoxyd . . . . .	—	6,25—17,53	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Provinz	Neu-Schottland				Neu-Braunschweig			Quebec	Ontario										Britisch-Kolumbien					
	Guyborough	Goshen	Shubenacadil River	Lorau	Bay of Fundy	Bathurst, County of Gloucester	Bay of seven Islands	Pembroke	Kingston	Helen-Mine		Aberdeen	Farnum	Wilbur-Mine	Belmont	Bessemer	Atikokan	Atikokan	Moose Mountain	Bannockburn	Mattagamil River	Texada-Inseln	Vancouver-Inseln	
Erze von	Hämatit	Brauneisenstein	Hämatit	Hämatit und Magneteseisenstein	Magneteseisenstein	Hämatit und Magneteseisenstein	Titanführende Magneteseisensteine und Sande	Magneteseisenstein		Hämatit	Spateseisenstein	Hämatit	Magneteseisenstein		Magneteseisenstein		Magneteseisenstein		Brauneisenstein		Magneteseisenstein			
Art der Erze	Hämatit	Brauneisenstein	Hämatit	Hämatit und Magneteseisenstein	Magneteseisenstein	Hämatit und Magneteseisenstein	Titanführende Magneteseisensteine und Sande	Magneteseisenstein		Hämatit	Spateseisenstein	Hämatit	Magneteseisenstein		Magneteseisenstein		Magneteseisenstein		Brauneisenstein		Magneteseisenstein			
<b>Analyse</b>																								
Eisen . . . . .	67,0—69,5	35,10	46,02	63,09	49,29—68,33	44,0—54,0	57,0—58,0	42,85—53,45	53,6—58,8	53,0—58,0	58,70	37,75	65,60	54,05	57,0	57,38	53,4	58,0—59,3	53,0—67,0	55,5	50,0—55,0	48,0—57,0	bis zu 55,0	so hr verschieden
Mangan . . . . .	—	24,75 Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	—	—	—	3,25—6,75	—	—	—	0,10	—	—	—	—	0,01	—	0,02	—	—	—	—
Phosphor . . . . .	Spur — 0,003	0,21 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,037	0,11 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,031—0,036	0,623	0,88	Spur — 0,039	0,02—0,10	Spur — 0,17	0,114	—	0,045	0,018	0,01	0,01	0,019	0,069—0,082	0,058	0,10	—	0,1—0,2	gering	gering
Schwefel . . . . .	—	—	0,02	0,10	0,021—0,046	0,044	0,055	Spur	0,02—0,03	0,03	0,047	—	0,005	0,059	—	0,08	0,123	1,62	0,07—0,5	0,011	0,5	0,1	hoch,	hoch,
Kieselsäure . . . . .	0,18—2,0	4,81	12,61	5,45	5,46—26,87	15,0	10,0	0,38—3,50	4,33—6,25	—	5,66	4,38 Rückstd.	1,73	—	—	—	—	8,96	—	13,29	—	—	müssen geröstet werden.	müssen geröstet werden.
Tonerde . . . . .	—	3,68	—	—	—	—	—	—	—	—	0,73	Spur	1,31	—	—	—	—	1,68	—	1,21	—	—	bis zu 4,0 % Cu	bis zu 26,0
Kalk . . . . .	—	0,35	—	—	—	2,18	—	—	—	—	0,21	4 19 CaCO <sub>3</sub>	0,39	—	—	—	—	2,80	—	3,60	—	—	—	—
Magnesia . . . . .	—	4,76	—	4,20	1,27	—	—	—	—	—	Spur	—	Spur	—	—	—	—	2,16	—	3,15	—	—	—	—
Titanoxyd . . . . .	—	—	—	—	Spur	—	—	11,4—29,0	zum Teil titanführend	—	—	—	—	Titanführende Magneteseisensteine mit 1 bis 16,45 TiO <sub>2</sub> , an vielen Orten in der Provinz, z. B. Gooderham, Chailey, Matthews Mine, Chapleau, Orton Mine.				—	—	—	—	—	—	—

Provinz	Namen der Gesellschaft	Anzahl und Datum des Anblasens der Hochöfen	Schachthöhe, Kohlen-sackdurchm. Gestellweite, Formen	Windtemperatur, Windpressung, Gebläsemaschinen	Winderhitzer	Erzmöller	Brennstoff	Erzeugung				Verbrauch des erzeugten Roheisens	Verarbeitung des erzeugten Stahles	Kraft	Verwendung der Hoch-ofengase †	Hochöfen in Betrieb 1908 ††
