

# Zeitschrift für angewandte Chemie.

Organ des Vereins deutscher Chemiker.

XX. Jahrgang.

Heft 3.

18. Januar 1907.

## INHALT:

- A. Neuburger: Die Fortschritte der Elektrometallurgie des Eisens 97.  
M. Dennstedt u. F. Haßler: Zum letzten Male die Schwefelbestimmung im Pyrit 108.  
V. Sckwanzow: Ein neuer Sublimationsapparat 109.

## Sitzungsberichte.

Tübinger chemische Gesellschaft: R. Weinland: Über Verbindungen des fünfwertigen Chroms; — E. Wedekind: Über die optische Isomerie bei Verbindungen des asymmetrischen Stickstoffes 109; Über kolloidales Zirkonium 110.

## Referate:

Firnisse. Lacke, Harze, Klebemittel, Anstrichmittel 110; — Zellulose, Faser- und Spinnstoffe (Papier, Zelluloid, Kunstseide) 114; — Farbenchemie 115.

## Wirtschaftlich-gewerblicher Teil:

Tagesgeschichtliche und Handelsrundschau: Washington; — Anteil fremder Länder am Einfuhr- und Ausfuhrhandel Japans 119; — Kampfhandel Formosas 1905; — Zinnbergbau in den Vereinigten Malaienstaaten; — Metallablagerungen in Sizilien; — Außenhandel der Schweiz im Jahre 1905; — Großbritanniens Handel mit Düngemitteln in den letzten fünf Jahren 120; — London; — Wien; — Vergleichende Statistik des Kaiserl. Patentamts für das Jahr 1905 121; — Bremen; — Breslau; — Hamburg; — Köln; — Regensburg; — Handelsnotizen 122; — Dividenden 123; — Dividendenschätzungen; — Aus anderen Vereinen: Canadian Clay Products Manufacturers Association; — La Nationale pharmaceutique; — Verein zur Förderung des physikalischen Unterrichts; — Personal- und Hochschulnachrichten; — Neue Bücher; — Bücherbesprechungen 124; — Patentlisten 125.

## Verein deutscher Chemiker:

Oberschlesischer Bezirksverein: Dr. Ahrens-Breslau: Über Farbstoffe und Färberei; — Märkischer Bezirksverein: W. Löb: Über Aufbau und Abbau des Zuckers in der Natur 127; — Rheinischer Bezirksverein; — Rheinisch-Westfälischer Bezirksverein 128.

## Die Fortschritte der Elektrometallurgie des Eisens.

Von ALBERT NEUBURGER-Berlin.

(Eingeg. d. 24.9. 1906.)

Wenn wir die seit unserem letzten Berichte<sup>1)</sup> vor sich gegangene Entwicklung der Elektrometallurgie des Eisens überblicken, so sehen wir, daß sie hauptsächlich durch zwei Momente charakterisiert ist: einesseits durch die in erfreulichem Fortschritt begriffene Errichtung von Anlagen zur Erzeugung von Elektrostahl und andererseits durch zahlreiche Untersuchungen und in weitgehendem Maßstabe durchgeführte Versuche über die Frage, ob und unter welchen Umständen es möglich ist, mit Hilfe des elektrischen Ofens in einem einzigen Prozesse direkt aus den Erzen Roheisen und schmiedbaren Guß darzustellen — mit anderen Worten: Ob und unter welchen Bedingungen sich der Hochofen durch den elektrischen Ofen ersetzen läßt.

Gegenüber der Wichtigkeit der zur Klärung dieser in wirtschaftlicher Hinsicht so hoch bedeutsamen Frage vorgenommenen Arbeiten treten die Neukonstruktionen von Öfen, die im allgemeinen auf ein Nachempfinden bereits vorhandener Typen hinauslaufen, zurück, obschon sich auch unter ihnen einzelne befinden, die einer weitgehenderen Beachtung wert sind. Wir werden auch in den nachstehenden Ausführungen die Frage nach dem Ersatz des Hochofens durch den elektrischen Ofen um so mehr in den Vordergrund unserer Betrachtungen zu stellen haben, als es gerade diejenigen Autoren sind, die man mit Recht als die Pioniere der Elektrometallurgie des Eisens bezeichnen kann, die sich in erster Linie — und zum Teil mit weitgehender staatlicher Unterstützung — der Auf-

klärung dieses Problems gewidmet haben, wobei sie teilweise zu Abänderungen ihrer Verfahren und Ofenkonstruktionen kamen. Wenn wir die Ergebnisse der von ihnen durchgeführten Untersuchungen hier vorweg nehmen, so lassen sie sich dahin zusammenfassen, daß nach ihrer übereinstimmenden Ansicht dem Ersatz des Hochofens durch den elektrischen Ofen im allgemeinen technische Schwierigkeiten nicht entgegenstehen, und daß auch die Rentabilität überall da nicht nur gesichert, sondern sogar erhöht erscheinen muß, wo sich der Elektrizitätspreis innerhalb bestimmter Grenzen hält.

Auf eine ganze Anzahl weiterer Momente in bezug auf die Qualität der Ausgangsmaterialien und Endprodukte, ferner in bezug auf die Wärmeökonomie — und -konzentration, sowie die Vor- und Nachteile einzelner Anordnungen, die sich im Laufe der erwähnten Untersuchungen ergeben haben, werden wir an der Hand der nachstehenden Betrachtungen noch besonders zurückzukommen haben.

Sehr wertvolle Beiträge zur Klärung der Frage des Ersatzes der Hochofen durch elektrische Öfen hat Stassano durch eingehende Untersuchungen und Versuche geliefert<sup>2)</sup>. Er weist zunächst darauf hin, daß in allen bisher zur metallurgischen Verarbeitung des Eisens verwendeten Öfen und Feuerungen der thermische Nutzeffekt ein nur sehr geringer ist: er beträgt für ein Schmiedefeuer nur 2—3%, für Tiegelöfen 5—10%, für Herdöfen, kleinere und mittlere Schachtöfen 10—20%. Den besten Nutzeffekt weisen die Kupolöfen und Hochofen auf, bei denen er zwischen 30 und 70% je nach der Güte der Konstruktion und der des verwendeten Materials schwankt. An dieser ungünstigen Ausnutzung des Brennmaterials trägt zum

<sup>1)</sup> Diese Z. 18, 481 (1905).

<sup>2)</sup> Elektrochem. Z. 13, 60, 151 (1906); L'Electrochimie 1906, 65, 814; Diese Z. 19, 898 (1906).

großen Teil der Umstand schuld, daß der die Verbrennung unterhaltende Sauerstoff in der Luft stark mit Stickstoff verdünnt ist, der eine große Menge der Verbrennungswärme absorbiert und dadurch einsteils die Temperatur erniedrigt, während er es anderenteils erforderlich macht, der Verbrennungskammer große Dimensionen zu geben. Hierdurch entstehen aber infolge Wärmeleitung und Wärmestrahlung von seiten der großen Ofenwände wieder erneute Wärmeverluste. Wir werden im Laufe der nachfolgenden Betrachtungen sehen, daß es ähnliche Erwägungen, wie sie Stassano hier anführt, waren, die Heroult veranlaßten, ein Verfahren zur Roheisengewinnung im elektrischen Ofen auszubilden, bei dem die Luft vollständig ausgeschlossen und Sauerstoff eingeblasen wird. Stassano selbst verhindert die schädlichen Wirkungen des Luftstickstoffs in anderer Weise, auf die wir gleich zurückkommen werden.

Nimmt man mit Stassano den bei industriellen Brennstoffen erzielten Mittelwert des Nutzeffekts mit 20% an, und bewertet man den thermischen Nutzeffekt der elektrischen Energie mit nur 50% (bei elektrischen Eisenöfen nach Stassano ist er, wie die bereits früher<sup>3)</sup> in dieser Z. ausführlich erwähnten Untersuchungen von Goldschmidt gezeigt haben, beträchtlich höher), so läßt sich hierdurch ein Maßstab für die Grenzen finden, in denen die rein thermische Erhitzung in ökonomischer Weise durch die elektrothermische ersetzt werden kann. Unter Zugrundelegung der Tatsache, daß die kalorische Wärmemenge der industriellen Brennstoffe bei Berücksichtigung der adhäsierenden Feuchtigkeit und sonstiger Verunreinigungen im Mittel 6500 Kalorien beträgt, und daß zur Erzeugung von 635 Kalorien eine elektrische Pferdekraft erforderlich ist, sind

$$\frac{6500 \cdot 20}{100} : \frac{135 \cdot 50}{100} = 4,22$$

elektrische Pferdestärken in thermische Energie umzuwandeln, um dieselbe thermische Arbeit zu leisten, wie ein Kilogramm in einem industriellen Ofen verbrannten Brennstoffs.

Diese Betrachtung gibt, wenn man des weiteren die Preise für Brennstoffe und elektrische Energie an einem bestimmten Orte in Betracht zieht, die Grundlage für alle Betrachtungen darüber, ob sich unter gegebenen örtlichen Verhältnissen der Ersatz des rein thermischen Betriebes durch einen elektrothermischen ökonomisch durchführen läßt.

Wir folgen Stassano nicht weiter in seinen Berechnungen, da er bei ihnen nunmehr positive Zahlenangaben zugrunde legt, die ausschließlich italienischen Verhältnissen entsprechen und die daher für andere Gegenden wenig in Betracht kommen. Es sei jedoch hier schon, worauf später noch zurückzukommen sein wird, eingeschaltet, daß es ein Fehler wäre, wollte man annehmen, daß der von Stassano angenommene Preis von 40 Frs. für ein Pferdekraftjahr ein außergewöhnlich niedriger sei. In den meisten Gegenden, in denen sich gegenwärtig Industrie angesiedelt hat oder sich anzusiedeln im Begriffe steht, wird ja allerdings der Preis der elektrischen Energie ein höherer sein.

<sup>3)</sup> Diese Z. 17, 108 (1904).

