

Zeitschrift für angewandte Chemie.

1905. Heft 14.

Alleinige Annahme von Inseraten bei der Annoncenexpedition von August Scherl G. m. b. H., Berlin SW. 12, Zimmerstr. 37—41

sowie in deren Filialen: **Breslau**, Schweidnitzerstr. Ecke Karlstr. 1. **Dresden**, Seestr. 1. **Elberfeld**, Herzogstraße 38. **Frankfurt a. M.**, Zeil 63. **Hamburg**, Alter Wall 76. **Hannover**, Georgstr. 39. **Kassel**, Obere Königstr. 27. **Köln a. Rh.**, Hohestr. 145. **Leipzig**, Petersstr. 19, I (bei Ernst Keils Nchf., G. m. b. H.). **Magdeburg**, Breiteweg 184, I. **München**, Kaufingerstraße 25 (Domfreiheit). **Nürnberg**, Kaiserstraße Ecke Fleischbrücke. **Stuttgart**, Königstr. 11, I. **Wien**, Graben 28.

Der Insertionspreis beträgt pro mm Höhe bei 45 mm Breite (3 gespalten) 15 Pfennige, auf den beiden äußeren Umschlagseiten 20 Pfennige. Bei Wiederholungen tritt entsprechender Rabatt ein. Beilagen werden pro 1000 Stück mit 8.— M für 5 Gramm Gewicht berechnet; für schwere Beilagen tritt besondere Vereinbarung ein.

INHALT:

Albert Neuburger: Die Fortschritte der Elektrometallurgie des Eisens während des Jahres 1904 (Schluß) 529.
J. M. Rothstein: Zur Frage der Abscheidungsprodukte aus Kesselspeisewässern 540.

Referate:

Teerdestillation: organische Halbfabrikate und Präparate 545; — Farbenchemie 549.

Wirtschaftlich-gewerblicher Teil:

Tagesgeschichtliche und Handelsrundschau: Vereinigte Staaten 552; — White Dextrin 553; — New-York 554; — Rom — Handelsnotizen 554; — Dividenden; — Personalnotizen; — Neue Bücher 555; — Bücherbesprechungen 556; — Patentlisten 557.

Verein deutscher Chemiker:

Märkischer Bezirksverein: Dr. J. Loewy: Die Goldgewinnung in Transvaal; — Württembergischer Bezirksverein: Dr. Mezger: Verwendbarkeit der Mikrophotographie im Dienste der gerichtlichen Expertise 560.

Sitzung von Vertretern verschiedener chemischer Vereine in Berlin 560.

Hauptversammlung 1905 560.

Die Fortschritte der Elektrometallurgie des Eisens während des Jahres 1904.

Von ALBERT NEUBURGER-Berlin.

(Schluß von S. 489.)

Wenn wir uns nunmehr denjenigen Verfahren zuwenden, die bereits früher in dieser Zeitschrift besprochen worden sind¹⁸⁾, und über die unterdessen nähere Details in die Öffentlichkeit gelangten, so ist es in erster Linie

das Héroult'sche¹⁹⁾ Verfahren, das während des Jahres 1904 teils durch einen ausführlichen Vortrag seines Erfinders auf dem Internationalen Kongreß zu St. Louis, teils durch zahlreiche Veröffentlichungen, teils durch den eingehenden Bericht der kanadischen Kommission bis in seine kleinsten Einzelheiten klar gelegt worden ist.

Geben diese Einzelheiten schon an und für sich eine große Reihe wertvoller und für die Elektrometallurgie des Eisens bedeutsamer Aufschlüsse, so gewinnt dieses

¹⁸⁾ Loc. cit.

¹⁹⁾ Chem.-Ztg. Repertorium 1904. **11**, 143.

Electrochemical Industry 1904. **10**, 408. **12**, 481.
Electrochemist and Metallurgist 1904. **20**, 417.
L'Electrochimie 1904. **12**, 166. Eisen-Ztg. 1904. **13**, 167. J. de l'Electrolyse 1904. **2**, 182; 1905. **3**, 204. D. R. P. 148 706. Report of the Commission Canada, 1904.

Verfahren ganz speziell für Deutschland noch dadurch besonderes Interesse, weil es das erste ist, das seitens der deutschen Industrie in grossem Maßstabe ausgeübt werden wird. Die Neuhausener Aluminium-Industrie-A.-G. hat im Oktober 1904 das Verfahren erworben und will nunmehr mit der Einrichtung desselben vorgehen²⁰⁾.

Auf die bereits in dieser Zeitschrift²¹⁾ beschriebene elektrische Bessemerbirne konnte Héroult lange Zeit in Deutschland kein Patent erhalten; nunmehr ist ihm dies doch geglückt²²⁾, wenn auch die Ansprüche nicht die Birne selbst, sondern nur ein Verfahren zum Windfrischen schützen, das ebenso gut in irgend einem anderen Apparat ausgeübt werden kann. Immerhin ist in der Patentbeschreibung die Birne als ein besonders geeigneter Apparat dargestellt. Während der Verhandlungen, die mit dem deutschen Patentamte über das Birnenpatent schwebten, meldete Héroult ein weiteres Patent an²³⁾, das man in eingeweihten Kreisen für ein Verlegenheitspatent zu nehmen geneigt war, also für ein Patent, das nur genommen wurde, um in Deutschland überhaupt einen Patentschutz zu ge-

²⁰⁾ Elektrochem. Z. 1904. **1**, 155.

²¹⁾ Diese Z. 1904, 111.

²²⁾ D. R. P. 148 706.

²³⁾ D. R. P. 142 830. Eisenzeitung 1904, 167.

nießen; deshalb haben wir auch in der früher erwähnten Abhandlung nicht darüber berichtet. Inzwischen ist aber der Ofen, der diesem Patente zugrunde liegt, in La Paz tatsächlich aufgestellt worden, und ich bin durch freundliche Mitteilungen in die Lage gesetzt, über die Gründe die zu seiner Konstruktion und Aufstellung führten, Näheres mitteilen zu können.

Die Analyse der aus der elektrischen Bessemerbirne, sowie aus anderen in La Paz aufgestellten Versuchsofen entströmenden Gase hat ergeben, daß sie bedeutend reicher an Kohlenoxyd sind, als die Gichtgase der Hochöfen; Héroult beschäftigte sich daher damit, die in diesen Gasen aufgespeicherte Energie dem elektrometallurgi-

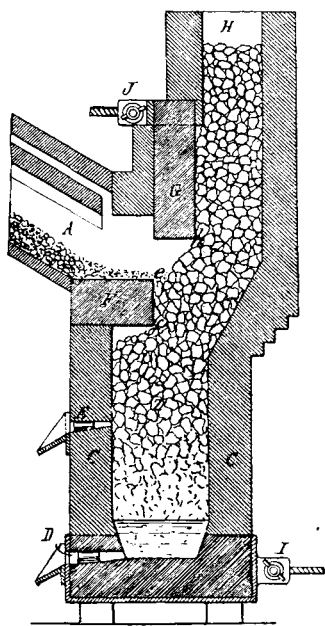


Fig. 12.

schen Prozeß direkt wieder zuzuführen. Er berechnete sich, daß zur Ausbringung von einem Kilo geschmolzenen Metalls 2000 bis 2500 Kalorien nötig sind, die sowohl zur Schmelzung, wie zur Reduktion des Metalls, sowie zur Erzeugung und Schmelzung der Schlacke gebraucht werden. Für die Reduktion werden 330 g Kohle [auf Kohlenoxyd berechnet] gebraucht; die im Ofen während der Reduktion entbundene Wärme ist demnach $0,330 \text{ kg} \times 2400 = 792$ Kalorien. Die Differenz, also 1200–1700 Kalorien, muß durch die elektrische Energie geliefert werden. Das Kohlenoxyd kann aber beim Verbrennen $0,330 \times 5600 = 1800$ Kalorien liefern. Nimmt man nun an, daß man dieses Kohlenoxyd in einem speziellen Apparate verbrennt, den man benutzt, um das Erz zu schmelzen und sogar zu überhitzen, das

dann in geschmolzenem Zustande in den Ofen eingeführt wird, so vermag man auf diese Weise den größten Teil der sonst verloren gehenden Kalorien wieder zu gewinnen. Die elektrische Energie dient dann nur noch dazu, um den Apparat in gewissen Momenten vor dem Erkalten zu hüten, und um die Operationen zu kontinuierlichen zu gestalten, sowie um dem Material selbst diejenigen Eigenschaften zu verleihen, wie sie für elektrisch ausgebrachte Produkte eben charakteristisch sind.

