

Die Eisenerzlagerstätten in Oberhessen, die heutigen Aufschlüsse und ihre zukünftige Bedeutung.

Von Großhzl. Bergrat C. Köbrich in Darmstadt,

(Vortrag vor der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 30. November 1913.)

(Hierzu Tafel 6.)

In der Reihe der deutschen Bundesstaaten nimmt das Großherzogtum Hessen nach Größe und Bevölkerungszahl die siebente Stelle ein. Mit seiner Eisenerzförderung dagegen rückt es an die dritte oder neuerdings—nach Bayern— an die vierte Stelle. Verglichen mit der alles überragenden Erzmengenge, die Lothringen liefert, und mit der ebenfalls recht hohen Gesamtzahl der Erzfördermengen der preußischen Monarchie, bleibt allerdings für das übrige Reichsgebiet insgesamt nur ein geringer Bruchteil, und beispielsweise entfallen auf Hessen nur $1\frac{1}{2}\%$ der Erzmengenge. Dieses Bild verschiebt sich aber wesentlich zugunsten

als jedes einzelne der benachbarten preußischen Lahnreviere Wetzlar, Weilburg und Dillenburg.

Wie die nebenstehende Abb. 1 zeigt, hat die Förderung eine im ganzen ziemlich stark steigende Tendenz, allerdings nicht unbeeinflusst von der allgemeinen wirtschaftlichen Lage; daher die mehrfach rückläufigen Bewegungen der Kurven.

Die hessische Eisenerzproduktion stammt zurzeit ganz aus der Provinz Oberhessen. Das Land besitzt zwar auch im Odenwalde manganreiche Eisenerze der Zechsteinformation, die jahrzehntelang gefördert worden sind; zurzeit sind jedoch diese Vorkommen nicht im Betrieb. Ebenso sind die tertiären Bohmerze der Provinz Rheinhessen, die in den fünfziger Jahren ziemlich lebhaft gefördert worden sind, nicht mehr Gegenstand der Gewinnung. Die hohen Landpreise in jener hauptsächlich dem Weinbau dienenden Gegend schließen auch wohl die Wiederaufnahme der dortigen Betriebe aus.

Die Provinz Oberhessen wird in ihrer wirtschaftsgeographischen Lage charakterisiert (s. Tafel 6) durch die drei Bahnlinien Frankfurt a. M.—Gießen

(—Cassel), Frankfurt—Fulda (—Bebra—Halle—Berlin) und die sogenannte Oberhessische Bahn Gießen—Fulda. Da Oberhessen eine eigene Hüttenindustrie nicht mehr besitzt, so ist es auf die Ausfuhr seiner Erze angewiesen. Die gegebenen Ausfuhrwege führen über Gießen lahnabwärts nach dem Sieger-

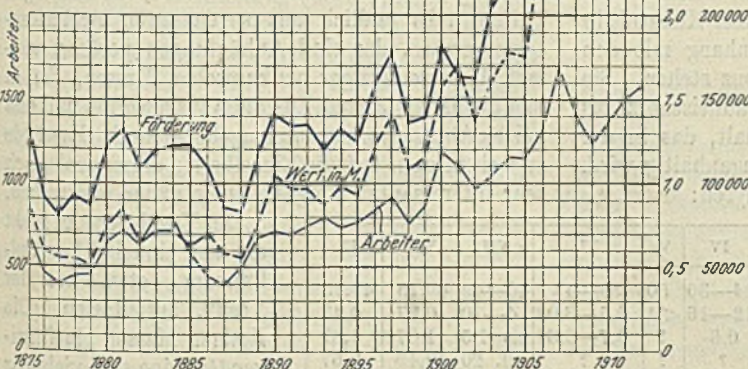


Abb. 1. Die Eisenerzförderung in der Provinz Oberhessen.

Hessens, wenn man den Wert daneben vergleicht. Am Wert der deutschen Eisenerzförderung ist Hessen mit rd. $3\frac{1}{2}\%$ beteiligt. In absoluten Zahlen bewegt sich die Eisenerzförderung des Großherzogtums Hessen gegenwärtig in Höhe von rd. 400 000 t im Wert von 3,9 Mill. \mathcal{M} . Es fördert mehr Eisenerze,

(—Cassel), Frankfurt—Fulda (—Bebra—Halle—Berlin) und die sogenannte Oberhessische Bahn Gießen—Fulda. Da Oberhessen eine eigene Hüttenindustrie nicht mehr besitzt, so ist es auf die Ausfuhr seiner Erze angewiesen. Die gegebenen Ausfuhrwege führen über Gießen lahnabwärts nach dem Sieger-

land und Rheinland-Westfalen, für die südlicheren Gewinnungspunkte auch über Frankfurt-Mainhafen zu Schiff rheinabwärts zu den dortigen Hütten. Nach Osten wird die Absatzmöglichkeit nach Schlesien zum schlesischen Sondertarif in greifbare Nähe gerückt, sobald die im Bau befindliche Verbindungsbahn Alsfeld-Niederaula-Hersfeld fertig ist.

Die oberhessischen Erze lassen sich in zwei große Gruppen teilen, nämlich in solche der Devonformation und in die Basalteisensteine des Vogelsberges. Wie die Tafel 6 zeigt, liegen die Vorkommen der ersteren Art sämtlich am Westrand der Provinz, also nahe der Bahnlinie Frankfurt—Gießen. Hier ragt das Devon des Taunus und rheinischen Schiefergebirges noch in das hessische Gebiet hinein. Das Streichen der Gebirgsschichten wird ungefähr durch die Schraffur der Karte wiedergegeben. Die Lagerung ist stellenweise kompliziert; die geologische Spezialuntersuchung steht noch aus. Doch ist ziemlich sicher, daß die Roteisensteine der Lahn sich nicht in das hessische Gebiet erstrecken.