Wenn es aber, wie Graf Henkel von Donnersmarck mit dem bei Stettin errichteten Eisenwerk „Kraft“ gezeigt hat, und wie das bei Lübeck vor kurzem in Betrieb genommene und das für Emden geplante Hochofenwerk des weiteren beweisen, möglich ist, schon mit gewöhnlichen Hochöfen sich von den Eisenerzvorkommen frei zu machen, und dorthin zu gehen, wo die örtlichen Verhältnisse in anderer Hinsicht günstig sind, so wird dies mit dem elektrischen Ofen erst recht der Fall sein. In der Tat sucht man mit ihm bereits Gegenden auf, wo die elektrische Kraft außerordentlich billig hergestellt werden kann, und zwar zu einem Preise, gegen den der von Stassano angenommene noch als hoch bezeichnet werden muß.

Noch günstiger gestalten sich aber die Verhältnisse infolge einer Anzahl weiterer Umstände. Wir haben schon darauf hingewiesen, daß nach den einwandfreien Untersuchungen von Goldschmidt der thermische Nutzeffekt elektrischer Eisenöfen in der Tat ein höherer ist, als ihn Stassano annimmt. Hierzu kommt, daß auch die Stundenzahl des Pferdekraftjahres von Stassano um mehr als 700 Stunden zu niedrig angenommen ist. Zieht man alle diese Umstände in Rechnung, so ergibt sich ein noch besseres Resultat zugunsten der elektrischen Schmelzung, als er errechnet hat.

Daß die Berechnung Stassanos in der Tat eher zu wenig günstig für die elektrische Energie angesetzt ist, als es den tatsächlichen Verhältnissen entspricht, ergibt sich aus den ganz unabhängig davon ausgeführten Berechnungen Löwthian Bellis<sup>4)</sup>. Dieser, der als Autorität auf diesem Gebiete gelten muß, findet, daß sich die elektrische Schmelzung des Erzes lohnt, sobald in einem Distrikt 3 (also nicht 4,22, wie Stassano errechnet) elektrische Pferdekraftstunden zu demselben Preise oder billiger als 1 kg gute Kohlen geliefert werden können.

Außerdem kommen, wie Stassano hervorhebt, noch eine Anzahl weiterer Umstände in Betracht, die zugunsten der elektrothermischen Ausbringung des Eisens aus den Erzen sprechen, und zwar zunächst der, daß bei den rein thermischen Prozessen die Kohle gleichzeitig als Wärmequelle wie als Reduktionsmittel dient, so daß es nicht möglich ist, die Grenzlinien zwischen beiden Funktionen festzulegen. Dieser Umstand hat stets eine Verschwendungen an Wärmeenergie zur Folge, und infolge des überschüssig vorhandenen Kohlenstoffes entsteht kein reines Metall, kein chemisch reiner Eisenschwamm, sondern ein mehr oder minder kohlenstoffhaltiges Produkt, ein Metalcarbid, das der Eigenschaft der Schmiedbarkeit entbehrt, und dem sie nebst einer Anzahl anderer Eigenschaften erst durch weitere wärmeverbrauchende metallurgische Operationen verliehen werden muß. Der elektrothermische Prozeß hingegen ermöglicht die Ausbringung sehr reinen Metalls, dem jeder beliebige Kohlenstoffgehalt verliehen werden kann, und das freier von Verunreinigungen ist, als das thermisch gewonnene Produkt.

Die vorstehend geschilderten Vorteile der elektrothermischen Schmelzung sind:

<sup>4)</sup> Berg- und Hüttenmann. Rundschau 1906, 20, 272; Hiorth, Vorträge des Polytechnischen Vereins Christiania 1906.

trothermischen Eisengewinnung lassen sich freilich nur in vollkommen richtig durchkonstruierten Öfen erzielen.

Über den einen seiner neuen Öfen, der bereits in Betrieb gesetzt ist, macht Stassano nähere Mitteilungen<sup>5)</sup>: Er absorbiert zwischen den Elektroden 140 Kilowatt elektrische Energie und wird mit Drehstrom von 80 Volt gespeist. Versuche haben ergeben, daß darin aus Erz direkt Roheisen und schmiedbarer Guß erzeugt werden können. Da jedoch der in den Artilleriewerkstätten zu Turin, wo der Ofen aufgestellt ist, massenhaft anfallende Eisenschrott weggearbeitet werden muß, so wird er zunächst hauptsächlich als Frischofen und zum Schmelzen von Eisenschrott benutzt.

Die Beschickung besteht aus 200 kg eines Gemenges von Roheisen, Erz und Kalk. Davon liefert das Erz den Sauerstoff, der zum Verbrennen des im Roheisen vorhandenen Kohlenstoffes nötig ist, während der Kalk als schlackenbildendes Mittel dient. Hierzu kommen 200—300 kg Eisen- und Stahlabfälle, sowie etwas Ferrosilicium und Ferromangan. Als Produkt wird Stahl für die Artilleriegeschosse erhalten, der folgende Zusammensetzung zeigt:

Kohlenstoff . . . . .	0,3—0,4%
Mangan . . . . .	1,2—1,5%
Phosphor . . . . .	0,3—0,4%
Rest : Eisen.	

Es können jedoch ebensogut auch weichere oder härtere Stahlsorten, sowie, wie bereits erwähnt, Roheisen direkt aus den Erzen in dem Ofen dargestellt werden.

Der Elektrodenverbrauch beträgt stets weniger als 5 kg pro Tonne erzeugten Stahls, der Aufwand an elektrischer Energie schwankt zwischen 1,1 und 1,3 Kilowattstunden pro Kilo ausgebrachten Stahls. Die Kosten für die Erneuerung der feuerfesten Bekleidung des Ofens betragen etwa 8 M pro Tonne fertigen Metalls; die Lebensdauer der feuerfesten Auskleidung beläuft sich bei kontinuierlichem Betriebe durchschnittlich auf etwa 30 Tage. Die Produktion des Ofens beträgt 2400 kg in 24 Stunden oder 1,4 kg per Kilowattstunde. Zur Bedienung des Ofens sind sechs Mann nötig.

Die Umstände, die es ermöglichen, in dem bereits früher in dieser Z. beschriebenen Stassano-Ofen<sup>6)</sup> unter ökonomischen Verhältnissen direkt aus den Erzen Metall zu erhalten, sind hauptsächlich darin zu suchen, daß sich infolge der festverschlossenen Chargieröffnung die Gase im Ofen unter einem höheren als atmosphärischen Druck befinden, so daß keine Luft eintreten kann. Es sind auch Vorrichtungen vorgesehen, die den Luftzutritt während des Chargierens verhindern. Eine Luftzirkulation im Ofen ist also unmöglich, und da sich in dem mit der Charge vollkommen angefüllten Ofen überhaupt nur sehr wenig Luft befindet, so sind die am Anfang erwähnten durch den Stickstoff bedingten Wärmeverluste ausgeschlossen. Die Reaktion findet lediglich zwischen dem Sauerstoff des Erzes und dem Kohlenstoff der Beschickung statt, so daß die Atmosphäre im Innern des Ofens als

neutral in bezug auf die sich abspielenden chemischen Vorgänge betrachtet werden kann.

Wenn wir noch einmal kurz auf die bereits erörterten Berechnungen Stassanos zurückkommen, so mag es auf den ersten Blick erscheinen, als ob er den durchschnittlichen Nutzeffekt der metallurgischen Öfen zu niedrig eingesetzt hätte. Stassano stellt besondere Erörterungen über diesen Punkt an und weist in eingehenden Betrachtungen darauf hin, daß die von ihm angenommenen Zahlen, die ja auch von anderen Autoren derartigen Berechnungen zugrunde gelegt sind, sicher nicht zu niedrig gegriffen sind, wenn man bedenkt, daß in den metallurgischen Öfen noch für eine Anzahl von anderen Reaktionen Wärme verbraucht wird, die gewöhnlich keine Berücksichtigung findet, und daß man auch die Wärmeoperationen in Berücksichtigung ziehen muß, die in besonderen Prozessen nötig werden, um das im Hochofen erzeugte Produkt in schmiedbaren Guß überzuführen, dessen Herstellung im elektrischen Ofen in einer einzigen Operation gelingt. Außerdem ist, um einen eventuellen Fehler zu korrigieren, der Nutzeffekt der elektrischen Ausbringung um 10—15% zu niedrig angenommen.

Ganz besonders ausführliche Berichte liegen über die Versuche vor, die mit einem Héroult-schen Ofen zum Zwecke der Gewinnung von Roheisen aus Erzen angestellt worden sind. Die kanadische Kommission hatte seinerzeit auf ihrer Reise zum Studium der verschiedenen Anlagen für die elektrische Eisengewinnung nur in La Praz (Ofen von Héroult) und in Livet (Ofen von Kellier) Gelegenheit gehabt, die Herstellung von Roheisen aus Erzen auf elektrischem Wege kennen zu lernen<sup>7)</sup>. Die erhaltenen Resultate differierten; auch waren die in La Praz, wie wir früher berichteten, mit kleinen Chargen<sup>8)</sup> durchgeführten Chargen unzureichend. In Livet war eine Übereinstimmung nicht zu erzielen.

So ergaben z. B. die am letztgenannten Orte durchgeführten Versuche 0,475 elektrische Jahrespferdekräfte pro Tonne Roheisen (eine amerikanische Tonne = 907,2 kg), was für 1000 elektrische Tagespferdekräfte einem Ausbringen von 5,769 t entsprechen würde. Bei einem anderen Versuche ergaben sich 0,226 elektrische Jahrespferdekräfte pro Tonne Roheisen oder pro 1000 elektrische Tagespferdekräfte ein Metallgewicht von 12,12 t.

Da die Kommission die Aufgabe hatte, festzustellen, ob sich die Einführung elektrometallurgischer Methoden zur Eisengewinnung in Kanada rentabel gestalten würde, und da sie in bezug auf die Roheisenfrage aus diesen Ergebnissen kein klares Bild zu gewinnen vermochte, so wurden seitens der Kommission unter Leitung von Héroult neue Versuche in Kanada selbst, und zwar in Sault Saint-Marie, Ontario, vorgenommen. Es handelte sich bei diesen Versuchen hauptsächlich um die Aufklärung der folgenden drei Fragen:

1. Kann der in Kanada in großen Mengen vorkommende Magneteisenstein mit Vorteil auf elektrischem Wege zu Roheisen verschmolzen werden?