Um alle diese Bedingungen zu erfüllen, hat Héroult den bereits erwähnten Ofen, den er „Economiseur“ nennt, konstruiert und aufgestellt. Der Ofen (Fig. 12) besteht aus einem aus feuerfestem Mauerwerk C, C hergestellten Schachte, der sich auf einem Tiegelofen B erhebt. In den Schachtraum des Ofens führt von der Seite her ein schiefe angebrachter Einfüllschacht a hinein, durch den das reine, nicht mit Kohle gemengte Mineral niedergleitet und so langsam dem eigentlichen Schachte zugeführt wird. Dieser schiefe Schacht ist der wesentliche Teil des Economiseurs, denn in ihm strömt das brennende Kohlenoxyd den Erzen entgegen und gibt unter Schmelzung und teilweise Reduktion derselben die Wärmeeinheiten, die es mit sich führt, an sie ab. Es findet also tatsächlich hier eine Umsetzung und Ersparung von Wärme im Sinne der oben wiedergegebenen Überlegung statt, und das Erz gelangt im Zustande der mehr oder minder vorgeschrittenen Schmelzung in den eigentlichen Ofen. Über die übrigen Teile desselben sei noch kurz erwähnt, daß er bei D mit einer Abstichöffnung für das Metall versehen ist, während sich darüber im Mauerwerk bei E eine ebensolche für die Schlacke befindet. Inmitten des Schachtes ist gleichsam als Schwelle ein Kohlenblock F angeordnet, über den das aus A kommende Erz in den Ofenraum gleitet. Zwischen F und G spielt ein Flammbogen, dessen Hitze und Abgase gleichfalls durch A abziehen. In diesem Flammbogen wird das Erz noch weiter geschmolzen, so daß es in hinreichend flüssigem Zustande in den Schacht kommt, wo es sich innig mit den Zuschlägen und der Kohle mischt, die bei H eingeführt werden. Unterhalb des schiefen Schachtes A gelangen die Erze in den Bereich eines weiteren Flammenbogens, der zwischen dem aus Kohle bestehenden Tiegel B und dem Block G gebildet wird. Um die Erze der vollen Wirkung dieses Bogens auszusetzen, ragt einerseits der Block F so weit in den Tiegel hinein, daß die Erze hauptsächlich in der Richtung nach Z zu herabsinken

müssen, und andererseits erhält G eine Form, wie z. B. die eines Ringes oder Hufeisens, die es ermöglicht, daß der Bogen in der Tat auch durch die hohe zwischen B und G liegende Schicht hindurch geht. Die Kontakte der beiden Blöcke B und G liegen so weit außerhalb des Ofens und sind noch durch besondere Wärmeisolatoren geschützt, daß ein Abschmelzen derselben nicht eintreten kann. Die Zuführung des Erzes in die Mitte des eigentlichen Ofenschachtes hat den Zweck, die Bildung der Schlacke möglichst weit unten stattfinden zu lassen, und auf diese Weise ein Anhängen und Ankleben derselben an die Ziegel des Ofenraumes zu verhindern. Außerdem wird desto mehr an elektrischer Kraft gespart, je weiter unten die Schlackenbildung eintritt, denn die Schlacke setzt dem Durchgange des Stromes einen hohen Widerstand entgegen. Der Economiseur liefert nur Roh-eisen, das dann in der Birne in Stahl übergeführt wird. Selbstverständlich können beide durch Leitungen usw. so miteinander verbunden werden, daß auch die Abgase der Birne in dem Schachte A noch weiter zur Ausnutzung gelangen. Mit Hilfe der in La Praz aufgestellten verschiedenen Öfen können jetzt über 3000 t Stahl pro Jahr hergestellt werden.

Der Gang einer Operation in der elektrischen Bessemerbirne zu La Praz vollzieht sich nach dem Berichte der kanadischen Kommission folgendermaßen, wobei zu bemerken ist, daß die Kommission eine Anzahl von Chargen sich vorführen ließ, die den Zweck hatten, die Herstellung aller möglichen nur erdenklichen Eisen- und Stahlsorten zu zeigen und Material zur Analyse zu liefern. Wir wählen aus diesen zahlreichen Beispielen eine Charge, die deshalb charakteristisch ist, weil sie zeigt, wie bei der Herstellung feinen Werkzeugstahls von geringem Kohlenstoffgehalt verfahren wird.

Es wurde zunächst die aus Eisenabfällen Erz und Kalk bestehende Beschickung, die folgende Zusammensetzung hatte, geschmolzen:

Eisen	1,65 t
Eisenerz	0,16 t
Kalk	0,123 t

(Die Charge wurde, um schneller zu einem Resultate zu kommen, mit Absicht klein gewählt; sonst werden gewöhnlich 5 Tonnenchargen erblasen.)

Als die Schmelzung vollständig war, wurde die Schlacke abgekratzt, wobei sehr sorgfältig darauf gesehen wurde, jede Spur zu entfernen, und es wurde dann die Bildung

einer neuen Schlacke durch Zuführung eines Gemenges eingeleitet, das folgende Zusammensetzung hatte:

Kalk	0,275 t
Sand	0,775 t
Flußspat	0,775 t

Dann wurde der Strom in der bekannten Weise angelassen und der Ofen einige Zeit im Betriebe gelassen. Nach einiger Zeit wurde auch diese Schlacke entfernt und nochmals dieselbe Quantität schlackenbildender Materialien zugegeben (an der Birne ist zum Entfernen der Schlacke und zum Neubeschicken eine besondere Öffnung angebracht). Es erfolgte zur Entfernung der letzten Unreinlichkeiten schließlich ein abermaliges Abkratzen der Schlacke und eine nochmalige neue Schlackenbildung; hierauf wurden 0,0775 t Ferromangan zugegeben und noch eine Weile weiter erhitzt. Vor dem Kippen und Ablassen in die Koquillen wurde dem starke wallenden Stahl in bekannter Weise noch das alte Hausmittel Aluminium zugesetzt.