Das Devon wird abgeschnitten von einer Reihe von Verwerfungen, die im wesentlichen S—N laufen, so daß nach Osten hin, gegen die Wetterau, die Devonshollen staffelweise in die Tiefe sinken. Die hiermit verbundene starke Zertrümmerung hat die Gebirgsschichten einer intensiven Verwitterung und Wasserzirkulation zugänglich gemacht, deren Ergebnis die Erzlagerstätten sind. So finden sich auf den devonischen Kalken beträchtliche Mengen von Manganeisenerzen, für die das berühmte Gießener Braunsteinbergwerk der großartigste Beleg ist. Seit mehr als sechzig Jahren in Betrieb, hat dieses Werk noch jetzt auf lange Jahre Erzvorrat für eine sehr beträchtliche Förderung. Gegenwärtig fördert es im Jahre rd. 200 000 t. Ähnliche Vorkommen finden sich in kleinerem Maßstabe noch mehrfach. Sie sind wohl sämtlich in festen Händen.

Weniger bekannt sind die Erzvorkommen an und in Schiefen des Devons, die nach meiner Kenntnis in allen Fällen in direktem Zusammenhang mit den Spalten und Randbrüchen des Devons stehen. Sie liefern ein prächtiges stückiges Brauneisenerz bis zu 50 und mehr Prozent Metallgehalt, das in der Nähe der Nordspalten stark manganhaltig wird. Näheres besagen die folgenden Analysen:

	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
Fe . . . %	54,07	35—38	17	34—36	50	38—43	40—45	49,15	48,15
Mn . . . %	1,42	7—8	31	12—16	<1	0,5—8,02	4—10	0,37	0,43
P . . . %	0,769	0,5	0,5	0,8	?	0,7—0,8	bis 1,5	1,07	1,67
Rückstand %	6,21	6—14	9	?	?	?	rd. 20	10,49	9,67

I. „Gelberz“ von Grube Oberrosbach 1902. II. desgl. 1909. III. manganreiches Erz von dort. IV. Durchschnittsfördergut Oberrosbach. V. Gelberz bei Bad Nauheim. VI. Grube Rottwegfeld bei Langgöns. VII. Grube Georg bei Grüningen. VIII. und IX. Grube Vertrauen bei Holzheim.

Typisch für diese Vorkommen sind die Erze von Ober-Rosbach, die aber keineswegs vereinzelt dastehen. Auch diese Vorkommen sind wohl in der Hauptsache in festen Händen und bekannt. Daß

sie keineswegs selten sind, zeigt die Karte, auf der 26 Betriebe angedeutet sind, die bisher in Förderung gestanden haben, so in den Gemarkungen Gießen, Holzheim, Grüningen, Langgöns, Kirchgöns, Pohl-göns, Gambach, Butzbach, Griedel, Bad Nauheim, Oberrosbach und Rodheim. Dieder Karte beigedruckte Uebersicht gibt die Namen der durch Nummern bezeichneten Betriebe und die Jahre der Förderung an. Im allgemeinen kann man sagen, daß die Erze hochwertig und billig gewinnbar sind und eine ziemlich günstige Verkehrslage haben. Aber es ist andererseits nicht wahrscheinlich, daß man am Devonrand in Hessen noch einmal große Ueberraschungen in Form von neuen Funden erleben wird, die etwa eine Vervielfachung der bis jetzt bekannten Erzmengen bedeuten könnten. Wohl mag noch mancher schöne, auch reiche Aufschluß dort gemacht werden. Aber die Zukunft des oberhessischen Erzbergbaues liegt nicht am Devonrande, sondern im Vogelsberg.

Der Vogelsberg ist¹⁾ die größte vulkanische Masse des europäischen Festlandes. Geologisch reicht er bis an das rheinische Schiefergebirge und den Taunus heran bis in die Gegend von Wetzlar und südlich bis über den Main. Denn so weit erstrecken sich die Reste der Basaltdecken, die einst mit dem Hauptmassiv zusammengehangen haben und jetzt durch die natürliche Abtragung isoliert sind. Das Hauptmassiv selbst umfaßt bei 55 km Durchmesser eine Fläche von 2500 qkm. Die höchste Meereshöhe erreicht es am Taufstein mit 772 m. Das Gesamtansteigen beträgt von den Rändern bis zum höchsten Punkt durchschnittlich nur 2%. Daher kommt es, daß sich der Vogelsberg trotz seines räumlichen Umfangs dem Auge fast gar nicht als Gebirge darstellt.

Der Vogelsberg ist ein Vulkangebiet der Tertiärzeit. Seine in der Hauptsache basaltischen Massen bestehen teils aus festem Basalt in den verschiedensten Erstarrungsformen, teils aus lockeren, aschenartigen Tuffen, teils endlich aus sogenannten Schlackenagglomeraten, das sind Anhäufungen poröser, vielfach bimssteinartiger vulkanischer Massen, die in nicht völlig erstarrtem Zustande ausgeworfen und erst bei der Ablagerung zusammengebackt sind. Es würde zu weit führen, auf die Einzelheiten dieses geologisch sehr interessanten Vorgangs hier näher einzugehen.

Der Vogelsberg ist nicht als ein einheitlicher Vulkanberg, etwa wie der Vesuv, aufzufassen. Die riesigen Massen glutflüssiger Gesteine sind vielmehr wahrscheinlich aus vorher entstandenen, weit hinlaufenden Spalten und Bruchlinien übergequollen.