2. Können stark schwefelhaltige und manganarme Erze als Ausgangsmaterial für die elektrometallurgische Roheisengewinnung dienen?

<sup>5)</sup> Elektrochem. Z. 13, 60, 151 (1906); Trans. of the Faraday Soc. 1906, 10. April.

<sup>6)</sup> Diese Z. 17, 107 (1904).

<sup>7)</sup> Diese Z. 18, 529 (1905).

<sup>8)</sup> Diese Z. 18, 531 (1905).

3. Da die in Livet ausgeführten Versuche, bei denen anstatt Koks Holzkohle als Reduktionsmittel verwendet wurde, erfolglos verliefen, so ist festzustellen, ob durch eine etwaige Abänderung des Verfahrens die Verwendung von Holzkohle sich ermöglichen läßt, die in Kanada besonders billig zu beschaffen ist.

Die letztere Frage ist dadurch bedingt, daß Kanada zwar große Wasserkräfte und Eisenerzlager besitzt, daß aber in verschiedenen Provinzen keine Steinkohle oder Koks, außer zu sehr teuren Preisen, beschafft werden können.

Der verwendete Ofen war der schon früher in dieser Z. beschriebene Héroult'sche Tiegelofen<sup>9)</sup>. Er bestand aus einem zylindrischen, aus zwei Teilen zusammengesetzten eisernen Behälter, der unten auf einer gußeisernen Platte mittels Bolzen befestigt war. Um die Induktionserscheinungen zu verringern, war in die Gefäßwandung ein 10 Zoll breiter kupferner Streifen eingesetzt. Der Boden des Tiegels wurde mit Kohlenmasse ausgestampft. Das äußere Futter bestand aus gewöhnlichen Chamottesteinen, die bis über die Höhe der Schlackendecke gleichfalls mit einer dicken Kohleschicht bedeckt waren. Die Elektroden stellten Prismen von quadratischem Querschnitt dar und wurden in der gewöhnlichen Weise an Flaschenzügen von oben her in die Schlackenschicht eingelassen. Sie wurden mit der Hand bedient und waren durch einen an ihrem oberen Ende befestigten Schuh aus Stahl, an den vier Kupferplatten angenietet waren, mit den Zuleitungskabeln für den Strom verbunden.

Die elektrische Energie, die durch Kabel aus Aluminiumdrähten zugeleitet wurde, kam in Form von transformiertem Wechselstrom zur Verwendung. Es standen 225 Kilowatt bei 50 Volt zur Verfügung.

Im Verlaufe von sieben Wochen wurden mit diesem Ofen 150 Abstiche gemacht und dabei 55 t (amerikanisch) Roheisen erhalten. Es gelangten die verschiedenartigsten Erze zur Verarbeitung, und zwar Manganeisensteine, Hämatit, gerösteter Magnetkies mit hohem Schwefel- und etwas Nickelgehalt, sowie titanhaltiger Eisenstein. Die Beschickung war bei allen diesen Erzen in nahezu gleichmäßiger Weise zusammengesetzt.

Aus den durchgeführten Versuchen seien einige, die als besonders charakteristisch gelten können, herausgegriffen. So wurde bei einer Schmelze die Beschickung aus 200 Gewichtsteilen Hämatit, 60 Gewichtsteilen Koksbrückets und 50 Gewichtsteilen Kalkstein zusammengesetzt. Die Analyse der einzelnen Bestandteile dieser Charge ergab die nachstehenden Resultate:

#### Charge 8. Hämatit.

SiO <sub>2</sub> . . . . .	5,42%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	88,90% = 62,23% Fe
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	2,51%
CaO . . . . .	0,61%
MgO . . . . .	0,30%
Mn . . . . .	0,16%
P . . . . .	0,044%
S . . . . .	0,002%
Glühverlust . . . . .	2,48%
	100,426%

<sup>9)</sup> Diese Z. 17, 109 (1904).

#### Kalk.

SiO <sub>2</sub> . . . . .	1,71%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	0,81%
CaCO <sub>3</sub> . . . . .	92,85%
MgCO <sub>3</sub> . . . . .	4,40%
P . . . . .	0,004%
S . . . . .	0,052%
	99,826%

Die Briketts wurden aus 80% Koksstaub und 20% Ton hergestellt.

#### Briketts.

Flüchtige Bestandteile . . . . .	4,05%
Fester Kohlenstoff . . . . .	69,73%
SiO <sub>2</sub> . . . . .	15,26%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	8,92%
CaO . . . . .	0,90%
MgO . . . . .	0,30%
S . . . . .	0,84%
	100,00%

Die gewonnenen Produkte, Roheisen und Schlacke, waren folgendermaßen zusammengesetzt:

#### Graves Roheisen.

Abstich Nr. 28. Abstich Nr. 30.	
Gesamtkohlenstoff .	4,85%
Si . . . . .	0,87%
S . . . . .	0,018%
	4,35%
	1,03%
	0,019%

#### Schlacke.

SiO <sub>2</sub> . . . . .	34,40%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	15,73%
CaO . . . . .	43,53%
MgO . . . . .	2,00%
Fe . . . . .	1,33%
S . . . . .	0,55%

Das Verhältnis der Schlacke zum Eisen war

$$\frac{1162}{2665} = 0,44.$$

Es betrug:

die Dauer der Schmelze 12 Stunden, die durchschnittliche Spannung im Ofen 38,5 Volt, die durchschnittliche Stromstärke 4856 Amp., der Wirkungsgrad 0,919, das Gewicht des erzeugten Roheisens 2,665 Tons (amerikanisch),

der Wattverbrauch  $38,5 \times 4856 \times 0,919 = 171,812$  Watt oder elektrische Pferdekkräfte (engl.) =

$$\frac{171,812}{746} = 230,3.$$

Das Ausbringen pro 1000 elektrische Tagespferdekkräfte

$$\frac{2665 \cdot 24 \cdot 1000}{12 \cdot 230,3 \cdot 2000} = 11,57 \text{ t (amerik.)}$$

elektrische Jahrespferdekkräfte (1 Jahr = 365 Tage) pro Tons Roheisen = 0,236.

Dieser Versuch hat vor allem bewiesen, daß die Ausbeute eine geringere ist, wenn man Koksbrückets verwendet. Vergleichsversuche mit Holzkohle oder reinem Koks haben gezeigt, daß sie steigt, sobald diese zur Anwendung kommen. Es ist unmöglich, auf die sämtlichen Chargen und ihre Resultate einzugehen, und es sei deshalb als besonders charakteristisch noch eine einzige angeführt,

bei der titanhaltiges Eisenerz zur Verwendung kam. Bei dieser als Nr. 19 bezeichneten Charge wurde als reduzierendes Agens Holzkohle, als Zuschlag ein Gemenge von Kalkstein und Flußpat verwendet. Die Charge war in der Weise zusammengesetzt, daß auf 400 Gewichtsteile Erz 100 Gewichtsteile Holzkohle und je 50 Gewichtsteile Kalk und Flußpat kamen. Das verwendete Titaneisenerz hatte folgende Zusammensetzung:

Titaneisenerz.		
SiO <sub>2</sub>	7,12%	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30,30%	Fe = 43,59%
FeO	28,78%	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7,00%	
CaO	1,00%	
MgO	4,14%	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,064%	P = 0,028%
S	0,04%	
TiO <sub>2</sub>	17,82%	
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,50%	Cr = 1,42%
	99,684%	

Über die Zusammensetzung des gewonnenen Roheisens, sowie der Schlacke, geben die nachstehenden Analysen Aufschluß:

#### Roheisen.

	Abstich Nr. 136.	Abstich Nr. 13
Gesamtkohlenstoff	— %	3,50%
Si	4,50%	2,80%
S	0,007%	0,091%
P	0,143%	0,060%
Ti (angenähert)	1,00%	1,30%

#### Schlacke.

SiO <sub>2</sub>	7,00%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	28,50%
CaO	14,23%
MgO	2,93%
TiO <sub>2</sub>	38,92%
Fe	1,13%
S	0,90%

Leider ließ sich gerade bei dieser Charge der Elektrizitätsverbrauch nicht genau feststellen, da sich der Ofen bei ihr in sehr schlechtem Zustande befand. Sein Futter war von der sehr kalkhaltigen Schlacke, die bei der vorhergehenden Charge verwendet worden war, stark zerfressen, so daß der Betrieb vorzeitig unterbrochen werden mußte. Die Schlacke war sehr flüssig, so daß die Menge des zugesetzten Flußspates sicherlich eine bedeutende Reduktion hätte erfahren können, ohne daß dadurch das Ergebnis beeinträchtigt worden wäre. Zu der mit Nr. 136 bezeichneten, vorstehend aufgeführten Roheisenanalyse ist noch zu bemerken, daß bei der vorhergegangenen Charge ein stark phosphorhaltiges Erz verwendet worden war, von dem Reste im Ofen zurückgeblieben waren. Dies erklärt den hohen Phosphorgehalt des Produktes.

Nicht minder interessant als die Versuche mit titanhaltigem Erz waren die mit stark nickelhaltigem. So kam unter anderem ein Erz mit 2,23% Nickel zur Verwendung. Der Nickelgehalt des erhaltenen Produktes schwankte zwischen 3,70 und 4,12%.

Der Schwefel konnte bei richtiger Leitung der Charge stets bis auf ein Minimum entfernt werden

Erze mit einem Schwefelgehalt von 1,56% ergaben ein Roheisen, das nur noch 0,006—0,007% Schwefel enthielt.