Die Birne war um 7 Uhr 45 Minuten zum Anlassen des Stromes vorbereitet, der um diese Zeit gegeben wurde und bis 12 Uhr 15 Minuten, also im ganzen 4½ Stunden ununterbrochen einwirkte. Die kurze Dauer der Operation rührt von der geringen Größe der Beschickung her, sowie daher, daß ein Nachkühlen des kohlenstoffarmen Stahls nicht stattfand. Der fertige Stahl rann heiß aus, ohne daß nennenswerte Schlackenmengen noch vorhanden waren. Er war in den Koquillen sehr ruhig. Die Ausbeute betrug

Stahl	1,410 t
Abfall	0,0045 t

Der Stahl zeigte folgende Zusammensetzung:

Kohlenstoff	0,079 %
Silicium	0,034 %
Schwefel	0,022 %
Phosphor	0,009 %
Mangan	0,230 %
Arsen	0,096 %
Kupfer	Spuren

Er gab bei den verschiedenen Proben vorzügliche Resultate und ließ sich insbesondere ohne eine Spur von Rotbrüchigkeit gut schmieden. Die benötigte elektrische Energie belief sich auf 0,153 Pferdekraftjahre pro Tonne produzierten Stahls.

Eine weitere Charge wurde erblasen, um Stahl von hohem Kohlenstoffgehalt zu erzielen.

Über diese ist bereits in dieser Z. 1905, 333 berichtet worden und wir verweisen daher auf diesen Bericht. Es sei nur in

Ergänzung desselben noch erwähnt, daß das Abstechen in der bereits beschriebenen Weise unter Aluminiumzusatz stattfand, wobei das Metall gut austrann. Der gewonnene Stahl wies folgende Zusammensetzung auf:

Kohlenstoff	1,016%
Silicium	0,103%
Schwefel	0,020%
Phosphor	0,009%
Mangan	0,150%
Arsen	0,060%
Kupfer	Spuren
Aluminium	Spuren

Der Elektrizitätsverbrauch belief sich für die gesamte Dauer der Charge auf 2580 KW-Stunden, entsprechend 0,395 Pferdekraftjahre (englisch) oder entsprechend 0,153 Pferdekraftjahre (englisch) pro Tonne produzierten Stahls. Die gesamte Dauer des Prozesses belief sich auf acht Stunden. Weicher Stahl wäre, wie erwähnt, bereits nach fünf Stunden fertig gewesen, und es wäre zu seiner Herstellung ein Energieaufwand von 1680 KW-Stunden entsprechend 0,257 Pferdekraftjahren (englisch) oder 0,100 Pferdekraftjahren (englisch) pro Tonne produzierten Stahls nötig gewesen.

Bezüglich der Gesteungskosten ist noch zu bemerken, daß bei ununterbrochenem Betrieb 500 kg Elektrodenmaterial in der Woche verbraucht werden, und daß sich die Kosten für das Rohmaterial bei einer wöchentlichen Produktion von 30 t Stahl auf 24 M belaufen. Der durchschnittliche Ertrag in 24 Stunden belief sich auf 4 t; in Übereinstimmung hiermit sind die Angaben von Héroult, der bei dreißigtägigem kontinuierlichen Betrieb eine Ausbeute von 120 t angibt; er glaubt jedoch, daß er diese Ausbeute auch auf 150 t zu steigern imstande ist. Die Durchschnittszeit zum Erblasen einer Charge betrug neun Stunden, und in jeder Schicht waren einschließlich des Werkmeisters fünf Mann an einer Birne beschäftigt. Die Kosten für Reparaturen und Erneuerungen erwiesen sich als etwas hoch. Für gebrannten Dolomit war pro Tonne erzeugten Stahls eine Ausgabe von 2,40 M nötig, für Magnesit eine solche von 1,20 M. Für Ausmauerungen einschließlich des Deckels 2 M pro Tonne, so daß sich diese Unkosten zusammen auf 5,60 M pro Tonne erzeugten Stahls belaufen (Héroult selbst teilt mit, daß er seit dem Besuche der kanadischen Kommission noch einige wesentliche Verbesserungen angebracht habe; so habe er durch Wasserkühlung der Elektroden den Verschleiß an Elektrodenmaterial vermindert, ebenso sei die Ausbeute pro Ofen und Tag von 24 Stunden von vier auf

sieben Tonnen gesteigert worden, und es sei ferner gelungen, die Luft so gut abzuschließen, daß sogar ein gewisser Prozentsatz von Calciumcarbid in der Schlacke entsteht. Auch der Verlust an Rohmaterial soll sich bedeutend vermindert haben.)

Ihr besonderes Augenmerk hat die kanadische Kommission auf den Kostenpunkt des Verfahrens gerichtet. Abgesehen von dem in dieser Z. 1905, 333 bereits ausgeteilten Vergleiche mit dem gasgeheizten Siemensofen ist hervorzuheben, daß die Kosten für Reparaturen beim Héroult'schen Prozeß hingegen wahrscheinlich höhere sein dürften, jedoch nicht so hohe, daß sie die Gesteungskosten wesentlich beeinflussen. Eine Verbilligung bedeutet hingegen die Verwendung elektrischer Energie anstatt der Heizung. Legt man einen Preis von 42,50 M für das elektrische Pferdskraftjahr zugrunde und rechnet man zu den Kosten der elektrischen Energie die für den Elektrodenverschleiß hinzu, so belaufen sich für die Tonne Stahl die Kosten der Erhitzung auf 7,35 M bei Verwendung von Elektrizität gegen 12,75 M bei Verwendung von Gasfeuerung unter Benutzung guter Kohle. Die Kommission kommt zu dem Schluß, daß der Vorteil des elektrischen Betriebs gegenüber dem Betrieb mit Gasöfen ein so hervorragender ist, daß es wohl denkbar sei, daß unter bestimmten Arbeitsbedingungen der Siemensofen durch den elektrischen Ofen verdrängt werden würde. Insbesondere trifft dies auf den Wettbewerb kleinerer Öfen zu, und aus diesem Grunde erscheint die Anlage von elektrischen Öfen bis zu 10 oder 15 t Tagesproduktion nicht einmal erstrebenswert. Noch weniger empfiehlt sich die Anlage elektrischer Öfen mit Tagesproduktionen von 100 und 200 t, wie sie z. B. die Öfen nach dem Talbotsystem haben, denn bei diesen Talbotöfen werden die Kosten für Arbeitslöhne verschwindend klein, während sie sich bei großen elektrischen Öfen voraussichtlich nicht reduzieren; auch der Verbrauch an Gasfeuerungsmaterial vermindert sich mit steigender Größe der Öfen, während er bei Elektrizität mit der Größe der Öfen wächst.

Mit diesen zuletzt erwähnten Ausführungen hat die kanadische Kommission eine Tatsache bestätigt, die in den Kreisen der Elektrometallurgen und insbesondere derjenigen, die sich speziell mit der Elektrometallurgie des Eisens und seiner Legierungen beschäftigen, schon lange als Axiom galt. Man war sich schon seit Jahren darüber einig, daß sich selbst in großen Werken die Aufstellung vieler kleiner Öfen