¹⁾ W. Schottler, Geologische Skizze des Vogelsberges. (Notizbl. d. Ver. f. Erdkunde, Darmstadt, 4. Folge, 1910, S. 63 ff.) Die Abb. 3, 5 und 7 sind nach Aufnahmen von Berggrat Schottler angefertigt.

Nur so kann man die vorwiegend flächenhafte Verbreitung der Basalte in breiten Strömen und Decken erklären. Einige lokale Krater sind daneben zweifellos vorhanden gewesen, aber diese haben weder jetzt noch ehemals der Landschaft das Charakteristische gegeben.

Auch den Zusammenhang mit den eben erwähnten Bruchlinien der Erdkruste verhüllt die weite Basaltdecke. Nur an den Rändern und an wenigen fensterartigen Lücken sowie aus einigen Tiefbohrungen kann man die innere Struktur jenes Gebietes erkennen. Die Karte gibt den geologischen Ueberblick. So ist bei Rabertshausen der Zechstein und das Rotliegende, bei Bermuthshain der Buntsandstein und Muschelkalk nachgewiesen, im ganzen Norden, Osten und Süden sieht der Buntsandstein, im Südwesten Zechstein und Rotliegendes unter dem Basalt hervor, und fast ringsherum, besonders aber nach Westen hin, schiebt sich zwischen den älteren Gesteinen und dem Basalt eine Tertiärdecke ein.

Auf die Einzelheiten des geologischen Aufbaues dieses älteren Sockels des Vogelsberges soll hier nicht eingegangen werden. Dagegen ist die Kenntnis der geologischen Leitlinien von Oberhessen für das Verständnis der Erzvorkommen wichtig. Drei geologische Richtungen bestimmen den Gebirgsbau in Oberhessen (Abb. 2):

1. Die SW-NO-Richtung, die sich im Streichen des rheinischen Schiefergebirges, in dessen südlichem Randbruch und dem ihm vorgelagerten Saar-Nahe-Becken ausdrückt. Die Schichten des Rotliegenden des Saar-Nahe-Beckens setzen als langgestreckter schmaler Sattel quer durch die Wetterau fort und verschwinden unter dem Oberrotliegenden und Zechstein am Rand des basaltischen Vogelsberges nördlich von Büdingen.

2. Die SO-NW-Richtung (herzynische), die sich etwa rechtwinklig zur ersteren in dem Lauterbach-Salzschrifer Grabenbruch und einigen Andeutungen paralleler Gräben (z. B. Bermuthshain) ausdrückt. Der höchste Punkt des Vogelsberges, der Taufstein, liegt ziemlich genau auf dem Schnittpunkt dieses Bermuthshainer Grabens mit der Richtung der vorerwähnten Saar-Nahe-Linie.

3. Die jüngste, sogenannte rheinische (S-N-) Richtung, die den Devonrand sowie den Einbruch der Wetterau begrenzt und noch weit in das eigentliche Basaltgebiet hinein nachweisbar ist.

Es liegt nahe, anzunehmen, daß die starke Zertrümmerung der Erdkruste in dieser Gegend der Grund gewesen ist, weshalb gerade hier in so reichlicher Menge vulkanische Massen zutage getreten sind. Damit ist aber nicht gesagt, daß nach Erschöpfung der vulkanischen Tätigkeit keine weiteren Schollenverschiebungen mehr erfolgt seien. Es sind im Gegenteil auch die bereits erstarrten Basaltströme noch später von Störungen betroffen worden, die sich, soweit bisher bekannt, vorzugsweise in eine oder die andere der drei erwähnten Richtungen

eingliedern lassen. So sind Verwerfungen nordwestlicher Richtung gegen Gießen zu auf viele Kilometer Länge festgelegt. So ist der breite nordsüdliche Graben der Wetterau jünger als der Basalt. So wird das Seen- und Ohmtal als ein ebenfalls nordsüdlich gerichteter junger Graben oder mindestens als eine Störungszone aufgefaßt.

Aehnlich wie es vorhin von den devonischen Störungszone beschrieben worden ist, hat auch in den basaltischen Massen die spätere Störung eine Zertrümmerung und verstärkte Zugänglichkeit für Verwitterungs- und vielleicht stärkere chemische Einflüsse — man denkt an die Mitwirkung der noch jetzt zahlreichen Kohlensäurevorkommen am Vogelsberg, die vielleicht früher noch viel häufiger waren — mit sich gebracht. Die Folge davon war die Konzentration und Ausscheidung von Eisenhydroxyden

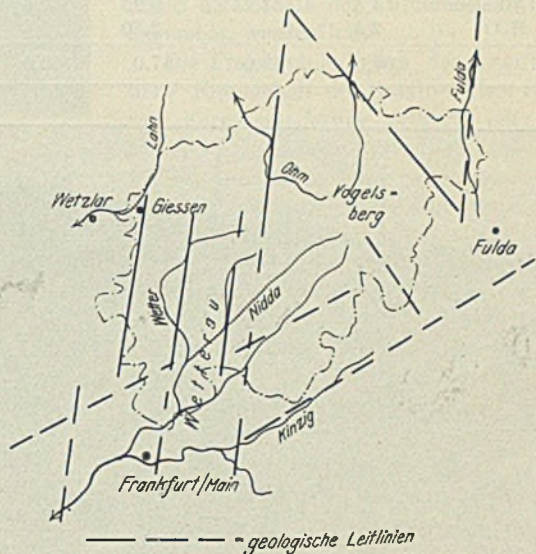


Abb. 2. Geologische Leitlinien von Oberhessen.

in größerer oder geringerer Menge, kurz die Erzbildung.