Ganz besonders interessant waren die Resultate, die beim Erblasen von Chargen unter Verwendung von stark magnetischem Magneteneisenerz erzielt wurden. Es war hierbei von vornherein anzunehmen, daß infolge der großen elektrischen Leitfähigkeit dieses Erzes Schwierigkeiten entstehen würden. So war insbesondere damit zu rechnen, daß sich bei dem verwendeten Ofen, bei dem die Elektroden in die Beschickung tauchten, der Strom von ihnen aus seitlich durch die Beschickung verbreiten würde, so daß infolge seiner magnetischen Ausbreitung eine Verminderung der Stromdichte vorauszusehen war. Es wurde jedoch bei der Verwendung von Holzkohle als Reduktionsmittel weder dieser Übelstand bemerkt, noch wurde durch die magnetische Wirkung des Erzes die Induktanz des Ofens irgendwie erhöht. Auch sonst ergaben sich bei diesen Versuchen mit magnetischen Erzen bemerkenswerte Beobachtungen in bezug auf die elektrischen Verhältnisse. So wurde insbesondere bei einigen Chargen bald nach dem Einschalten des Stromes die Erscheinung der schnellen zeitweisen Abnahme des Ohmischen Widerstandes der Beschickung konstatiert, wie sie J. Brönn zuerst beobachtet und für solche Beschickungen beschrieben hat, die aus Leitern in Form kleiner Stücke bestehen<sup>10)</sup>. Derartige Störungen traten insbesondere bei Beginn neuer Versuche auf, ehe der Ofen seine normale Temperatur erreicht hatte. Durch Zugabe von einigen Schaufeln Eisenerz unter Weglassung von Zuschlag und Holzkohle war es zuweilen möglich, die Elektroden, die — um den Strom konstant zu erhalten — durch Handregulierung gehoben worden waren, in ihre normale Lage zurückkehren zu lassen. In einigen Fällen aber versagte die Methode, und es war dann nötig, die Beschickung herunter zu schmelzen und von vorne anzufangen.

Brönn<sup>11)</sup> erklärt die Abnahme des Ohmischen Widerstandes während der Anheizungsperiode durch den innigeren Kontakt der leitenden Stücke infolge des durch das strömende Kohlendioxyd bewirkten Druckes. Unter der Voraussetzung, daß die von Brönn gegebene Erklärung richtig ist, schließt Héroult, daß eine Vorwärmung der Beschickung, die durch Verwertung des aus der Reduktion sich bildenden Kohlenoxyds bewirkt werden könnte, diesen Mißstand gänzlich beseitigen würde, so daß die Elektrode während der ganzen Charge ihre normale Lage beibehalten könnte und nur in dem Maße ihres Abbrandes niedriger gestellt zu werden brauchte.

Der Elektrodenverbrauch ergibt sich unter Zugrundelegung der Tatsache, daß im Durchschnitt zur Erzeugung von 42 711 Pfund Roheisen 384 Pfd. Elektroden verbraucht wurden, zu

$$\frac{384 \cdot 2000}{42 \cdot 711} = 17,98 \text{ Pfund} = 8,155 \text{ kg}$$

pro Tonne erzeugten Roheisens. Hierzu ist zu bemerken, daß die dieser Rechnung zu Grunde lie-

<sup>10)</sup> Elektrochem. Z. 13, 9 (1906).

<sup>11)</sup> loc. cit.

gende Elektrode 13 Tage lang im Gebrauch war und daß während dieser Zeit eine ganze Anzahl von Chargen herunter geschmolzen wurden, wobei die rotglühende Elektrode in den Pausen zwischen den einzelnen Beschickungen der Luft ausgesetzt war, so daß sie sich teilweise nutzlos verzehrte. Eine merkwürdige und unerklärte Tatsache ist die, daß der Elektrodenverbrauch für weißes Roheisen größer ist, als für graues.

Der Wirkungsgrad des Ofens wurde von Charles Darrall von der kanadischen Westinghouse Company in Hamilton (Ontario) auf 0,919 festgesetzt. Er ist also ein sehr hoher und jedenfalls dem vorteilhaften Bau zuzuschreiben. Daß sich auch in Öfen mit niedrigerem Wirkungsgrad die Erzeugung von Roheisen direkt aus den Erzen immer noch rentabel gestalten kann, ergeben die bei den zweiten Versuchen in Livet erhaltenen Resultate. Es wurde hier ein ökonomisches Verhältnis zwischen aufgewandter Energie und Menge des erzeugten Produktes gefunden, obwohl der Wirkungsgrad des verwendeten Kellcrschen Ofens nur 0,564 betrug.

Die Versuche, insbesondere Charge 8 und 13 bewiesen, daß unter normalen Bedingungen bei einem Kraftverbrauch von 1000 elektrischen Pferdekrafttagen etwa 11,5 t (amerikanisch) Roheisen erzeugt werden können. Bei einer gut durchkonstruierten Anlage kann man wohl mit 12 t rechnen, und diese Zahl ist auch der weiter unten angeführten Berechnung zugrunde gelegt.

Die Resultate der Versuche faßt Haanel, der als Mitglied der kanadischen Kommission über sie berichtet<sup>12)</sup>, in einer Anzahl von Leitsätzen zusammen, in denen er sich dahin ausspricht, daß magnetische Eisenerze im elektrischen Ofen ebenso leicht auf Roheisen verschmolzen werden können, wie nichtmagnetische.

Ferner lassen sich Erze mit hohem Schwefelgehalt, die frei von Mangan sind, zu Roheisen verarbeiten, das nur einige Tausendstel Prozente Schwefel enthält.

Der Siliciumgehalt kann im erzeugten Produkt nach Belieben geändert werden.

Holzkohle kann, ohne daß Brikettierung mit dem Erz nötig ist, als Ersatz für Koks dienen.

Aus nickelhaltigem, abgeröstetem Magnetkies kann ein Ferronickel von guter Beschaffenheit und sehr geringem Schwefelgehalt erzeugt werden.

Der mit einem titanhaltigen Eisenerz von 17,82% Titansäuregehalt gemachte Versuch läßt den Schluß zu, daß titanhaltige Eisenerze bis zu einem Gehalt von etwa 5% Titansäure erfolgreich auf elektrischem Wege verschmolzen werden können.

Aus einem von Héroult bis ins Detail durchgearbeiteten Kostenvorschlag<sup>13)</sup> für eine Anlage von 10 000 Pferdestärken, die pro Tag von 24 Stunden 120 t Roheisen erzeugt, geht hervor, daß sich diese Anlage inklusive Kraftstation, Holzkohlenanlage und Anlage zur Herstellung der Elektroden für 700 000 Doll. herstellen läßt.

Bei 5% Amortisation, 5% Zinsen und 5% für Verluste, sowie einer Jahresproduktion von 43 200 t

in 365 Tagen würden auf eine Tonne Roheisen 2,43 Doll. entfallen.

Die Gestehungskosten von einer Tonne Roheisen würden also betragen:

Erz (55% Eisen) pro Tonne	1,50	Doll.
1/2 t Holzkohle pro Tonne	6,00	Doll.
Elektrische Energie, Amortisation usw.	2,43	„
Löhne	1,00	„
Kalk	0,20	„
18 Pfd. Elektroden pro Pfd. 2 ets.	0,36	„
Generalunkosten	1,00	„
Summa	10,69	Doll.

Aus den in Sault Saint Marie durchgeföhrten Versuchen ergibt sich somit, daß die Erzeugung von Roheisen auf elektrischem Wege direkt aus den Erzen auch bei Verwendung nicht allzu hochprozentiger Erze in ökonomischer Weise durchgeföhr werden kann.

Es wurde oben bereits erwähnt, daß es sich als wünschenswert herausstellte, die Energie des während des Prozesses entstehenden Kohlenoxydes auszunutzen. Derartige Versuche wurden von Héroult bereits früher in La Praz gemacht und in dieser Z. beschrieben<sup>14)</sup>. Auch in Sault Saint Marie wurde eine Ausnutzung der Energie des Kohlenoxyds in der Weise versucht, daß unter der Oberfläche der Beschickung Gebläseluft eingeleitet wurde. Um ein Wegblasen des zur Reduktion dienenden Koksstaubes durch den Luftstrom zu verhindern, wurde er brikettiert, nachdem er vorher mit Ton gemischt worden war. Man hoffte auf diese Weise, das Kohlenoxyd im Bereich der Beschickung mit Luft verbrennen und dadurch zur Vorwärmung, sowie zur teilweisen Reduktion des Eisenerzes verwenden zu können. Es war anzunehmen, daß, wenn dies gelänge, auch ein erhöhtes Ausbringen eintreten würde. Bei den Versuchen stellte sich jedoch heraus, daß infolge der bei der Verbrennung des Kohlenoxyds eintretenden starken Temperaturerhöhung die Beschickung dickflüssig und zähe wurde, so daß sie gewissermaßen kleben blieb. Durch Umrühren ließ sich dies nicht beseitigen, da der Raum zwischen der Elektrode und den Ofenwänden zu eng war. Auch zeigte es sich, daß die Elektrode, obgleich sie durch Asbest und Eisenblech geschützt war, durch die Versuche starke Beschädigungen erlitt. Es wurden deshalb die Versuche alsbald eingestellt.

Die Mißerfolge, die bei diesen auf die Verwertung der Energie des Kohlenoxyds hinzielenden Bemühungen eingetreten waren, haben Héroult zur Konstruktion eines neuen Ofens resp. Verfahrens geführt, das<sup>15)</sup> im ganzen und großen mit dem bei den vorstehend beschriebenen Versuchen befolgten identisch ist und nur durch einige spezielle Anordnungen die dabei eingetretenen Übelstände zu vermeiden sucht.

Das Verfahren gründet sich auf die Verwendung eines Ofens nach den bekannten Héroult-schen Prinzipien, der durch Erhöhung des Schachtes von einem Tiegelofen zu einem Schachtofen aus-

<sup>12)</sup> Trans. of the Faraday Soc. 1906, 2. Juli; Teknisk Tidskrift 1906, 30, 93.

<sup>13)</sup> loc. cit.

<sup>14)</sup> Diese Z. 18, 530 (1905).