besser rentiert, als die eines einzigen großen, also z. B. eines Ofens, der mit dem Hochofen oder dem Talbotofen konkurrieren soll. Abgesehen von der durch die kanadische Kommission bestätigten größeren Billigkeit bezüglich der Kosten der aufgewendeten Energie ergeben sich für die Aufstellung einer größeren Anzahl kleiner Öfen von etwa fünf Tonnen Tagesproduktion noch eine Anzahl weiterer Vorteile. Zunächst muß bei vorzunehmenden Reparaturen nicht der ganze Betrieb stille stehen, wodurch auch die Kosten für das Wiederanheizen unverhältnismäßig groß werden, sondern es wird nur der zu reparierende Ofen ausgeschaltet, und außer Betrieb gesetzt; dann vermag man sich mit einer Anzahl kleiner Öfen den Erfordernissen des Konsums besser anzupassen. Während man große Öfen infolge der hohen Kosten für das Anheizen möglichst lange ununterbrochen im Betriebe lassen muß, setzt man in einer Anlage mit einer Anzahl kleiner Öfen bei geringem Konsum nur wenige, bei steigendem Konsum entsprechend mehr Öfen in Betrieb. Es wird durch das Stillestehen von Öfen bei geringem Konsum daher auch beträchtlich an Material gespart. Hierzu kommt noch der weitere Vorteil, daß man je nach Bedarf bald in allen Öfen Stahl, bald wieder in einigen Stahl, in anderen Ferrosilicium und in wieder anderen Ferromangan zu erzeugen vermag. Es sind dies ganz außerordentliche Vorteile gegenüber der althergebrachten Methode der Aufstellung sehr großer Öfen, Vorteile, denen man bei der Errichtung neuer Anlagen in weitestem Maße Rechnung getragen hat. So wurden z. B. in einer nach dem Muster der Meraner Anlage zur Herstellung von Ferromangan nach dem Verfahren Simon in Frankreich projektierten Anlage nicht weniger als 96 elektrische Öfen vorgesehen²⁴⁾. Auch sind die in den vorhergehenden Ausführungen besprochenen Verfahren von Grange und Gérard direkt darauf zugeschnitten, daß von einem größeren Ofen aus eine Anzahl kleinerer Raffinationsöfen, die elektrisch betrieben werden, mit Material versorgt wird. Die kanadische Kommission befindet sich also mit ihren Schlußfolgerungen in vollkommener Übereinstimmung mit den herrschenden Ansichten der Elektrometallurgen.

Als diese Kommission La Praz besuchte, war dort selbst der neue Ofen, der Economiseur, noch nicht aufgestellt, und da, wie wir bereits in einer früheren Abhandlung²⁵⁾

²⁴⁾ Le fabrication électrique du Ferro-Manganese en France. Paris: Impr. Chaix. S. 59.

²⁵⁾ Diese Z. 1904, 111.

erwähnt haben, Héroult in seiner Birne auch Roheisen direkt aus den Erzen zu erzeugen vermag, so wurden die Untersuchungen auch auf diesen Punkt ausgedehnt. Es wurde hierzu ein kleiner Birnenofen benutzt, der speziell zur Erzeugung von Roheisen auch schon früher gedient hatte. Dieser wurde mit einer Beschickung von folgender Zusammensetzung gefüllt:

Erz	100 kg
Anthracit	8 kg
Kalk	2 kg
Flußpat	3 kg

Es wurden dreißig Chargen mit einem berechneten Eisengehalt von 1,062 t hintereinander weggeblasen und während des Prozesses dreizehnmal abgestochen. Auf diese Weise wurden 969 kg Metall erhalten. Die Zusammensetzung der Schlacke wechselte ganz außerordentlich, im Durchschnitt kann man jedoch ihren Eisengehalt mit 7,75% annehmen.

Die Zusammensetzung des Erzes, des erhaltenen Roheisens und der Schlacke ergibt sich aus den nachstehenden Analysen:

Erz

Wasser	0,565%
Mineralbestandteile	18,980%
Eisenoxyd	50,103%
Manganoxyd	1,490%
Kalk	3,000%
Magnesium	5,480%
Phosphorsäure	0,020%
Schwefel	0,189%
Glühverlust	16,540%
Silicium	5,46 %
Eisen	35,50 %

Roheisen

Gesamter Kohlenstoff	1,840%
Gebundene Kohle	1,225%
Graphit	0,615%
Silicium	3,122%
Schwefel	0,274%
Phosphor	0,023%
Mangan	0,210%

Schlacke

Silicium	42,72%
Eisenoxyd	9,90%
Aluminium	17,43%
Manganoxyd	3,70%
Kalk	16,92%
Magnesia	9,00%

Bei Verwendung besserer Erze läßt sich ein Eisen von geringerem Silicium- und Schwefelgehalt erzielen. Der Bruch des Roheisens glich dem eines feinkörnigen Graueisens. Der geringe Kohlenstoffgehalt desselben von 1,84% bewirkt, daß es seiner chemischen Zusammensetzung nach eigent-

lich dem Stahle näher steht als dem Roheisen. Nach Angabe Héroults werden unter anderen Arbeitsbedingungen und unter normalen Verhältnissen andere mehr dem Roheisen gleichende Sorten erhalten.

Auch über das

Kellersche Verfahren²⁶⁾

hat die Kommission eingehende Versuche zu Livet bei Kerousse in Frankreich angestellt, die jedoch, soweit sie sich auf den Verlauf des Prozesses selbst beziehen, keine besonders interessanten Momente darbieten. Es wurde hierbei mit dem großen Schmelzofen überhaupt nicht gearbeitet, sondern nur der kleine Raffinationsofen in Betrieb gesetzt. Dieser Ofen ist wie die Kommission sehr richtig bemerkt, identisch mit dem Ofen von Héroult, und dieser ist wiederum weiter nichts als der wieder aufgenommene de Lavalsche Ofen. Der fertige Stahl wird nicht ausgegossen, wie beim Héroultschen Ofen, sondern abgestochen, ähnlich wie bei den Siemensschen Öfen. Die Charge hatte folgende Zusammensetzung:

Eisenabfälle	1500 kg
Elektrisch geschmolzenes Roheisen	150 kg
Spiegel: 46% Silicium, 15% Mangan	15 kg
Spiegel: 10% Silicium, 50% Mangan	9 kg

Die Analysen der Eisenabfälle und des erzeugten Stahls ergaben folgende Resultate:

	Eisenabfälle %	Fertiger Stahl %
Kohlenstoff	0,142	0,576
Silicium	0,062	0,287
Schwefel	0,072	0,055
Phosphor	0,044	0,046
Mangan	0,500	0,540
Arsen	0,068	0,050
Aluminium	—	Spur

Die Dauer des Prozesses betrug sechs Stunden, wobei 0,203 elektrische Pferdekraftjahre (englische) verbraucht wurden.

Eingehender als mit dem Kellerschen Verfahren beschäftigte sich die Kommission mit dem

Kjellinschen Verfahren²⁷⁾

Über die Konstruktion und den Betrieb des Ofens in Gysinge sagt der Bericht der Kommission nichts, was wir nicht schon in der früheren Abhandlung²⁸⁾ ebenfalls angeführt hätten. Hingegen geben die Arbeiten

der Kommission näheren und eingehenderen Aufschluß über die Natur der verwendeten Rohmaterialien und die Möglichkeit, Qualitätsstahle von bestimmter Zusammensetzung zu erzeugen. Es wurde zunächst versucht, einen Stahl mit hohem Kohlenstoffgehalt, und zwar von etwa 1% Kohle zu erhalten. Zu diesem Zwecke wurde folgende Beschickung gewählt, wobei zu erwähnen ist, daß in der Rinne des Gysingeofens immer etwa 700 kg von der vorhergehenden Charge zurückbleiben, die den Zweck haben, diese Rinne heiß zu erhalten. Unter Einrechnung dieser 700 kg ergibt sich folgende Zusammensetzung der Charge:

Roheisen	300 kg
Stahlabfälle	125 kg
gemischte Eisenabfälle	600 kg
Metallrest im Ofen	ca. 700 kg
Ferrosilicium 12%ig	30 kg
Ferromangan 80%ig	1 kg
Gesamtgewicht der Charge	1756 kg