Die Erfahrung warnt den Erzbergmann im Vogelsberg vor allen frischen, unzersetzten Gesteinen. Wohl enthalten die Basalte in ihrem Augit und namentlich Olivin und Magneteisen nicht unbedeutende Mengen Eisen. 6 bis 7% sind mindestens vorhanden, ja einzelne Analysen geben bis 13% an. Aber dieser Eisengehalt kann leider bis jetzt nicht nutzbar gemacht werden. Auch die gewöhnliche atmosphärische Verwitterung nützt dem Erzbergmann nichts. Ganz anders stellt sich die Verwitterung dar, die von der Bildung der Eisensteine begleitet ist: Eine tiefgründige, vollkommene Zersetzung des anstehenden Gesteins bis zu stellenweise 60 m unter Tage, ausgehend von den Klüften und fortschreitend bis zum Kern der einzelnen Basaltklötze, ein intensiver Löseprozeß, besonders an Silikaten, eine völlige Zermürbung der zahlreichen Quarzeinschlüsse in den Basalten, eine Wegführung

fast aller Alkalien, das sind die allgemeinen Erscheinungen. Es bleibt von dem ganzen Gestein im wesentlichen die Tonsubstanz, ein Teil der Kieselsäure, die Titansäure, Eisen, Mangan, etwas Phosphorsäure und viel Hydratwasser.

Die nachstehenden Analysen (nach E. Hollmann)¹⁾ veranschaulichen den Vorgang:

	1	2	3	4
	frischer Basalt %	davon weggeführt %	zurückgeblieben %	das sind in % des Restes
SiO ₂ . .	44,0	27,0	17,0	42,7
TiO ₂ . .	2,5	1,25	1,25	3,0
Al ₂ O ₃ . .	13,5	—	13,5	33,9
Fe ₂ O ₃ . .	4,5	} 9,5	} 2,0	} 5,0
FeO . .	7,0			
CaO . .	10,5	10,25	0,25	0,6
MgO . .	11,0	10,75	0,25	0,6
Alkalien	4,5	4,25	0,25	0,6
H ₂ O . .	2,5	—	2,50	13,6
	100,0	63,0	37,0	100,0

Fall sei, ist für die Basalte des Vogelsberges nicht zutreffend. Die Säulenform ist hier ziemlich selten. Häufiger schon ist die Absonderung in senkrecht stehende Pfeiler, deren einzelne bis zu 2 m Durchmesser erreichen und nicht selten eine Auflösung in horizontale Scheiben zeigen. Für die Erzlagerstätten kommen Basalte mit diesen Absonderungsformen aber nicht in Betracht.

Als typisch ist dagegen die deckenförmige Anordnung der Basaltvorkommen mit mehr oder weniger deutlichen Tuffzwischenlagen zu bezeichnen. Der einzelne Basaltstrom zeigt dann in seiner inneren Struktur am häufigsten entweder unregelmäßig scherbige Zerklüftung oder eine vorwiegend horizontalplattige Absonderung, bei der sich freilich die einzelnen Horizontalklüfte häufig spitzwinklig vereinigen oder durchkreuzen. Die letztere Form ist besonders charakteristisch und deshalb auch in den Eisenerzlagerstätten nicht selten wiedererkennbar (vgl. Abb. 3 und 4). Die einzelnen Eisenerzschnäure bilden hier ein Netzwerk, das den Klüften und

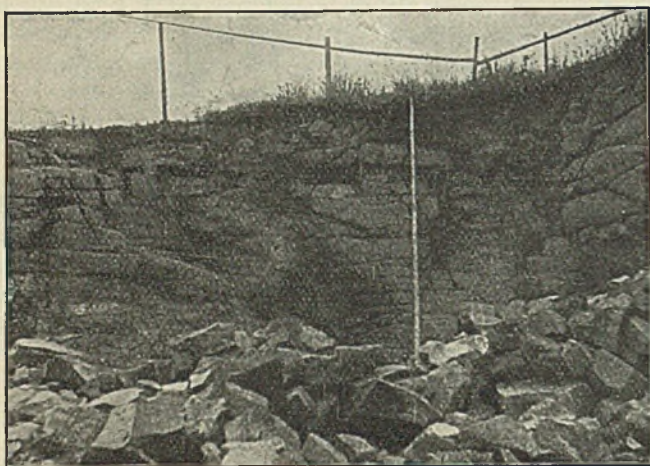


Abb. 3. Plattige Absonderung des Basalts.



Erzschnäure zersetzte basaltische Masse

Abb. 4.

Basaltstruktur im Erzlager der Grube Hoffnung bei Stockhausen.

Hand in Hand mit diesem Auflösungs Vorgang beginnt auch die Wanderung von Eisen und Mangan in Form von Lösungen. So erfolgt eine allmähliche Zusammenwanderung des Eisens, erst zu gelben Flecken und konzentrischen Streifen, dann zu Ockerpartien, zu Kluftausfüllungen, schaligen Gebilden und schließlich auch zu derben Brauneisensteinbänken, in denen die Eisensteinsubstanz das basaltische Material völlig ersetzt.

Die basaltische Herkunft der Erzlager ist aber auch dann stets noch erkennbar an dem allmählichen Uebergang in deutlich basaltische Zersetzungsprodukte, und bei den weniger kompakten Erzen auch noch an den charakteristischen Strukturbildern.

Die Vorstellung, daß die schöne säulenförmige Absonderung des Basalts, die man nicht selten als seine Strukturform abgebildet findet, der normale

Absonderungsflächen des ursprünglichen Basaltstromes folgt. Die zwischenliegenden Basaltstücke sind zu einer mehr oder weniger vollkommen zersetzten tonigen Masse, oft von lebhaft bunten Farben — lila, grün, gelb, braun, purpurrot, auch weiß — umgewandelt.