<sup>15)</sup> Amerik. Pat. 815 016; und 815 293.

gebildet ist. Hierdurch, sowie durch Einblasen von Sauerstoff in den oberen Teil des Ofenschachtes soll bewirkt werden, daß aus der Gicht des Ofens nur Kohlendioxyd entweicht, d. h. daß alles im unteren Ofenteil gebildete Kohlenoxyd noch im Ofeninnern vollkommen verbrannt wird, so daß die ihm innewohnende Energie zum Vorwärmen der Beschickung und zum teilweisen Schmelzen derselben ausgenützt wird. Das Reduktionsmittel (Kohle und Koks) wird an der Sohle des Ofens eingeführt, während die Beschickung ohne jeglichen Kohlenzusatz von der Gicht her zugegeben wird. So entsteht im unteren Teile des Ofens ein Gemisch von Kohlenoxyd und Kohlendioxyd, das durch die Charge hindurch nach oben steigt und die Reduktion bewirkt, ohne daß von oben her ein besonderes Reduktionsmittel zugegeben werden muß. In einer gewissen Höhe über der Bildungsstelle des Kohlenoxyds wird indessen das Gasgemisch bis zu einem solchen Grade mit Kohlendioxyd verdünnt sein, daß seine reduzierenden Wirkungen zu stark nachlassen. An dieser Stelle wird nun Sauerstoff eingeblasen und der Rest des Kohlenoxyds in Kohlendioxyd umgewandelt.

Die Einrichtung des von Héroult für das beschriebene Verfahren konstruierten Ofens ist aus den bereits oben gemachten Darlegungen ohne weiteres hinreichend verständlich und bietet keine besonderen neuen oder interessanten Momente dar.

Gewissermaßen eine Ergänzung zu den vorstehend beschriebenen Versuchen, sowie zu denjenigen, die die kanadische Kommission seinerzeit in Livet ausgeführt hat, bilden die an letztgenanntem Orte von Keller selbst in seinem Ofen<sup>16)</sup> weiter durchgeführten Untersuchungen über die Gewinnung von Roheisen direkt aus den Erzen. Keller erwähnt, was wir auch oben schon berichtet haben, daß die vor der Kommission durchgeführten Versuche etwas improvisiert waren. Er führte dann die Versuche weiter<sup>17)</sup>, und zwar mit einem Erze oolithischer Beschaffenheit, das er gleichzeitig in einem gewöhnlichen Hochofen verhüttete, um so vergleichbare Ergebnisse zu erzielen. Die Zusammensetzung des Erzes war die folgende:

Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	59,86
SiO <sub>2</sub> . . . . .	20,56
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	3,49
Mn <sub>3</sub> O <sub>4</sub> . . . . .	0,56
CaO . . . . .	Spuren
MgO . . . . .	0,15
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . . . .	0,508
Glühverlust . . . . .	14,43

Der von Keller verwendete Ofen hatte eine Kapazität von 1000 Pferdestärken. Die Versuche wurden mit besonderer Rücksicht daraufhin durchgeführt, Endprodukte zu erhalten, deren Gehalt an Silicium und Kohle in möglichst weiten Grenzen schwankte. So wurden Abstufungen des Gehaltes an Silicium von 0,90—8% erzielt. Die erhaltenen Produkte wurden chemischen und physikalischen Prüfungen unterworfen, aus denen sich die nachstehenden durchschnittlichen Verhältnisse ergaben.

<sup>16)</sup> Diese Z. 17, 131 (1904).

<sup>17)</sup> Elektrochem. Z. 13, 61 (1906); Trans. of the Faraday Soc. 1906, 10. April.

#### Zusammensetzung des Roheisens.

Silicium . . . . .	3,70%
Schwefel . . . . .	0,01%
Mangan . . . . .	0,555%
Gelöster Kohlenstoff . . . . .	0,745%
Graphit . . . . .	3,92%
Gesamtkohlenstoff . . . . .	4,30%
Stoßwiderstand (Fallhöhe) . . . . .	55 cm
Zugfestigkeit . . . . .	17 kg

Der Minimal- und Maximalgehalt der verschiedenen erblasenen Proben an jedem einzelnen Bestandteil ergibt sich aus nachstehender Zusammensetzung:

	Minimum	Maximum
Silicium . . . . .	1,5	3,8
Schwefel . . . . .	0,05	0,10
Mangan . . . . .	0,20	1,0
Phosphor . . . . .	0,40	0,75
Kohlenstoff . . . . .	3,7	4,3

Auch Keller findet die Tatsachen bestätigt, die Haa nel in bezug auf die — insbesondere bei Anwesenheit von Mangan — fast vollkommene Entschwefelung angeführt hat, und die wir oben bereits ausführlich wiedergegeben haben. Bezuglich des Phosphors gibt Keller an, daß er bei der elektrothermischen Ausbringung genau in denselben Mengen im Endprodukt bleibt, wie bei der rein thermischen im Hochofen. Bedeutend leichter jedoch als in diesem lassen sich beim elektrischen Ofen die Mengen des im fertigen Eisen enthaltenen Siliciums und der Kohle variieren, was insbesondere für die Herstellung von Walzeisen von Wichtigkeit ist. Auch im Gießereibetrieb läßt sich hierdurch eine bedeutend größere Auswahl in bezug auf das Material herstellen.

Ebenso wie Stassano und Héroult resp. Haa nel kommt also auch Keller zu dem Ergebnis, daß sich die elektrothermische Gewinnung von Roheisen direkt aus den Erzen nicht nur in ökonomischer Weise durchführen läßt, sondern, daß sie gegenüber der rein thermischen sogar noch eine Reihe sehr erheblicher Vorteile darbietet.

Die günstigen Resultate der geschilderten Versuche haben dazu geführt, daß in Livet ein neuer elektrischer Ofen aufgestellt wird, der unter Verwendung von 2000 Pferdestärken imstande sein wird, in 24 Stunden ca. 20 t Roheisen zu erzeugen.

Der neue Schmelzofen der Werke zu Livet wird die in dieser Z. bereits beschriebene Konstruktion erhalten<sup>18)</sup> und nur insofern eine Abänderung aufweisen, als die beiden Elektroden jede für sich in einem besonderen Raum angeordnet werden, wobei die die Räume trennende Wand so ausgestaltet wird, daß sie eine Luftsicht enthält und von einer solchen umgeben ist. Diese Luftsicht soll eine Erhitzung der Wand und damit eine Energieverwendung verhindern<sup>19)</sup>.

Eine ähnliche Anordnung zeigten auch die im vorigen Jahre von der „Compagnie Electrothermique Keller, Leleux et Cie.“ auf der Lütticher Ausstellung ausgestellten Keller'schen Öfen. Unter den zahlreichen Produkten, die die genannte Gesellschaft im elektrischen Ofen

<sup>18)</sup> Diese Z. 17, 131 (1904).

<sup>19)</sup> D. R. P. 169 201.

gewonnen und ausgestellt hatte, und die Elektrostahl, Roheisen, Werkzeuge, Spezialstähle, Eisenlegierungen usw. usw. umfaßten, war besonders eine Stahlplatte von 5 mm Stärke bemerkenswert, die auf 10 m Entfernung Beschußproben mit dem Grasgewehr unterworfen wurde. Sie ergab einen Widerstand von 78,6 kg und hatte einen Dehnungskoeffizienten von 17%. Andere Stahlplatten von 3,9 mm Stärke, die in Öl gehärtet und gegläut waren, ergaben sogar 100 kg Widerstand bei 9% Dehnung. Die Einschußstellen waren vollkommen rißfrei. Die Analyse einer solchen Platte, die die erste Stufe in den Bemühungen der Gesellschaft, auf elektrischem Wege Panzerplatten herzustellen, darstellt, ergab folgende Zusammensetzung:

Kohlenstoff . . . . .	0,406%
Silicium . . . . .	0,002%
Mangan . . . . .	0,150%
Schwefel . . . . .	0,009%
Phosphor . . . . .	0,017%
Chrom . . . . .	0,0065%
Nickel . . . . .	2,20%

Der für diese Panzerplatten, sowie für Werkzeuge verwendete Stahl war gleichfalls im elektrischen Ofen aus Roheisen gewonnen worden und zwar mittels des bei der Kellereischen Ofenanlage befindlichen kleinen Raffinationsofens. Die damit erzielten Erfolge haben nunmehr die Stahlwerke von J. Holtzer & Co. in Unieux veranlaßt, in ihren an der Loire gelegenen Werken gleichfalls

eine elektrische Stahlanlage zu installieren, die im Beginn des Sommers fertiggestellt und in Betrieb gesetzt war. Der Strom wird hier nicht aus Wasserkraft erzeugt, sondern durch eine Dujardindampfmaschine von 1500 Pferdestärken geliefert, die eine Westinghouse-Wechselstromdynamo antreibt. Der zur Verwendung gelangende Strom, der in einem einzigen Ofen zur Ausnutzung gelangt, wird bis auf 200 000 Amp. herauftransformiert. Der Ofen selbst ist der bekannte Kellereische Raffinationsofen<sup>20)</sup> und wiegt etwa 50 000 kg. Er ruht auf einem Stahlschlitten und kann auf hydraulischem Wege gekippt werden. Er vermag auf einmal 8 t Metall aufzunehmen und in 24 Stunden 3—4 Chargen von diesem Gewichte zu verarbeiten.

Während sich also in Frankreich der Kellereische Raffinationsofen für die Stahlfabrikation neben dem Héroultischen und dem Girschens<sup>21)</sup> Eingang verschafft hat, ist in Deutschland infolge der Bemühungen der Firma Siemens & Halske mehrfach der Kellereische Ofen zur Aufstellung gelangt, so u. a. auch auf den Kruppischen Werken in Essen.

Über die mit diesem Ofen<sup>22)</sup> erzielten Stahlsorten macht Engelhardt verschiedene Mitteilungen<sup>23)</sup>, die insbesondere über die physikalischen Eigenschaften des erhaltenen Produktes Aufschluß geben. Die nachstehende Tabelle gibt Resultate wieder, die mit dem im Kellereischen Ofen erzeugten Stahl erhalten wurden.

#### Zerreißversuche mit Gysinger Elektrostahl.

Basisches Ofenfutter; gegläutete Proben; Durchmesser 20 mm; Länge 200 mm.