Der zugesetzte Stahlabfall stammte von früheren Chargen und enthielt etwa 1% Kohlenstoff; das Material wurde allmählich in dem Maße, wie die vorhergehenden Anteile geschmolzen waren, in die Rinne gegeben. Im Verlauf der Charge wurden etwa 7 kg Schlacke entfernt. Die Berechnung des Kohlenstoffgehalts erwies sich als eine ziemlich genaue, da der produzierte Stahl 1,082% Kohlenstoff enthielt. Sobald die Charge vollständig geschmolzen war, wurde der Strom noch so lange gehen gelassen, bis das Bad die zum Abstechen nötige Temperatur erreicht hatte, worauf in gewöhnlicher Weise in Koquillen abgestochen wurde. Die gesamte Dauer der Charge betrug sechs Stunden. Das Metall floß heiß und ruhig aus. Es wurden insgesamt 1030 kg Stahl erhalten, dessen Analyse folgende Zusammensetzung ergab:

Kohlenstoff	1,082%
Silicium	0,194%
Schwefel	0,008%
Phosphor	0,010%
Mangan	0,240%
Arsen	0,012%
Kupfer	0,031%
Aluminium	Spuren

Diese Zahlen stellen den Mittelwert einer ganzen Anzahl von Analysen dar, die mit Bohrspänen gemacht wurden, welche von allen Teilen der Ingots entnommen waren. Daß diese durchweg eine nahezu gleichmäßige Zusammensetzung zeigen, darüber geben nachstehende Analysentabellen der aus allen Teilen entnommenen Proben Aufschluß:

²⁶⁾ Diese Z. 1904, 131.

²⁷⁾ Diese Z. 1904, 132.

²⁸⁾ Ebenda.

	Bohrspäne vom unteren, mittleren und oberen Teil einer großen Koquille			Bohrspäne von den drei besonderen Koquillen Nr. 1, 2 und 3		
	oben	Mitte	unten	Nr. 1 oben	Nr. 2 Mitte	Nr. 3 unten
C	1,083	1,077	1,050	1,086	1,086	1,070
Si	0,194	0,205	0,196	0,206	0,204	0,205
S	0,008	0,010	—	0,009	0,010	—
P	0,009	0,011	0,011	0,010	0,011	0,009
Mn	0,242	0,260	0,250	0,250	0,246	0,250

Über den Elektrizitätsverbrauch ist zu bemerken, daß während der Dauer der Charge 857 KW-Stunden entsprechend 0,133 elektrische Pferdekraftjahre (englisch) oder 0,130 Pferdekraftjahre (englisch) für 1000 kg erzeugten Stahls verbraucht wurden.

In einer zweiten Charge wurde Stahl von etwa 0,5% Kohlenstoffgehalt zu erzeugen versucht, und in einer dritten Stahl mit 0,2% oder weniger Kohlenstoffgehalt. Die Beschickung wurde für diese Fälle folgendermaßen gewählt:

	1. Charge kg	2. Charge kg
Roheisen	100	—
Gemischte Eisenabfälle . .	825	900
Stahlabfälle	100	—
Ferromangan, 80%ig . . .	1	2,5
Ferrosilicium, 12%ig . . .	35	35
Gewicht der Charge . . .	1061	937,5
Stahl im Ofen	700	700
Gesamte Charge	1761	1637,5

Die Dauer der zweiten Charge belief sich vom Momente des Beschickens an auf 6 $\frac{1}{2}$ Stunden, die der dritten auf 8 Stunden und 25 Minuten. Bei der zweiten Charge wurden 10 kg Schlacke entfernt; das Metall war beim Abstechen nicht so heiß, als es hätte sein sollen, es lief ruhig aus, und es wurden hierbei in den Ingots 876 kg, als Abfälle hingegen 79 kg, zusammen also 955 kg Stahl erhalten. Bei der dritten Charge war der Stahl beim Abstechen in heftiger Wallung, stieg in den Ingots in die Höhe und das Resultat war nicht befriedigend, so daß noch eine gleiche Charge nur unter Zusatz von etwas mehr Roheisen erblasen wurde. Auch hier wurde kein ganz einwandfreies Resultat erhalten, und es können daher nur nähere Angaben über den Elektrizitätsverbrauch gemacht werden, der sich bei der zweiten Charge auf 994 KW-Stunden, bei der dritten 1204 KW-Stunden entsprechend 0,145, resp. 0,187 effektive Pferdekraftjahre (englisch) pro Tonne erzeugten Stahls beliefen.

Bezüglich der Gestehungskosten ist zu bemerken, daß am Gysingeofen in zwölfstündiger Schicht fünf Mann und ein Knabe beschäftigt waren, und daß sich die Ausbeute auf etwa 3 t in 24 Stunden belief.

Die tatsächlichen Ausgaben für Arbeitskräfte für 3000 kg wurden zu 30,70 Kronen festgestellt. Die Kosten für Reparaturen konnten nicht festgestellt werden; man mußte sich bezüglich dieser auf die Kjellinschen Angaben verlassen, wonach sie sich auf etwa 2,30 M. pro Tonne beliefen. Die Kosten des Elektrizitätsverbrauchs wurden aus dem Mittel mehrere Chargen zu 5,95 M pro Tonne erzeugten Stahls festgestellt. Rechnet man hierzu noch den Preis von Materialien, der zerschmolzenen Ingots und der sonstigen Unkosten, so belaufen sich die Kosten der Tonne Gysingestahl auf 144,50 M, wobei das elektrische Pferdekraftjahr (englisch) mit 42,50 M in Rechnung gesetzt wurde.

Ganz besonders eingehend beschäftigt sich der Bericht des Elektrotechnikers der kanadischen Kommission, des Herrn C. E. Brown, mit den elektrischen Verhältnissen des Kjellinschen Prozesses. Es wurden in vier Öfen Stahlproben erzeugt, wobei der Stromverbrauch teils mit einem Wattmeter, teils mit Voltmeter und Ampèremeter gemessen wurde, während der Kraftfaktor mit Hilfe eines Oscillographen bestimmt wurde. Es zeigte sich, daß hierbei der Verbrauch an elektrischer Energie pro Tonne an zweien der Öfen weniger als einhalbmal so groß war, als an den beiden anderen Öfen. Der Grund dieses großen Unterschiedes lag nicht in Verschiedenheit des Materials oder der Konstruktion, sondern in den Versuchsbedingungen. Bei zweien der Öfen war nämlich der Schacht des Ofens mit einem Eisenmantel umgeben, der durch den starken Strom hoch magnetisiert wurde. Es dürfte sich also bei Errichtung neuer Anlagen empfehlen, diesen Eisenmantel an bestimmten Stellen oder ganz wegzulassen. Es würde hierdurch eine große Stromersparnis eintreten. Eine weitere Verbesserung des Kraftfaktors würde sich ergeben, wenn anstatt der bisherigen Ströme solche von 25 Phasenwechseln zur Verwendung kämen (s. unten). Außerdem wirken noch die große räumliche Trennung des Sekundärstromkreises von dem Primärstromkreis, die durch die zwischen beiden liegenden Ofenwände bedingt wird, infolge der hierdurch entstehenden hohen Selbstinduktion, sowie der geringe Widerstand des Sekundärstromkreises ungünstig ein. Die gegenwärtige Wechselzahl beträgt 13—14 und Kjellin hat berechnet, daß es für einen Ofen von 15 t Kapazität pro Charge nötig sein würde, die Zahl der Wechsel auf 4 pro Sekunde zu reduzieren, oder daß man für die jetzige Wechselzahl 3 Öfen, die um

Die Charge wird bei G zugegeben und mit Hilfe der Schraube dem Tiegel B in regelmäßigen Anteilen zugeführt. Schon während der Zeit, wo das feinpulverige Material bei X aufgeschichtet liegt, wird es bis fast zu seiner Reduktionstemperatur vorgewärmt und teilweise geschmolzen; während es allmählich in den Tiegel niederfällt, wird die Reduktion durch die Gase, die ihm aus aus der Feuerung I entgegenströmen, vollendet und die Masse, die, wenn sie auf dem Boden des Tiegels anlangt, in der Hauptsache aus geschmolzenem Eisen besteht, wird dort durch den zwischen den beiden Elektroden spielenden Lichtbogen gar vollkommen raffiniert; das fertige Produkt wird bei B abgestochen.