								Mögliche Tageserzeugung	Mögliche Jahreserzeugung**	Wirkliche Erzeugung***	Art des erzeugten Roheisens					
Neu-Schottland	Dominion Iron and Steel Company Ltd., Sydney, Cape Breton.	1 -- (4. 2. 01) 1 -- (9. 5. 01) 1 -- (21. 10. 01) 1 -- (18. 1. 02) 4	25,9 × 6,1 m Je 12 Formen von 125 mm	485 bis 650° C. 2/3 bis 1 at 5 stehende Dampf-gebläse zu je 10000 PS	Je 4 Cowper-Kennedy 25,5 × 6,3 m	Wabana-Hämatite.	Koks. 500 Otto-Hoffmann-Oefen. Mögliche Erzeugung jährlich 450 000 t.	325 325 325 325 1300 t	400 000 t	1907: 268 250 t (als Rest der Gesamterzeugung)	Basisches und Gießereirohisen.	Zur Stahlerzeugung in zehn 50 t-Martinöfen und zwei Bessemerkonzentern mit 400 000 t jährlich möglicher Erzeugung. Zur Herstellung von Grauguß, jährlich etwa 4500 t.	Im Walzwerk mit jährlich möglicher Erzeugung: 376 000 t Blöcke und Knüppel, 300 000 t Stahlschienen, 60 000 t Draht.	Dampfkraft.	Zur Kessel-fouierung u. Wind-erhitzung.	4
	Londonderry Iron and Mining Company Ltd., Londonderry.	1 (1877, umgebaut 1907)	22,5 × 5,1 m	—	3 Siemens-Cowper	Braun- und Spateisensteine, Hämatite von Colchester- und Annapolis-County.	Koks. 97 Koks-öfen. Mögliche Erzeugung jährlich 40 000 t.	100 bis 120 t	35 000 t		Gießereirohisen.	Zum größten Teil in der Röhrengießerei in Londonderry.	—	Dampfkraft.	Zur Wind-erhitzung.	1
	Nova Scotia Steel and Coal Company Ltd., Sydney Mines, Cape Breton.	1 (30. 8. 04)	25,9 × 5,2 × 3,5 m 9 Formen von 150 mm	370 bis 760° C. 48 bis 60 cm 2 Dampfgebläse	4 Roberts-Cowper 25,5 × 3,6 m	Wabana - Hämatite und örtliche Brauneisensteine und Hämatite von East River-Nictaux in geringen Mengen.	Koks. 120 Bernard-öfen, 30 Baueröfen. Erzeugung 1907: 90 749 t.	180 bis 200 t	70 000 t	1907: 57 618 t	Basisches und Gießereirohisen.	Zur Stahlerzeugung in drei 40 t-Wellman-Oefen. Erzeugung 1907: 70 222 t.	Im Walz- und Hammerwerk in New-Glasgow.	Dampfkraft.	Zur Wind-erhitzung.	1
Quebec	Canada Iron Furnace Company Ltd., Radnor.	1 (1891)	13,8 × 2,85 m	—	1 Drummond-Röhren-Winderh.	Raseneisenerze von Three Rivers u. Lac à la Tortue.	Holzkohle, erzeugt in eigenen Oefen.	25 bis 30 t	10 000 t	1907: 8970 t	Holzkohlenrohisen.	Rüderguß und zum Verkauf.	—	Dampf- und Wasserkraft.	Zur Wind-erhitzung.	1
	John Mc. Duggan & Co., Drummondville.	1 (1880, umgebaut 1907) 1 (1881) 2	10,5 × 3,0 m 9,6 × 2,7 m	—	2 Winderhitzer	Oertliche Brauneisensteine.		12 bis 14 t	4 800 t			Rüderguß und zum Verkauf.	Wasserkraft.	2		
Ontario	Algoma Steel Company Ltd., Sault-Ste.-Marie.	1 (6. 3. 05 mit Holzkohle, 10. 7. 05 mit Koks) 1 (17. 10. 04 mit Koks) 2	21,0 × 5,1 × 3,3 m 24,0 × 4,65 × 3,0 m Je 9 Formen von 125 mm	4 Dampfgebläse	7 Foote-Winderhitzer 21,0 × 4,5 m	Zurzeit kanadisches Erz fremdes Erz 25 % 75 % 25 „ 75 „ Helenerz Mesabi u. a.	Koks von Pennsylvanien und Westvirginien.	250 t 250 t 500 t	230 000 t	1906: 138 596 t 1907: 1. 59 568 t 2. 68 874 t 128 442 t	Bessemer- und basisches Rohisen.	Zur Stahlerzeugung in zwei 6 t-Bessemerkonzentern und zwei 35 t basischen Wellman-Oefen. Jährlich mögliche Erzeugung 256 000 t Stahl. 1907: 232 980 t.	Im Walzwerk mit jährlich möglicher Erzeugung von 230 000 t Stahlschienen u. a.	Dampfkraft und Elektrizität, erzeugt durch Wasserkraft.	Zur Kessel-fouierung u. Wind-erhitzung.	2