Proportionsgrenze	Streckgrenze	Bruchgrenze	Dehnung	C %	P %	Si %	Mn %	S %
38,2	56,7	77,2	0,5	2,32	0,015	0,21	0,77	0,011
44,0	51,0	96,3	7,1	0,91	0,019	0,23	0,33	0,011
44,3	50,7	97,6	10,6	0,91	0,018	0,30	0,47	0,010
33,0	43,3	93,2	10,0	0,89	0,015	0,27	0,30	0,015
33,8	48,3	94,9	9,0	0,80	0,015	0,27	0,48	0,007
36,1	40,8	76,0	15,0	0,63	0,017	0,30	0,44	0,008
30,2	33,4	43,3	23,8	0,18	0,014	0,12	0,17	0,008
14,3	19,9	32,1	28,0	0,07	0,013	0,12	0,06	0,009

Über die Gestehungskosten der mit dem Kellereischen Ofen erzielten Produkte sind seit unserem jüngsten Berichte neue einwandsfreie Daten nicht bekannt geworden. Interessante Mitteilungen bezüglich der Kostenfrage, wie sie sich beim Betrieb mit ähnlichen Öfen in Amerika stellt, röhren von Colby her, dessen Ofen von der Firma Henry Disston & Sons auf ihren Werken zu Tacony bei Philadelphia errichtet wurde<sup>24)</sup>. Der Colby'sche Ofen ist ein Transformatorofen, der sich nur in einzelnen unwesentlichen Details von dem Kellereischen unterscheidet. Das zu schmelzende Metall ist in einer im Ofenmauerwerk ausgesparten ringförmigen Rinne um den in der Mitte befindlichen Eisenkern angeordnet, der an der Stelle, wo er der Rinne am nächsten ist, mit Wasser gekühlt wird. Es wurde zunächst ein kleiner Versuchsofen aufgestellt, der eigentlich ein mit einer Rinne versehener Graphitblock war und aus einem Stück geformt wurde. Er vermochte kleine Probechargen von 90 kg aufzunehmen. Der größere

Ofen ist — und hierin besteht einer der Unterschiede gegenüber dem Kellereischen — kippbar angeordnet, so daß er also nicht abgestochen zu werden braucht. Um den Prozeß einzuleiten, läßt man entweder, wie Kellerei dies tut, einen Teil der vorherigen Charge, und zwar etwa 22—27 kg im Ofen, oder man legt einen Ring von gegossenem Stahl in den Schmelzraum ein. Die weitere Be- schickung erfolgt mit Schrott oder Roheisen. Das Einschmelzen einer Charge in dem ersten kleinen Graphitofen dauerte 20 Minuten, das Fertigmachen 40 Minuten, die Gesamtdauer der Charge also ungefähr eine Stunde. Der Primärstrom hatte 220 Volt, der Sekundärstrom im Stahlring etwa 8 Volt. Zum Erschmelzen einer Tonne (amerikanisch) Stahl sind

<sup>20)</sup> Diese Z. 17, 131 (1904).

<sup>21)</sup> Diese Z. 18, 482 (1905).

<sup>22)</sup> Diese Z. 17, 132 (1904).

<sup>23)</sup> Stahl u. Eisen 25, 3 (1905); Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 53, 31 (1905).

<sup>24)</sup> The Iron Age 1906, 77, 1811.

etwa 640 Kilowattstunden nötig, woraus sich die Gestehungskosten je nach dem Elektrizitätspreise berechnen lassen, die in Tacony sehr geringe sind.

Während sonst über den Kjellinischen Ofen und die mit ihm erzielten Resultate aus den verschiedentlich vorliegenden Berichten besonders beachtenswerte Punkte nicht hervorzuheben sind, ist er, wie wir bereits eingangs erwähnten, die Veranlassung zur Konstruktion einer Anzahl weiterer Transformatoröfen geworden, für die er im Prinzip und in manchen Details auch vorbildlich wurde. Dies gilt in erster Linie von dem Fricke'schen Ofen<sup>25)</sup>, bei dem der Vorgang, der im Kjellinischen Ofen in einem einzigen Raum vorgenommen wird, in mehrere voneinander getrennte und als Transformatoröfen ausgebildete Räume verlegt wird. Fricke hält es für unvorteilhaft, das eigentliche Schmelzen der Hauptbestandteile der Beschickung, wie die nachherige Behandlung, d. h. das Raffinieren, in ein und demselben Ofen auszuüben, da das Schmelzen dabei die Hauptmenge der Energie, das nachherige Behandeln hingegen die Hauptmenge der Zeit verzehrt. Um bei derartigen mit einem einzigen Arbeitsraum versehenen Ofen das Material in einer Beschickung verarbeiten zu können, muß man dem Schmelzbade einen großen Querschnitt geben; aber mit dem Querschnitte steigt auch der Verlust durch Selbstinduktion und Phasenverschiebung.

Nach den Berechnungen von Fricke ist man gezwungen, bei einem derartigen Ofen, der pro Beschickung 15 t Stahl aufnimmt, die Primärspule des Ofens, die Leitungen und den Generator fünfmal so groß zu nehmen, als es eigentlich der Leistung des Ofens entspricht. In ähnlicher Weise, wie sich bei den Ofen mit Lichtbogenerhitzung zwei Ofensysteme, wie z. B. das Kellische herausgebildet haben, konstruiert Fricke auch in bezug auf Transformatoröfen ein Zweigofensystem. In dem kleineren der beiden Ofen wird die Schmelzung vorgenommen, die 90% der aufgewendeten Energie verbraucht, in dem größeren hingegen geschieht die Nachbehandlung.

Auch der Ofen von Hiorth<sup>26)</sup> besteht in seinem Wesen aus nichts anderem, als aus zwei aneinander gestellten Kjellinischen Schmelzöfen und weist nur in der eigenartigen Anordnung und Verwendung des Solenoids charakteristische Merkmale auf.

Bei ihm wird der hochgespannte Wechselstrom der Spule S (Fig. 1.), die aus Windungen isolierten Kupferdrahts besteht und um den festen Teil des Magneten M gelegt ist, zugeführt, wobei in dem ringförmigen Ofen I mit der Beschickung C ein sekundärer Niederspannungsstrom von hoher Intensität induziert wird, da er um den einen Schenkel des Magneten M herumgelegt ist und somit für den vorliegenden Fall die Sekundärwicklung des Transformatoren darstellt.

Da nun die Reparaturen an solchen Ofen viel Zeit wegnehmen, und da auch das Austrocknen derselben ziemlich lange dauert, so leiden alle Ein-

ofsensysteme an dem Übelstand, daß der Betrieb während derartiger Reparaturen unterbrochen werden muß. Um ihn nun kontinuierlich zu gestalten, ist bei dem Hiorth'schen Ofen die Einrichtung getroffen, daß derselbe Magnet M für zwei oder mehr Ofen verwendet werden kann. Muß daher der eine Ofen umgebaut werden, so wird ein Teil der Beschickung aus ihm in dem anderen geleitet und gleichzeitig der in den Ofen eingreifende Teil des Magneten M in der Weise, wie es die punktierten Linien angeben, nach dem anderen Ofen umgestellt. Hier kann dann das Verfahren sogleich fortgesetzt werden, so daß der Betrieb kontinuierlich aufrecht erhalten und vor allem eine vollkommene Ausnutzung des kostbarsten Teils der Anlage des elektrischen, erzielt wird.

Ein weiteres Zweigofensystem unter Verwendung des Transformatorprinzips röhrt von den Röchlingschen Eisen- und Stahlwerken G. m. b. H. und Rodenhäuser her<sup>27)</sup>. Auch dieser Ofen beruht auf dem Kjellinischen Prinzip, und die einzelnen konstruktiven Details bieten keine so bemerkenswerten Momente dar, als daß wir sie hier wiedergeben sollten. Jedenfalls beweist auch er, zu wie vielen Abänderungen und Neukonstruktionen der Kjellinische elektroden-

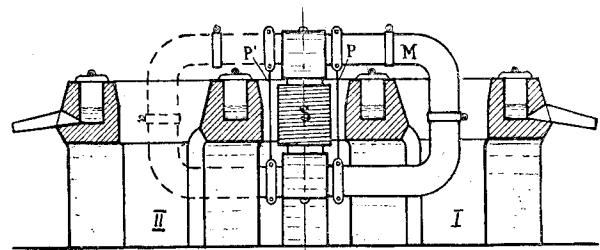


Fig. 1.

lose Ofen Veranlassung gegeben hat. Im ganzen und großen bieten aber alle diese Ofen nichts Neues, so daß weitere Vorschläge wohl übergangen werden können.

Origineller ist der Ofen von Galbraith und Steuart<sup>28)</sup>, der in ähnlicher Weise, wie der in dieser Zeitschrift schon früher beschriebene von Ruthenburg<sup>29)</sup> zur Verarbeitung pulverförmiger Erze dienen soll und auch in England zu ihrer Verarbeitung probeweise im Betrieb gesetzt wurde. Seine Konstruktion geht aus Fig. 2 ohne weiteres hervor. Fig. 3 gibt die Form eines Rostes und des darüberliegenden Verteilungstrichters wieder. Die pulverförmigen Erze fallen im Ofenschacht auf Verteilungstrichter und vor diesen auf Roststäbe aus nicht leitendem Material, die an ihren beiden Enden mit Stromzuführungen versehen sind, so daß das auf den Roststäben liegende Gut den Heizwiderstand bildet. Dasselbe sintert zusammen

<sup>27)</sup> Belg. Pat. 192 272.

<sup>28)</sup> Amer. Pat. 779 844 und 796 312; D. R. P. 166 160; Electrical Engineer 1905, 21; The Electrical Review 1905, 57, 128; The Electrician (London) 1905, 55, 539; Electrochem. and Metallurg. Industry 1905, 112 und 346; Elektrochem. Z. 13, 172; Z. f. Elektrochem. 11, 32, 515 (1905); Z. f. Elektrotechnik, Wien 1905, 37.