Die Art und Weise, wie der magnetische Ofen arbeitet, wurde inzwischen, wie eben erwähnt, von Goldschmidt sowohl wie von der kanadischen Kommission näher untersucht. Man kommt, wenn man einerseits die Resultate miteinander vergleicht und sie andererseits mit den Angaben des Erfinders zusammenhält, zu sehr interessanten Ergebnissen. Der gegenwärtig aufgestellte Probeofen dient dazu, die beim Aufbereiten gewisser Eisenerze entstehenden feinen Pulvermassen, die nahezu der Formel Fe_3O_4 entsprechen (die sogenannten „Concentrates“), und die infolge ihrer feinpulvrigen Beschaffenheit den Hochofen versetzen, so daß sie in ihm nicht verarbeitet werden können, in eine zur Verarbeitung geeignete Form überzuführen, resp. direkt schwammförmiges Eisen aus ihnen darzustellen. Zu diesem Zwecke wird das Erz durch die bereits beschriebenen³²⁾ Walzen hindurch gehen gelassen, und es entstehen bohnen große Stücke, die R u t h e n b u r g „beans“ (Bohnen) nennt. Bringt man nun die beiden Walzen über einem Ofenschacht an, in dem den „beans“, die eben heiß und in noch flüssigem Zustande aus den Walzen kommen, reduzierende Gase entgegenströmen, so kann man aus ihnen direkt Eisenschwamm erhalten. Der Phosphor der ursprünglichen Erze bleibt schon bei der Aufbereitung in der Gangart zurück, während der Schwefel nach Angabe des Erfinders beim Schmelzen zwischen den Walzen abgeröstet werden soll. Wie sich die Wandlung in Wirklichkeit vollzieht, darüber geben die nachstehenden Analysen Aufschluß, die von der kanadischen Kommission herrühren. Zunächst sind die Veränderungen, die die Erze bei ihrer Aufbereitung zu „Concentrates“ erfahren, aus nachstehenden Untersuchungen ersichtlich:

	Erze %	Concentrates %
SiO_2	8,46	1,21
Fe	56,22	68,88
O	19,66	25,34
TiO_2	14,93	3,01
MnO	0,41	0,27
P	0,008	0,004
S	0,005	Spur

Für den Prozeß im magnetischen Ofen werden die in Spalte 2 in ihrer Zusammensetzung charakterisierten Concentrates mit Koks und Sägespänen gemischt, und zwar in der Weise, daß 80 Gewichtsteile Concen-

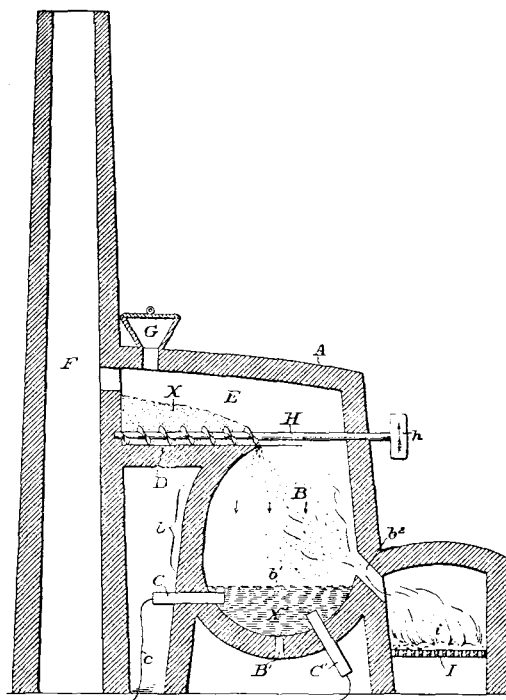


Fig. 13.

trates, 20 Teile Koks und fünf Teile Sägespäne miteinander gemengt werden. Der verwendete Koks enthielt 88,21% Kohlenstoff, die Sägespäne ungefähr 50%. Sieht man von dem Aschengehalt des Koks ab, so würde demnach die Charge folgende Zusammensetzung zeigen:

SiO_2	0,93%
Fe_3O_4	69,98%
Fe	1,98%
(nicht mit Sauerstoff verbunden)	
TiO_2	2,29%
C	19,16%

Die aus den Walzen abtropfenden Bohnen wurden teilweise in Wasser fallen gelassen und dadurch schnell gekühlt, teilweise am Boden

³²⁾ Diese Z. 1904. 138.

des Ofens langsam abkühlen gelassen. Ihre Analyse ergab folgende Resultate:

	abgeschreckt %	langsam gekühlt %
SiO ₂	1,71	1,76
Fe ₃ O ₄	77,43	70,65
Fe	3,90	10,39
TiO ₂	2,24	2,56
C	14,72	14,64

Aus diesen Resultaten geht deutlich hervor, daß die Reduktion der Erze im magnetischen Ofen eine außerordentlich unvollkommene ist, und der Wert des Verfahrens dürfte demnach wohl nur darin liegen, daß durch dasselbe das feine Pulver in eine andere Form gebracht wird. Die Berichte sprechen sich aber gerade über diesen wichtigen Punkt ebenso wenig aus, wie darüber, ob es ökonomischer ist, die Erze nach dem Ruthenburgprozeß in „beans“ umzuwandeln, oder ob es sich nicht besser empfiehlt, ihre Verarbeitung durch Brikettierung oder durch Binden mit Zement vorzunehmen, wie dies in neuerer Zeit ebenfalls vorgeschlagen wurde. Die einzigen Angaben, die vielleicht geeignet sein dürften, etwaigen Interessenten als Unterlagen für eine derartige Überlegung zu dienen, sind die Angaben des Erfinders, die theoretischen Berechnungen Goldschmidts und die Messungen der Kommission, deren Gegenüberstellung äußerst interessant ist.

Der Erfinder, wie wir bereits in der früheren Abhandlung³³⁾ mitteilten, gibt den Energieverbrauch für eine Tonne (nicht fertigen Eisens!) auf 250 KW-Stunden an.

Goldschmidt³⁴⁾ berechnet denselben folgendermaßen:

Schmelzpunkt des Fe₃O₄ 1500° (angenomm.)
Spezifische Wärme 0,156° (Kopp)
Latente Schmelzwärme 50 Kalorien (angenommen)

Wärmewert von 1 Watt 0,24 Kalorien.

Daher zum Schmelzen von 1 t Fe₃O₄

$$1000 \frac{1500 \cdot 0,156 + 50}{0,24 \cdot 3600} = 329 \text{ Kw.-St.}$$

Die Kommission kommt auf Grund ihrer Messungen zu dem Resultate, daß in 24 Stunden 1,18 t verarbeitet werden können, und daß der gesamte Energieverbrauch hierfür sich auf 417,6 KW-Stunden beläuft. Es wäre demnach der Energieverbrauch für 1 t Erz 345,9 KW-Stunden.

Elektrolyteisen.