Ist der Basalt in weniger dünnen Platten absondert, so neigt er gewöhnlich zum schaligen Zerfall unter schließlicher Kugelbildung. Auch diese charakteristische Strukturform findet sich in den Erzlagerstätten nicht selten wieder (vgl. Abb. 5, 6 und 7). Dabei gilt über Entstehung und Begleiterscheinungen bei Abb. 6 dasselbe wie zu Abb. 4.

Zuweilen finden sich Erzvorkommen, bei denen eine parallelstreifige oder regelmäßige konzentrische Struktur erkennbar ist. Man deutete sie früher als Erzbildung in geschichteten Tuffen. Diese Deutung ist aber wohl sehr anfechtbar. Die parallelen Streifen halten niemals weit geradlinig aus, sondern biegen

¹⁾ Ueber Basalteisenstein des nordwestlichen Vogelsberges. Dissertation, Gießen 1909.

bald um und werden ohne erklärliche Ursache plötzlich abgeschnitten durch neue, spitzwinklig dazu auftretende Streifensysteme. Es ist wohl richtiger, hier eine Art rhythmische Diffusion (nach

Geht die Anreicherung des Erzes so weit, daß mächtige kompakte Erzbänke entstehen, die schon in der Grube rein gewonnen werden können, so heißen diese Erze Stückerze (Abb. 8).

Das Stückerz liegt niemals über, sondern, sofern es überhaupt vorhanden ist, stets unter dem Wascherz; es kommt aber auch für sich allein ohne Wascherzbegeleitung vor. Es ist um so besser im Metallgehalt, je heller das Nebengestein ist, je weiter also die Enteisung des Gesteins und die Metallkonzentration vorgeschritten ist. Das Bild des Wascherzes unterscheidet sich von dem des Stückerzes also nur durch geringere Stärke der Erzschnüre. Interessant ist, daß in den Randgebieten der Erzlagerstätten des Vogelsberges in der Regel ein Mangengehalt auftritt, der also direkt als Vorbote des Aufhörens der Erze angesehen werden kann.

Die Frage, ob lediglich der ursprüngliche Eisengehalt des Basaltes diese Orts- und Formveränderung erfährt, oder ob fremdes Eisen zuwandert, ist streitig. Ich möchte annehmen, daß im allgemeinen das

im Basalt enthaltene Eisen nur eine Umlagerung erfährt, daß aber daneben eine Anreicherung jedenfalls durch einen erheblichen Teil des Eisengehalts der im übrigen völlig aufgelösten und weggeführten Basaltmengen stattgefunden hat. Endlich ist wohl stellenweise auch die Zuführung von Eisen durch



Abb. 5. Kugelige Absonderung des Basaltes.

Liesegang¹⁾) anzunehmen, um so mehr als sie gerade im Zusammenhang mit der Bildung von Erzkugeln auftritt.

Alle bisher besprochenen Strukturbilder zeigen ein so inniges Durcheinander von Eisenstein und taubem Material, daß die Gewinnung beider gemein-

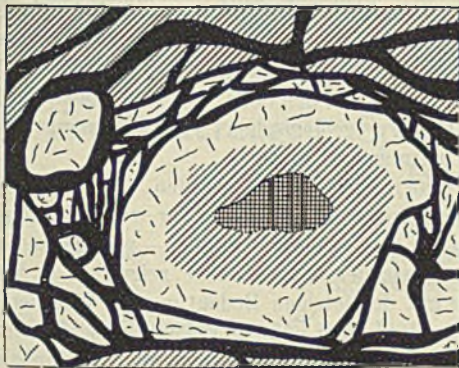


Abb. 6. Kugelige Basaltstruktur im Erzlager der Grube Hoffnung bei Stockhausen.²⁾



Abb. 7. Kugelige Basaltstruktur im Erzlager der Grube Hoffnung bei Stockhausen.

sam erfolgen muß. Erst durch einen Waschprozeß wird der Eisenstein von den tauben Massen geschieden. Daher ist für Erzvorkommen dieser Art der Name Wascherz üblich.

¹⁾ R. E. Liesegang, Geologische Diffusionen. Dresden, Th. Steinkopff 1913.

²⁾ H. Münster, Die Brauneisenerzlagerstätten des Seen- und Ohmtales am Nordrand des Vogelsgebirges. Zeitschrift für praktische Geologie 1905, S. 242.

Quellen anzunehmen, z. B. in der Gegend von Ettingshausen, wo Eisenkarbonate vorkommen, während sonst überall nur Hydroxyde bekannt sind. Schwierig reicht die Umlagerung des eigenen Eisengehalts der Basalte allein aus zur Erklärung des Vorgangs. Denn manche Eisensteine lassen im mikroskopischen Bilde noch deutlich die unveränderten Olivinkristalle des ehemaligen Basaltes mit ihren eigentümlichen Eisenoxydrändern erkennen, obwohl gerade der Olivin — als der leichtest zersetzbar eisenhaltige

Bestandteil — das Eisen zur allgemeinen Vererzung zuerst hergegeben haben müßte.

Auch die chemische Analyse spricht dafür, daß in den Erzlagern eine ausgesprochene Anreicherung des normalen Eisengehalts der basaltischen Materialien stattgefunden hat. Zum Beweis seien zusammengestellt:

- 5. Analyse von Wascherz von Grube Hoffnung (nach H. Münster);
- 6. die verdoppelten Zahlen von 5;
- 4. die oben als Nr. 4 angegebene Analyse des Restprodukts der Basaltzersetzung.