<sup>29)</sup> Diese Z. 17, 138 (1904).

<sup>25)</sup> D. R. P. 173 247.

<sup>26)</sup> Elektroteknik Tidskrift 1906, 4; Teknisk Ugeblad 1906, 53, 252; Elektrotechnischer Anzeiger 1905, 50, 634.

und bildet „beans“ (Bohnen), die dann von den unteren Roststäben in den eigentlichen darunter befindlichen Schmelzofen fallen, den sie nunmehr infolge ihrer Gestalt, die den Durchzug der Gase ermöglichen, nicht mehr zu versetzen vermögen.

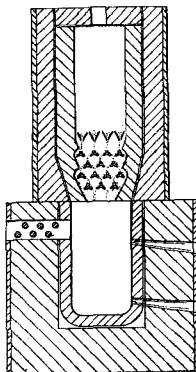


Fig. 2.

Der Ofen ist Eigentum der „Galbraith Iron and Steel Company“ in London, die in der Fabrik der „Brush Electric Company“ einen Versuchsofen aufgestellt hat, in dem eisenhaltiger Sand verarbeitet wurde, wie er sich an der Küste von Neuseeland findet. Seine Verhüttung war selbst in Form von Briketts in elektrischen Öfen anderer Typen sowie in Hochöfen unmöglich. Dieser Sand bedeckt große Strecken der Bucht von Tarnaki und soll später entweder an Ort und Stelle oder in Chile unter Verwendung der dortigen reichlichen Wasserkräfte verhüttet werden.

Seine chemische Zusammensetzung ist die folgende:

Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	67,04%
FeO . . . . .	30,17%
Mn <sub>3</sub> O <sub>4</sub> . . . . .	0,22%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	0,16%
SiO <sub>2</sub> . . . . .	0,50%
Ca und Mg . . . . .	Spuren
Ti . . . . .	1,60%
Rest . . . . .	0,31%

Der Titangehalt steigt oft höher an, doch niemals über 4%.

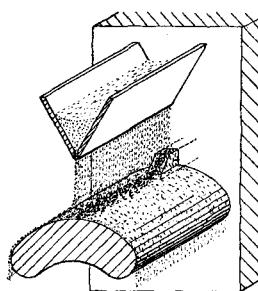


Fig. 3.

Der Ofen selbst hatte die vorstehend beschriebene Form; die Roste waren aus Graphit hergestellt. Ihre Stäbe hatten eine Dicke von etwa 2,5 cm. Der Strom kam mit 100 Kilowatt bei 300 Volt aus einer Einphasenmaschine und wurde so transformiert, daß er mit 18 Volt in den Ofen gelangte.

Der Eisensand wurde mit Kohlenpulver gemischt und oben in den Ofen gefüllt, in dem er über die Graphitgitter herabfiel. Er wird zuerst teilweise reduziert und dann geschmolzen. Die geschmolzene Masse wird unten durch eine Öffnung herausgenommen und in einem weiteren Ofen einem Raffinationsverfahren unterworfen. Das Produkt hat vor der Raffination folgende Zusammensetzung:

Kohlenstoff . . . . .	2,891%
Silicium . . . . .	0,201%
Schwefel . . . . .	0,189%
Phosphor . . . . .	0,453%
Mangan . . . . .	0,139%
Kupfer . . . . .	0,034%
Eisen . . . . .	96,095%
Titan . . . . .	0,000%

Zu dieser Analyse ist zu bemerken, daß der Sand, der bei der Erzeugung des analysierten Eisens als Beschickung diente, stark phosphorhaltig war. Solcher Sand kommt in der erwähnten Bucht an einzelnen Stellen vor; im allgemeinen sind die Sande jedoch phosphorfrei oder phosphorarm.

Der Energieverbrauch betrug 1,1 Kilowattstunden für die Erzeugung von 17 kg Bohnenmaterials. Die Versuche haben im allgemeinen dasselbe Resultat ergeben, wie die früher in dieser Z. schon besprochenen über das Ruthenburgsche Verfahren<sup>30)</sup>: Eine genügend weitgehende Reduktion findet nicht statt, sondern nur eine teilweise unter gleichzeitiger Überführung des zur Verhüttung nicht geeigneten Sandes in eine hierzu geeignete Form. Der Energieaufwand ist unverhältnismäßig hoch, doch spielt er insofern keine Rolle, als die Gesellschaft sowohl in Chile, wie in Australien billige Wasserkräfte besitzt; in letzterem Lande 10 000 PS., die beim Ausbau die elektrische Jahrespferdekraft zu einem Preise von ungefähr 28 M liefern werden.

Über eine weitere Verarbeitung von Sanden in elektrischen Öfen berichtet Day<sup>31)</sup>. Auch er leitet seinen Bericht an das United States Geological Survey mit dem Hinweise ein, daß in Deutschland das in elektrischen Öfen erzielte Roheisen etwas niedrigere Kosten aufweisen wird, als das in Hochöfen hergestellte; für die Herstellung von Stahl jedoch seien die Verhältnisse im Staat Oregon, auf dessen Vorkommnisse sich seine Versuche bezogen, mindestens ebensogut, wie die in Deutschland, wo schon eine Anzahl von Stahlöfen mit Erfolg in Betrieb stehen.

Der Ofen, der dazu bestimmt war, die schwarzen Sande der Pacific Bay auf Stahl zu verarbeiten, wurde von C. E. Wilson von der Wilson Aluminiu m Company in Neu-York im Verlaufe einer Woche aufgebaut. Interessant ist die Art und Weise, nach der die Fertigstellung innerhalb so kurzer Zeit gelang. Zuerst wurde eine Schicht von feuerfesten Steinen (aus den Carnegiewerken) gelegt. Auf diese kam eine gußeiserne Platte von quadratischem Querschnitt und 1 m Seitenlänge. Auf diese wurde eine ebenfalls 1 m hohe Eisenblech-

<sup>30)</sup> Diese Z. 18, 537 (1905).

<sup>31)</sup> Deutsche Bergwerkszeitung 1, 11 (1906); Electrochem. and Metallurg. Industry 1905, 153; Engineering and Mining Journal 1905, 80, 837.

trommel gestellt, deren Seiten mit feuerfesten Steinen zu einem Tiegel ausgemauert wurden. Der Boden des Tiegeles wurde von der Gußeisenplatte an bis zur Abstichöffnung mit zerstoßener Kohlen-elektrodenmasse bedeckt. Von oben her wurde die Gegenelektrode an einem Flaschenzug senkrecht in den Tiegel hereingehängt. Der Ofen selbst wurde mit zwei Doppelblechen aus Schmiedeeisen bedeckt, zwischen denen Wasser zur Kühlung der Elektrode zirkulierte, die durch eine Aussparung in den Blechen hindurchragte. Dieser Ofen erhielt die Bezeichnung „Ofen A.“

Der Strom wurde aus den Werken der Port-land General Electric Company als hochgespannter Wechselstrom von 2300 Volt zugeleitet und durch sechs Transformatoren so herabtransformiert, daß er mit 20—50 Volt bei 1000 bis 2000 Amp. in den Ofen gelangte. Zum Erzeugen des Lichtbogens wurde der Strom mit 57 Volt und 1000 Amp. angelassen.

Die Beschickung wurde erst nach der Einleitung des Lichtbogens zugegeben und bestand aus einer Mischung von 200 Gewichtsteilen Magnet-eisensand, 44 Gewichtsteilen Koks mit 25% Aschen-halt, sowie 24 Gewichtsteilen Kalk.

Die Zusammensetzung des Magneteisensandes war die folgende:

Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> . . . . .	79,06%
TiO . . . . .	16,00%
MnO <sub>2</sub> . . . . .	2,45%
SiO <sub>2</sub> Feuchtigkeit usw. . .	2,49%

Die Chargen waren nur sehr klein. Es wurden von der Beschickung zunächst 150 englische Pfund (= 68 kg) allmählich in den Ofen gegeben, und nach einer Stunde konnten 70 Pfund (= 31,75 kg) Stahl und Schlacken abgestochen werden. Eine Analyse des erzeugten Stahls wird nicht gegeben, hingegen wird angeführt, daß die Schlacke 8% Eisen und 53% Titansäure enthielt. Da sich gezeigt hatte, daß die Beschickung zu kalkreich war, so wurden die weiteren Chargen unter Zusatz geringerer Kalkmengen hergestellt und damit erfolgreiche Stahl-güsse erzielt, bei denen im Verlauf von zwei Stunden aus 300 Pfund Eisenerz (136 kg) 90 Pfund (40,8 kg) Stahl erhalten wurden.

Die Kapazität des Ofens wurde zu 653 kg bei 24stündigem, ununterbrochenem Betrieb festgestellt.

Die vom Strom in Form des Lichtbogens gelieferte Temperatur reichte aus, um die Schlacke flüssig zu erhalten, ganz gleich, ob viel oder wenig Titansäure vorhanden war. Das Titan ging stets vollständig in die Schlacke, und der erzeugte Stahl war in allen Fällen titanfrei. Einzelne Chargen lieferten anstatt Stahl Roheisen. Mit der Zeit gelang es, die Schlackenmenge, die anfänglich infolge des großen Aschengehaltes der Kohlen groß gewesen war, zu verringern und auch eine spezifisch leichtere Schlacke herzustellen.

Die Versuche führten zur Aufstellung eines größeren Ofens, der mit dickeren Wänden ausgestattet wurde, um eine höhere Wärmekonzentration zu erzielen. Die Spannung des Stromes erfuhr eine Erhöhung bis auf 90 Volt. Der Ofen arbeitete bei sehr hoher Temperatur zufriedenstellend, und es wurden dichte Güsse, sowie eine Schlacke erhalten, die in bezug auf ihre Farbe der Hochofenschlacke

gleich. Der Stahl enthielt jedoch vielfach kleine Blasen, die überall an den Stellen entstanden, wo während des Reduktionsprozesses noch unreduzierte Körner von Magnetit in die Masse eingebettet gewesen waren. Die Leistungsfähigkeit dieses zweiten Ofens, des Ofens „B“, beträgt 2000 Pfund (907 kg) in 24 Stunden bei 125 Volt und 1200 Amp.