Im Anschluß an die vorstehenden, die thermoelektrische Gewinnung des Eisens

betreffenden Mitteilungen, sei noch auf die für die Elektrometallurgie des Eisens gleichfalls sehr bedeutsamen Bestrebungen kurz eingegangen, die darauf hinzielen, Eisen auf nassem Wege in solchen Mengen darzustellen, daß sie in großem, technischem Maßstabe durchgeführt werden und eventuell mit den thermoelektrischen Methoden in Konkurrenz treten können.

Eine Aufsehen erregende Mitteilung über ein solches Verfahren, die auf den ersten Blick seine technische Verwertbarkeit in ziemliche Nähe zu rücken schien, wurde von Burgess und Hambuechen³⁵⁾ in der Sitzung der amerikanischen elektrochemischen Gesellschaft zu Washington gemacht. Zur Darstellung des Elektrolyteisens diente ein Elektrolyt, der aus Eisenammoniumsulfat bestand; die Stromdichte an der Kathode betrug 5–10 Ampère pro Quadratzoll Kathodenoberfläche und an der Anode etwas weniger. Die EMK für jede Zelle hielt sich etwas unter 1 Volt, die Temperatur des Elektrolyten betrug etwa 30°. Das Zersetzungsrendement war ziemlich genau 100%, d. h. es wurde pro Ampère-stunde etwa 1 g niedergeschlagen. Die KW-Stunde ergab etwa 2,2 Pfund englisch, also 1,021 kg Eisen, was mit der vorhergehenden Angabe über das Zersetzungsrendement ziemlich genau übereinstimmt.

Fragen wir uns nun, ob die technische Gewinnung von Eisen auf diesem Wege jemals möglich sein wird, so hat bereits Neumann³⁶⁾ darauf hingewiesen, daß 736 Ampère aus einer Eisenoxydverbindung nur 512 g Metall abscheiden; wenn nun auch bei der von Neumann angenommenen Badspannung von 10 Volt an eine Rentabilität niemals zu denken ist, so haben andererseits wieder Burgess und Hambuechen gezeigt, daß man für die elektrolytische Eisenerzeugung mit sehr niedrigen Spannungen auszukommen vermag, und es dürfte sich die Spannung von 1 Volt vielleicht noch ganz erheblich reduzieren lassen, worüber weitere Versuche Aufschluß zu geben hätten. In dieser Richtung werden sich also die zukünftigen Arbeiten bewegen müssen, und wenn sie auch vielleicht niemals ganz zum Ziele führen, so erscheint doch, wenn der angedeutete Weg bei gewisser Zusammensetzung des Elektrolyten sich überhaupt als gangbar erweisen sollte, die Möglichkeit einer technischen Verwendung des nassen Verfahrens für gewisse Zwecke nicht aus-

³³⁾ Ebenda.

³⁴⁾ Z. f. Elektrochem. 1904, 30, 530.

³⁵⁾ Electrochemical Industry 1904, 183. Diese Z. 17, 1106; — Elektrochem.-Ztg. XI, 4, 76.

³⁶⁾ Stahl und Eisen 1904, 12, 683.

geschlossen. Dies ist umso mehr der Fall, als das gewonnene Eisen eine außerordentliche Reinheit aufweist und sehr wertvolle Eigenschaften hat. Unter diesen Eigenschaften steht, wie Neuburger³⁷⁾ bereits bei früheren Untersuchungen zusammen mit von Klobukow nachgewiesen hat, die, nicht zu rosten, obenan. Skrabala³⁸⁾ konnte an dem Eisen, das unter etwas anderen Bedingungen wie den von Neuburger und von Klobukow angewendeten dargestellt war, die Eigenschaft, nicht zu rosten, nicht in dem Maße feststellen, wie die beiden genannten Autoren, die bei halbjährigen Versuchen keinen Rost erhielten; hingegen vermochte auch er zu bestätigen, daß elektrolytisches Eisen, der feuchten Luft ausgesetzt, nicht so leicht rostet, wie technisches Eisen, daß es gegenüber chemischen Einflüssen mitunter sehr widerstandsfähig ist und daß es z. B. in Jod und Wassernicht angegriffen wurde. Ebenso erhielt Hanamann solches Eisen, das sehr bald passiv wurde, und durch keine Säure mehr in Lösung gehen wollte, und von dem erst nach tagelanger Behandlung mit Königswasser merkliche Mengen gelöst wurden. Selbst wenn diese Fälle wirklich nur Ausnahmefälle darstellen sollten, so sind doch die physikalischen Eigenschaften des Elektrolyteisens derartige, daß sie seine technische Verwendung für gewisse Zwecke sehr wünschenswert machen. Manche Sorten erreichen nach Roberts Austen zuweilen Diamanthärte, manche lassen sich wieder nach dem Glühen biegen und falten wie Blei. Jedenfalls verdient die Frage des Elektrolyteisens weitere eingehende Beachtung.

Die wirtschaftliche Bedeutung der Verfahren zur Herstellung von Eisen und Stahl haben wir bereits in der früheren Abhandlung³⁹⁾ ausführlich besprochen. Die damals geäußerten Ansichten sind inzwischen von der kanadischen Kommission bestätigt worden, soweit sie sich auf die Verhältnisse in solchen Ländern beziehen, die reich an Wasserkräften sind. Für wasserarme Länder kommen allerdings etwas andere Verhältnisse in Betracht, und es muß versucht werden, einerseits die Elektrizität auf billigem Wege aus Abgasen oder Generatorgasen zu erzeugen, und andererseits die in Form des elektrischen Stroms aufgewendeten Energiemengen dadurch möglichst zu reduzieren, daß man die Beschickung anstatt durch die

teuere Elektrizität ebenfalls auf billigerem Wege — am besten mit Hilfe von Abgasen — vorwärmt. Daß die Bestrebungen, den Elektrizitätsverbrauch möglichst zu reduzieren, und ihn nur dafür zu verwenden, den Produkten die vorzüglichen Eigenschaften elektrisch ausgebrachter Metalle zu geben, auch für wasserreichere Länder immer mehr Anklang finden, geht aus einzelnen Stellen der vorhergehenden Ausführungen, wie z. B. aus der Beschreibung der Öfen von Gérard und Grange sowie des „Economiseurs“ von Héroult zur Genüge hervor. Da die Vorwärmung mit Leichtigkeit bis zu fast 1500° durch Gase erfolgen kann, und da somit unter Verwendung derselben nur noch geringe Mengen von Elektrizität zuzuführen sind, und da endlich speziell in den letzten Jahren die Gasgeneratorentechnik so weit vorgeschritten ist, daß man Gase von verhältnismäßig hohem Wärmewert billig zu erzeugen vermag, so scheint sich die Entwicklung dahin zuzuspitzen, wie ja ebenfalls aus einigen der vorstehend beschriebenen Verfahren, die mit Generatoranlagen verbunden sind, hervorgeht, daß die Beschickung durch billige Gase vorgewärmt und durch den Strom gar vollends ausgebracht wird.