	5	6	4
SiO ₂ %	20,43	40,86	42,7
TiO ₂ %	2,18	4,36	3,0
Al ₂ O ₃ %	18,55	37,1	33,9
Fe ₂ O ₃ %	41,41	82,82	} 5,0
FeO %	0,28	0,56	
CaO %	0,35	0,7	0,6
MgO %	0,3	0,6	0,6
Alkalien %	nicht best.	—	0,6
H ₂ O %	16,28	32,52	13,6
%	99,78	199,56	100,0



Abb. 8. Stückerz auf Grube Eisenhoffnung bei Lumda.
weiß = Ton, schwarz = Erz.

Der Vergleich von 6 mit 4 läßt erkennen, daß das Erzlager sich vom tauben Zersetzungsprodukt in den prozentualen Mengen aller andern Bestandteile — außer Eisenoxyd und Wasser — so gut wie gar nicht unterscheidet. Das Erzlager ist also eine Zersetzungspartie des Basalts, aus der einerseits — siehe weiter oben Analysen 1 bis 4 — der größte Teil des Eisens (9,5 % nach Analyse 2) weggeführt, in der aber andererseits soviel Eisenoxyd und Wasser wieder konzentriert ist, daß sich die 100 Gewichtsprozent des eisenarmen Zersetzungsprodukts (4) fast auf die doppelte Gewichtsmenge 199,56 % (6) vermehren.

Die 100 % der Analyse 4 entsprechen den 37 % der Analysen 3 und 1, also würde auch das in Analyse 6 auftretende Eisenhydroxyd einer Gewichtsmenge von ungefähr 36 % in Analyse 1 entsprechen; mithin enthält das Erz von Hoffnung mehr als das Dreifache an Eisenoxyd wie der ursprüngliche Basalt.

Daß übrigens der Vererzungsvorgang nicht bloß an mineralische Substanzen gebunden ist, zeigt das Bild eines Eichenstammes (Abb. 9). Solche Vererzung von festen Hölzern ist nicht ganz selten. Sie beweist, daß die Erzbildung jedenfalls ein geologisch sehr junger Vorgang ist.

Die Anordnung der Erzlagerstätten in bestimmten Reihen und Zügen ist schon früher beobachtet worden. Tasche¹⁾ zählt, obwohl für ihn seinerzeit nur erst die Stückerze Interesse besaßen, vier Züge auf, nämlich

1. von NO nach SW ungefähr zwischen Herbestein und dem Taufstein (s. Karte);

2. von SO nach NW quer etwa zwischen Gedern und Ortenberg hindurch (s. Gruben- und Hüttenbezeichnungen auf der Karte);

3. und 4. zwei etwa SN verlaufende Züge, deren einer durch Grünberg, der andere durch Mücke geht und die mehrere Stunden lang sind.

Das Zusammenfallen dieser Reihen mit den oben erwähnten geologischen Leitrichtungen ist dagegen

erst neuerdings erkannt worden. Die Anwendung dieser Erkenntnis auf die bisher weniger untersuchten Teile des Vogelsberges läßt — wie überraschende Aufschlüsse der letzten Jahre zeigen — in Verbindung mit der jetzigen Bedeutung der Wascherzlager noch vieles hoffen. Als ein Beispiel dieses Zusammenhangs zwischen Erzvorkommen und Tektonik diene ein Ausschnitt aus dem Erzzug der Gruben Hedwig und Eichholz (Abb. 10). Der Grundriß läßt deutlich erkennen, daß die Längenerstreckung der SN-Richtung folgt und auch nach örtlichen Ablenkungen wieder in sie zurückkehrt.

Einen ähnlich deutlichen Zusammenhang mit einem Spaltenkreuz zeigt der Grundriß der Erzlagerstätte im Felde Mücke (Abb. 11). Die Erzausbildung ist auf dem Nordschenkel und dem Ostschenkel des Kreuzes erfolgt. Das Auftreten einer anderen Lagerstätte genau in der geraden Verlängerung spricht dafür, daß in der Tat hier eine



Abb. 9. Eichenholzstamm in Brauneisenstein umgewandelt.
1/2 d. nat. Größe. (Grube Sophie-Antonie bei Flen-sungen.)

¹⁾ H. Tasche, Toniger Brauneisenstein, dessen vor-malige und jetzige Gewinnung und Benutzung im Vogels-berg. (Neues Jahrbuch für Mineralogie usw. 1852, S. 897 ff.)

OW-Spalte vorliegt, längs deren die Vererzung an den sonst geeigneten Stellen eingetreten ist.

Im gleichen Felde Mücke ist endlich eine weitere Beobachtung gemacht worden, die für die Feststellung des Alters der Erzbildung wichtig ist. Die Erzlagerstätte zeigte dort die charakteristischen Strukturbilder des Kugelbasaltes, in dem breite, weitaus-

Spalten, welche mit Löß ausgefüllt worden sind, jünger als die Erzbildung, aber älter als der Löß sind. Daß es sich um echte Spalten und nicht etwa um oberflächliche Risse oder unregelmäßige Hohlräume gehandelt hat, steht bei der regelmäßigen Erstreckung und Begrenzung außer Zweifel. Insbesondere ist die versuchte Erklärung als Trockenrisse auf austrocknenden tonigen Massen gegenüber dieser Erscheinung ausgeschlossen, da es sich, wie gesagt, um einen Kugelbasalt mit