Auch Gates<sup>32)</sup> sucht aus magnetischen Sanden und Erzen „beans“ zu erhalten, indem er dieselben mit einer bestimmten Geschwindigkeit durch einen Lichtbogen hindurchfallen läßt. Ein besonderes Interesse bietet sein Verfahren nicht.

Eine Eigenart der elektrischen Eisenöfen mit Lichtbogenerhitzung besteht darin, daß sich infolge der Konzentration der Wärmeenergie auf einen sehr engen Raum die Verhältnisse der Vorwärmung der Beschickung anders gestalten, als bei den gewöhnlichen metallurgischen Öfen. Im allgemeinen wird bei der Einführung der Beschickung in den Schacht nur das direkte über dem Lichtbogen befindliche Material von der vom Lichtbogen ausgehenden Wärmestrahlung getroffen, so daß die Vorwärmung ziemlich ungleichmäßig erfolgt. Es sind daher schon verschiedentlich Einrichtungen getroffen worden, um sie besser auszustalten, Einrichtungen, wie wir sie bereits früher in dieser Z. beschrieben haben<sup>33)</sup>. Ein neues Verfahren, um elektrischen Lichtbogenöfen mit geschlossenem Schmelzraum das Schmelzgut zuzuführen, röhrt von der Société Anonyme de Métallurgie Electrothermique in Paris her. Das wesentliche Merkmal des Verfahrens<sup>34)</sup> besteht darin, daß das Schmelzgut in möglichst dünner Schicht, also ohne die Zuführungskanäle vollkommen auszufüllen, dem Schmelzherde zugeführt wird, so daß es schon vom Beginn der Einführung in den Ofen an unmittelbar unter der Einwirkung der auf die dünne Schicht auffallenden Wärmestrahlung des Lichtbogens steht, wodurch ein ununterbrochenes und allmähliches Fortschreiten des Schmelzprozesses bewirkt wird. Der Ofen selbst ist derart konstruiert, daß der Lichtbogen in eine Kammer übergeht, von der seitwärts nach oben schräge Beschickungskanäle emporführen, die sich nach oben zu verengern, und auf deren Sohle das Schmelzgut herabgleitet, während ihm die aus der Reaktionskammer entbundenen heißen Gase entgegenströmen.

Bemerkenswerte Betrachtungen darüber, inwieweit das Gayley'sche Verfahren der Verwendung trockener Gebläseluft im Hochofenbetrieb auf die elektrische Eisenindustrie von Einfluß sein wird, stellt Rossi an<sup>35)</sup>. Giin hat sich früher<sup>36)</sup> dahin ausgesprochen, daß derjenige Betrieb als der idealste zu betrachten sei, bei dem die Energie der aus der Gicht der Hochofen entströmenden Gase zur Erzeugung von Eisen oder Stahl auf elektrischem Wege weiter ausgenutzt wird. Nimmt man diese Ansicht — die ja je nach den örtlichen Verhältnissen bedeutende Einschränkungen oder Erweiterungen wird erfahren müssen — als richtig an, und bedenkt

<sup>32)</sup> Electrochem. and Metallurg. Industry 1905, 153.

<sup>33)</sup> Diese Z. 17, 135 (1904) u. 18, 529 (1905).

<sup>34)</sup> D. R. P. 166 562.

<sup>35)</sup> Electrochem. and Metallurg. Industry 1905, 5, 180; Chem.-Ztg. 29, 45, 614 (1905).

<sup>36)</sup> Diese Z. 17, 139 (1904).

man, daß in der Tat bereits auf einer Anzahl von — insbesondere deutschen — Hüttenwerken in der Weise verfahren wird, daß die Energie der Gichtgase in elektrische Energie umgewandelt zur Raffination von Eisen Verwendung findet, so ist es sicherlich von der größten Bedeutung für die Elektrometallurgie des Eisens, sich über die Veränderungen, die das Gayley'sche Verfahren im Gefolge haben wird, klar zu werden. Da dieses mit trockener Gebläseluft arbeitet, so daß die Wärmeenergie sich verringert, die früher für das mit der feuchten Gebläseluft in den Hochofen kommende Wasser aufgewendet werden mußte, so verringert sich auch die dem Ofen zuzuführende Koksmenge pro Tonne Eisen, und es ist anzunehmen, daß sich damit auch die der Gicht der Hochöfen entströmende Gasmenge verringern wird. Es würden also in allen Betrieben, die das Gayley'sche Verfahren einführen, geringere Energiemengen für die elektrische Raffination zur Verfügung stehen. Rossi weist nun an der Hand ausführlicher Berechnungen und Darlegungen nach, indem er sich gleichzeitig auf die Autorität Bellis stützt, daß die Verwendung einer geringeren Koksmenge bei einer Tonne Eisen nicht notwendigerweise auch ein geringeres Gasgewicht nach sich ziehen müsse, sondern daß bei reichen Erzen sogar eine Erhöhung der Gasmenge eintritt.

### Zum letzten Male die Schwefelbestimmung im Pyrit.

Von M. DENNSTEDT und F. HASSLER.

(Eingeg. den 22.11. 1906.)

Auf die in Heft 44 dieser Zeitschrift 19, 1854 (1906) enthaltene Erwiderung von Lunge auf unsere Mitteilung auf S. 1686 haben wir, soweit sie sachlicher Natur ist, folgendes zu entgegnen:

Wer die Pyritangelegenheit von Anfang an aufmerksam verfolgt hat, wird erkennen, daß der von Lunge gerügte Wirrwarr nicht durch uns entstanden ist.

Entgegen der Behauptung Lunge's, daß man nicht mehr das Recht habe, Abweichungen von mehr als 0,1% im Schwefelgehalt als leicht vorkommend anzusehen, und daß die gefundenen Differenzen durch seine und die Arbeiten von Hintz und Weber aufgeklärt seien, sprechen G. Lunge und R. Stierlin selbst im Berichte der Internationalen Analysenkommission S. 383 (1906) noch immer von „ganz vereinzelten größeren Abweichungen“, „deren Ursache bisher nicht klar gestellt werden konnte“, und in einer Fußnote: „auch nach den neuesten Erfahrungen der Herren Hintz und Weber bekam bei der Untersuchung desselben Pyrits doch der eine Assistent 48,62%, der andere nur 48,41% ...“.

Ob die erwähnten, noch nicht aufgeklärten Abweichungen wirklich nur so ganz vereinzelt vorkommen, läßt sich aus der verhältnismäßig kleinen Zahl von Analysen nicht mit Sicherheit folgern, jedenfalls sprechen die großen Differenzen, bis 0,83% bei der Analyse des internationalen Pyritmusters,

nicht dafür, denn das sind Differenzen, die durch die von Herrn Lunge angenommenen Fehlerquellen allein nicht erklärt werden. Außerdem müßte Herr Lunge doch noch den Nachweis führen, daß die Herren mit den hohen Zahlen durch schnellen Zusatz des Chlorbaryums, die mit den niedrigen Zahlen umgekehrt gefällt haben.

Da diese Analysen, wie Herr Lunge selbst sagt, von hervorragenden Chemikern ausgeführt worden sind, so liegen die Differenzen nicht an den Chemikern, sondern an der Methode. Wir haben keinen Grund, von unserer Ansicht abzugehen, daß die jetzt noch unaufgeklärten Differenzen durch die Bildung von basischem Ferrisulfat verursacht werden.

Wenn Herr Lunge uns vorwirft, wir hätten vergessen, daß nach beiden Methoden nur der „nutzbare“ Schwefel bestimmt werde, so hat er übersehen, daß wir nur von dem „internationalen Pyritmuster“ gesprochen haben, das nur „nutzbaren“ Schwefel enthielt; wie man in anderen Fällen zu verfahren hat, geht aus unseren Abhandlungen hervor<sup>1</sup>).

Herr Lunge sagt weiter, wir hätten nicht „gezeigt“, sondern nur „behauptet“, daß wir bei der Verbrennung zu genauen Resultaten gekommen seien, weil wir keine Zahlenbelege bringen; sie sind nur, um Raum zu sparen, weggelassen worden. Natürlich haben wir bei beiden Methoden nicht absolut genau dieselben Zahlen gefunden, sondern innerhalb der angegebenen Grenzen von 48,69 bis 48,86%. Im übrigen kann man, streng genommen, in einer Zeitschrift doch immer nur „behaupten“ und nicht „zeigen“. Wenn Herrn Lunge sein Weg wieder einmal nach Hamburg führt, sind wir jedoch auch mit Vergnügen bereit, zu „zeigen“.

Herr Lunge beschwert sich, daß man kein Wort davon höre, ob wir bei unseren Analysen „genaue Kontrollversuche mit den verwendeten Reagenzien“ angestellt hätten; wir halten das für selbstverständlich, oder darf man bei Herrn Lunge voraussetzen, daß er, wenn er das Gegenteil nicht besonders erwähnt, mit unreinen oder nicht geprüften Reagenzien arbeitet? Die Frage, ob sich für die Pyritanalyse die Lunge'sche oder die von uns angegebene Verbrennungsmethode besser eigne, kann natürlich nicht durch Worte, sondern nur durch Versuche solcher Chemiker entschieden werden, die beide Methoden beherrschen!

Wir hoffen, daß doch der eine oder der andere Fachgenosse die beiden Methoden einer vergleichenden Prüfung unterziehen wird.

Im übrigen sehen wir nicht ein, wie „Verwirrung und Schaden im Pyrithandel“ angerichtet werden kann, wenn man zur Schwefelbestimmung statt einer anerkannten mit einem noch unaufgeklärten Fehler behafteten technischen eine genaue Resultate liefernde wissenschaftliche Methode anwendet.

<sup>1</sup>) Man verzeihe uns die „ungehörige Reklame“, wenn wir auch auf die zweite Auflage der Anleitung zur vereinfachten Elementaranalyse, Hamburg 1906, hinweisen, worin die Pyritanalyse genau besprochen ist.