	Atikokan Iron Furnace Company Ltd., Port Arthur.	1 (16. 7. 07)	24,0 × 4,8 × 2,4 m 9 Formen von 150 mm	760° C. max. 2 liegende Dampf-gebläse	3 Roberts-Cowper 21,0 × 5,4 m	Gerüsteter Magneteisenstein der Atikokangruben.	Koks aus Kohle von Südwest-Virginien. 100 Bienenkorböfen. Mögliche Erzeugung täglich 150 t.	100 t	50 000 t	1907: 8195 t	Gießereirohisen.	Zu Gießereizwecken und zum Verkauf.	—	Dampfkraft.	Zur Beheizung der Röstöfen und zur Winderhitzung.	1
	Deseronto Iron Company, Deseronto.	1 (25. 1. 1899 mit Holzkohle, Sept. 1906 mit Koks)	18,3 × 3,1 m 7 Formen	425 bis 480° C. 1 Dampfgebläse	2 eiserne Röhren-Winderhitzer	Zurzeit kanadisches Erz fremdes Erz 14 % 86 % Bessemer und Michi-picoten Mesabi, Marquette u. a.	Koks von Pennsylvanien.	30 bis 50 t	20 000 t	1906: 8876 t 1907: 3510 t	Weiches Rohisen für Maschinenguß. Wenig Bessemer- und basisches Rohisen.	Zu Gießereizwecken und zum Verkauf.	—	Dampfkraft.	Zur Kessel-fouierung u. Wind-erhitzung.	1
	Hamilton Steel and Iron Company Ltd., Irondale, Hamilton.	1 (30. 12. 05) 1 (8. 11. 07) 2	22,5 × 4,8 m 24,0 × 6,0 m	—	1 Roberts-Winderh. 22,5 × 5,7 m 3 Gordon-Whitwell 19,5 × 5,7 m 3 Roberts-Winderh. 27,0 × 6,3 m	39 % 61 % 23 „ 77 „ Helenerz Mesabi, Marquette u. a.	Koks von Connellsville	200 t 300 t 500 t	175 000 t	1906: 69 694 t 1907: 79 819 t	Gießerei-, Bessemer- und basisches Rohisen.	Zur Stahlerzeugung in zwei 15 t- und zwei 30 t-Stahlöfen. Jährlich mögliche Erzeugung 71 000 t Blöcke, 1300 t Stahlguß. 1907: 61 893 t Stahl.	In den Walzwerken in Hamilton.	Dampfkraft und Elektrizität.	Zur Wind-erhitzung.	2
Canada Iron Furnace Company Ltd., Midland.	1 (4. 12. 1900)	19,2 × 3,9 × 2,7 m 8 Formen	675° C. max. 3 Dampfgebläse	3 Cowper-Whitwell 16,5 × 5,4 m	30 % Bessemer 70 % Lake Superiorerze.	Koks von Connellsville	120 bis 130 t	45 000 t	1906: 36 187 t 1907: 27 153 t	Gießerei- und Bessemerrohisen.	Zu Gießereizwecken und zum Verkauf.	—	Dampfkraft.	Zur Wind-erhitzung.	1	

\* Die Roheisen- und Stahlerzeugung ist in Tonnen zu 1016 kg, die Kokserzeugung in Tonnen zu 907 kg angegeben. Die für 1 t Roheisen verbrauchte Brennstoffmenge beträgt in Kanada etwa 1100 kg Koks bzw. 950 kg Holzkohle. \*\* Nach Angaben der American Iron and Steel Association. \*\*\* Gesamt-Erzeugung 1907: 582 103 t im Werte von 9 125 226 \$ (etwa 1/3 erzeugt aus kanadischen Erzen im Werte von 1 982 307 \$ und 2/3 aus fremden Erzen im Werte von 7 142 919 \$); Erzeugung im ersten Halbjahre 1908: 307 047 t. † Die Gasreinigung beschränkt sich fast ausschließlich auf Trockenreinigung. Eine Verwendung der Hochofengase zu Kraftzwecken findet bisher nicht statt. †† Die 16 kanadischen Hochöfen standen nicht das ganze Jahr 1908 hindurch zu gleicher Zeit im Feuer. Am 30. Juni waren sieben Oefen zugleich in Betrieb. Seit September 1908 war der Ofen in Deseronto und Ende August ein Ofen der Dominion Iron and Steel Company nicht in Betrieb.



AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA  
w KRAKOWIE

~~BIBLIOTEKA~~