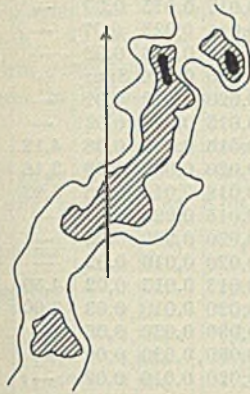


Abb. 10. Erzlager im Felde Hedwig und Eichholz. (Nach Hollmann.)¹⁾

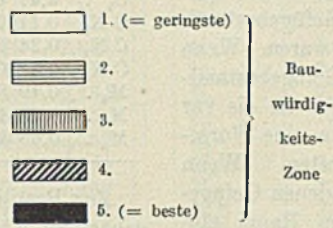
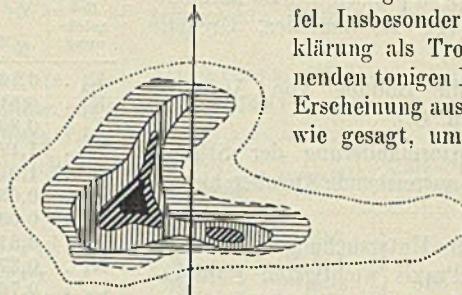


Abb. 11. Grundriß des Erzvorkommens im Felde Mücke.

haltende senkrechte Klüfte in verschiedener Richtung auftraten. Diese Klüfte waren mit echtem Löß angefüllt, der nach Abbau des beiderseits erzführend entwickelten Basaltgebirges als senkrechte Mauer stehen blieb. Der Löß selbst war von dem aufgelagerten in keiner Weise verschieden, insbesondere nicht vererzt. Dies beweist, daß die

noch ziemlich vielen Basaltkernen handelte, bei dem etwaige Eintrocknungserscheinungen sicherlich in anderer Form hervorgetreten wären.

Nachträglich sind die Erzlager durch Abtragung und Umlagerung mehr oder weniger verändert. Die Umlagerung erzeugt bei den Wascherzen sogenannte sekundäre Wascherze, die meist reicher sind als die primären, bei den Stückerzen sogenannte Rolllager.

¹⁾ Ueber Basalteisenstein des nordwestlichen Vogelsberges. Dissertation Giesen 1909.

(Schluß folgt.)

Formänderungen, Spannungen und Gefügeausbildung beim Härten von Stahl.

Von H. Hanemann und E. H. Schulz in Charlottenburg.

(Mitteilung aus der metallographischen Abteilung des Eisenhüttenmännischen Laboratoriums der Kgl. Technischen Hochschule zu Berlin.)

Der Zweck vorliegender Arbeit¹⁾ war, die Formänderungen der Stähle beim Härten und den Einfluß von Spannungen auf das Härtegefüge zu untersuchen²⁾.

Aus den über dieses Gebiet bisher vorliegenden Arbeiten³⁾ lassen sich folgende Tatsachen als sicher festgestellt entnehmen:

1. Beim Abschrecken von Stahl in Wasser findet eine Vergrößerung des Rauminhaltes statt. (Dies wurde bei allen Versuchen stets gefunden.)
2. Beim Anlassen abgeschreckten martensitischen Stahles findet eine Zusammenziehung statt, jedoch zeigen sich merkbliche Unregelmäßigkeiten der Kontraktion bei 150°, 300° und

¹⁾ Der Aufsatz war bei der Redaktion am 22. März 1913 eingegangen.

²⁾ Eine ausführliche Darstellung der diesem Aufsatz zugrunde liegenden Versuche und Besprechung der älteren Veröffentlichungen vgl. E. H. Schulz, Dissertation, Berlin 1913.

³⁾ Metcalf und Langley: Zeitschrift des Berg- und Hüttenmännischen Vereins für Steiermark und Kärnten 1880, S. 109. — Caron vgl. v. Jüptner: Siderologie, Bd. II, S. 133. — Thallner: St. u. E. 1899, 1. April, S. 318/24. — Bonedicks: Dissertation, Upsala 1904. — Fromme:

Wiedemanns Annalen 1879, S. 352. — Charpy und Gronet: Bulletin de la Société d'Encouragement pour l'Industrie nationale 1903, S. 464 u. 883. — Maurer: Metallurgie 1909, S. 33 ff. — Leman u. Werner: Mechanikerzeitung 1911, S. 167. — Svondelius: Dinglers Polytechnisches Journal 1897, S. 111. — Le Chatelier: Comptes rendus hebdomadaires des séances de l'Académie des Sciences 1899, II, S. 331. — Gronet: Bulletin de la Société d'Encouragement pour l'Industrie nationale 1903, S. 464. — Tammann: Zeitschrift für anorganische Chemie 1903, S. 448.

450°. „Reiner Austenit“ dehnt sich beim Anlassen aus (vgl. Fromme, Leman u. Werner, Svendelius, Maurer a. a. O.).

3. Die Umwandlung von α - in β -Eisen geht ohne merkliche Volumänderung vor sich, während bei Uebergang von β - in γ -Eisen eine Zusammenziehung eintritt (vgl. Le Chatelier, Grenet, Charpy a. a. O.).
4. Druck befördert die Bildung von Austenit (vgl. Benedicks a. a. O.).
5. Ueber die Gesamtformänderung der Stücke beim Härten liegen ausreichende Angaben bisher nicht vor.