Auf eine weitere wirtschaftlich bedeutsame Art der Verwendung, die die elektrometallurgischen Methoden zur Eisengewinnung finden können, sei hier in Kürze noch hingewiesen. Wir haben erwähnt, daß man Öfen beliebig klein bauen kann, ohne daß dadurch die Herstellungskosten des Produktes sich vergrößern, und daß im Gegenteil bei der Vergrößerung der elektrischen Öfen auch eine Vergrößerung der Kosten im Verhältnis zur Ausbeute eintritt. Dieser Umstand macht den elektrischen Ofen zur Aufarbeitung solcher Eisenerzeugnisse geeignet, die bei bestimmten Betrieben als Abfall ausfallen. So steht z. B. gegenwärtig eine nach dem Sulfitzelluloseverfahren arbeitende Fabrik in Ostpreußen, die ihre schweflige Säure durch das Abrösten von schwedischen Kiesen herstellt, im Begriffe, den Neuburger-Minetischen Ofen⁴⁰⁾ aufzustellen, um die Berge von abgerösteten Kiesen, die sich im Laufe der Jahre angesammelt haben, und für die sich keine Verwendung ergab, wegzuarbeiten. Benachbarte Moore liefern in einem Zieglerischen Torfgenerator erzeugtes Torfgas mit einem Wärmewert von 1200 Kalorien, die zum Betriebe der Fabrik dienen und gleichzeitig zur Vorwärmung und zur Erzeugung der Elektrizität verwendet werden.

³⁷⁾ Electrochemical Industry 1904, 319. Elektrochem. Z. XI, 4, 77.

³⁸⁾ Elektrochem. Z. X, 39, 751.

³⁹⁾ Diese Z. 1904, 104.

⁴⁰⁾ Diese Z. 1904, 135.

Ähnliche Verhältnisse, wo vorhandene Eisenrückstände mittels kleiner elektrischer Öfen weggearbeitet werden können, dürften sich noch zahlreich finden, und hierin liegt umsomehr eine weitere wirtschaftliche Bedeutung der elektrometallurgischen Methoden, als ja die Verfahren selbst nicht so schwierig sind, daß sie nicht bei geeigneter Anleitung von jedem Chemiker ausgeübt werden könnten.

Auf die wirtschaftliche Bedeutung, die speziell die Moore unter Verwendung des elektrischen Ofens als Industriegebiete gewinnen können, hat bereits Professor A d o l f F r a n k hingewiesen⁴¹⁾. Bei dem großen, nahezu die Hälfte der bearbeiteten Erze umfassenden Import Deutschlands an Eisenerzen scheint eine Realisierung der von Frank ausgesprochenen Ideen auch in bezug auf die Eisenindustrie nicht ausgeschlossen.

Zur Frage der Abscheidungsprodukte aus Kesselspeisewässern.

(Aus dem chem. Laboratorium der Wladikawsker Eisenbahn Rostov a. D.)

Von J. M. ROTHSTEIN.

(Eingeg. d. 28. 2. 1905.)

In seinem Artikel: „Über Abscheidungsprodukte aus Kesselspeisewässern“⁴¹⁾ berührt Herr Prof. Dr. A. Goldberg eine auch vom praktischen Standpunkte aus wichtige Frage, welche ihrer Lösung noch harret. Wie bekannt, gibt es zwei Arten von Abscheidungsprodukten aus Kesselspeisewässern: innere (an den Wänden, Dampfrohren usw. der Dampfkessel) und äußere (Salzausschwitzungen an Fugen und Schrauben der Kesselwände). Diese Niederschläge sind vor allem von den Bestandteilen des Wassers, mit welchem der Kessel gespeist wird, von der Temperatur resp. dem Druck im Kessel und vom Grad der Wasserkonzentration abhängig. So weit die allgemeinen Grundsätze. Trotzdem gibt es über dieses Thema noch viel Unsicheres und Unbekanntes. Selbst die Frage: Wann geht die Abscheidung der Kesselsteinbildner vor sich, gleich beim Eindringen des Wassers in den Kessel oder nach und nach bei seiner Konzentration? ist bis jetzt noch ungelöst. Wenn wir die Bestandteile des Wassers kennen, ist es uns möglich, die Zusammensetzung des Kesselsteins im prozentischen Zusammenhang seiner wichtigsten Bestandteile vorherzusagen? Speziell bezüglich der Magnesiumsalze ist noch nicht untersucht, welche Rolle sie bei der Entstehung und Vermehrung des Kesselsteins spielen. Fast ganz unberührt scheint auch die Frage bezüglich der gelösten Salze, wie

NaCl oder Na₂SO₄, deren Auflösungsfähigkeit bei Temperaturen von 100° und höher uns unbekannt ist. Wir wissen, daß die Abscheidung der sogen. unlöslichen Salze (CaCO₃, CaSO₄, MgCO₃) in Form nicht gebundener Niederschläge stattfindet und nur mit der Zeit sich in eine harte zementartige Komposition verwandelt; aber dieser Prozeß bleibt uns unbekannt. Im vorliegenden Artikel haben wir Tatsachen mitzuteilen, welche zur Lösung einiger Fragen über dieses Thema dienen mögen.

I.

Der merkwürdigste Kesselstein, welchen wir zu untersuchen Gelegenheit hatten, stellte ein graubweißes Stück von 190 g Gewicht mit deutlich bemerkbaren Abdrücken der drei Dampfrohren dar. Auf der Oberfläche befanden sich weiße, sehr zarte Fädchen, welche leicht abgeblasen werden konnten, und welche sich nach der Untersuchung als Na₂SO₄ erwiesen. Kaum dem Kessel entnommen, in noch feuchtem Zustande, zerbröckelte der Stein leicht unter den Fingern; nach und nach verwandelte er sich in eine härtere Masse, und nach 10 Tagen erhärtete er so, daß er mit dem Hammer nur schwer zu zerkleinern war. Beim Glühen im Tiegel schmolz er sehr leicht. Bei der Untersuchung dieses Kesselsteins fanden wir:

	%
Kalk (CaO)	17,81
Magnesia (MgO)	8,00
Eisenoxyd + Tonerde (Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃)	0,72
Wasser (bei 110°)	1,22
Schwefelsäure (SO ₃)	48,60
Kieselsäure (SiO ₂)	1,40
Kohlensäure (CO ₂)	0,24
Gesamtglühverlust (vor dem Schmelzen)	5,01

Wie man sieht, war der Gehalt an Schwefelsäure beträchtlich größer, als es zum Sättigen des Kalks erforderlich war. Auf 17,81 CaO geht nur 25,51 SO₃; der Rest 48,6—25,51=23,09 SO₃ bleibt zum Sättigen einer anderen Base, nämlich Na₂O (auf 23,09 SO₃—17,9 Na₂O). Also enthält der Kesselstein 41% schwefelsaures Natrium. Die Zusammensetzung des Kesselsteins kann folgendermaßen ausgedrückt werden:

Schwefelsaurer Kalk (CaSO ₄)	43,37
Magnesiumhydroxyd (MgH ₂ O ₂)	11,60
Kieselsäure (SiO ₂)	1,40
Eisenoxyd + Tonerde (Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃)	0,72
Kohlensäure (CO ₂)	0,24
Wasser (H ₂ O)	1,22
Schwefelsaures Natrium (Na ₂ SO ₄)	40,99
	99,54

Ein anderer Teil dieses staubfein zermahlene Kesselsteins wurde mit Wasser behandelt. Im Filtrat haben wir gefunden: Kalk (CaO) 5,509%, Schwefelsäure (SO₃) 29,37%, Chlor (Cl) 1,00% und Na₂O 19,01%. Auf 5,509 CaO ist nötig 7,87 SO₃; der Rest des letzteren = 21,5%. Auf 1% Cl ist nötig 0,873 Na₂O, der Rest Na₂O = 18,1. Der Gehalt an Na₂SO₄ macht annähernd 40% aus, wie wir es bei Untersuchung des Kesselsteins gefunden haben.

⁴¹⁾ Frank, A. Die Verwertung der norddeutschen Moore, insbesondere für elektrische Kraftstationen. Berlin 1897. Vgl. auch diese Z. 17, 289.

¹⁾ Chem.-Ztg. 54, 639 (1904).