Wir gingen nun zur Untersuchung des unter 5 genannten, für die Praxis wichtigsten Punktes von folgender Ueberlegung aus: Durch das Abschrecken entstehen im Stahl andere Gefügebestandteile, als vor der Härtung vorhanden waren. Wenn die durch die Härtung entstehenden Gefügebestandteile den nämlichen Rauminhalt hätten wie die vor dem Härten vorhandenen, so könnte eine Formänderung durch Härten nicht eintreten. Wenn dagegen die nach der Härtung vorhandenen Gefügebestandteile geringeren oder größeren Raum einnehmen als diejenigen des ungehärteten Materiales, so ist eine Gesamtformänderung unvermeidlich. Diese Formänderung muß sich im voraus berechnen lassen, wenn bekannt ist, welche Gefügebestandteile in gehärteten Stählen auftreten, und welchen Rauminhalt diese einnehmen. Wenn beispielsweise bei Abschreckung eines Stahlwürfels die Oberflächenschicht eine Ausdehnung erfährt, während der Kern sich zusammenzieht, so muß eine Einziehung sämtlicher Würfelseiten in ihrem mittleren Teil erfolgen, falls nicht Risse im Innern des Körpers entstehen.

Die Bestimmung des spezifischen Rauminhaltes der Gefügebestandteile ist durch Bestimmung der Eigengewichte ohne weiteres ausführbar. Diese Messungen mußten den Ausgangspunkt der Untersuchung bilden. Danach war durch Untersuchung des inneren Aufbaues gehärteter Proben zu ermitteln, in welcher Menge und Anordnung die einzelnen Gefügebestandteile in verschieden geformten Stücken auftreten.

Eine weitere Ueberlegung sagte, daß überall da, wo das Auftreten neuer Gefügebestandteile mit Volumänderung verbunden ist, ihre Bildung von den vorhandenen Druckverhältnissen beeinflußt werden muß. Da beim Härten erhebliche innere Spannungen auftreten, war somit deren Einfluß auf die Gefügeausbildung zu berücksichtigen.

Material und Versuchsausführung.

Das Material für die Untersuchung wurde von der Baildon-Hütte, den Krefelder Stahlwerken und der Fried. Krupp A. G. zur Verfügung gestellt. Den Werken sei an dieser Stelle für ihr Entgegenkommen verbindlichst gedankt. Die Proben lagen in Form gewalzter Rund- und Vierkantstäbe vor.

Ihre analytische Untersuchung ergab die in Zahlentafel 1 mitgeteilten Werte.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung der Versuchsmaterialien.

Bezeichnung	C %	Mn %	Si %	P %	S %	Cu %	Ni %	Cr %
K ₁	0,16	0,38	0,33	0,017	0,015	0,07	—	—
K ₂	0,51	0,62	0,33	0,045	0,023	0,07	—	—
K ₃	0,86	0,25	0,23	0,010	0,033	0,02	—	—
K ₄	1,17	0,31	0,22	0,010	0,020	Spur	—	—
B	1,01	0,24	0,24	0,020	0,010	0,01	—	—
M	0,65	0,70	0,21	0,015	0,020	0,02	—	—
N ₁	0,09	0,38	0,18	0,015	0,030	0,08	4,12	—
N ₂	0,31	0,29	0,15	0,020	0,030	0,06	3,16	—
N ₃	0,37	0,22	0,23	0,018	0,010	0,02	5,92	—
C ₁	0,76	0,42	0,28	0,015	0,020	0,03	—	1,00
C ₂	0,47	0,24	0,22	0,020	0,020	0,03	—	2,77
C N ₁	0,11	0,40	0,16	0,020	0,010	0,02	—	0,57
C N ₂	0,24	0,20	0,23	0,013	0,015	0,02	4,50	1,93
C N ₃	0,35	0,54	0,21	0,020	0,010	0,03	3,00	1,60
M ₁	0,40	0,80	0,49	0,030	0,030	0,06	—	—
M ₂	0,50	1,20	0,59	0,030	0,020	0,08	—	—
M ₃	0,65	1,25	1,40	0,020	0,010	0,02	—	—

Zur Bestimmung der Eigengewichte gleichmäßig gehärteter Körper wurden Zylinder von 7 mm Höhe und 25 mm Durchmesser mit einem durchschnittlichen Gewicht von 22 g verwendet, nachdem Vorversuche gezeigt hatten, daß Stücke solcher Abmessung nach scharfer Abschreckung nur aus Martensit bestanden. Bei den Anlaßversuchen veränderte sich natürlich der Martensit innerhalb der Probe gleichmäßig. Man konnte also bei diesen Abmessungen sicher sein, daß die Eigengewichte der Stücke gleich dem Eigengewichte des in ihnen vorhandenen einheitlichen Gefügebestandteiles waren. Die Oberflächen der Stücke wurden blank geschmiegelt, und es wurden nur völlig glatte, rißfreie Proben verwendet. Sie wurden auf einer analytischen Wage erst in Luft, dann in Wasser von 18° gewogen. Durch wiederholte Wägungen derselben Stücke wurden Abweichungen im Eigengewicht bis zu 0,002 festgestellt, meist aber lagen die Unterschiede innerhalb $\pm 0,001$. Das Meßverfahren hat also eine hohe verhältnismäßige Genauigkeit. Dagegen zeigte sich eine Fehlerquelle darin, daß Proben, die an verschiedenen Tagen unter anscheinend gleichen Bedingungen abgeschreckt waren, Unterschiede im Eigengewicht bis etwa 0,015 aufwiesen. Die Abschreckwirkung wird eben durch geringste, nicht mehr festzustellende Unterschiede der Abschreckgeschwindigkeiten und Abschrecktemperaturen beeinflußt. Deshalb wurden Abschreckversuche, deren Ergebnisse miteinander verglichen werden sollten, stets in einer Gruppe unmittelbar nacheinander vorgenommen. Vor allem aber wurden vergleichende Bestimmungen über die Anlaßwirkung nicht an verschiedenen Proben angestellt, sondern stets so, daß ein und dasselbe Stück nach der Abschreckung steigenden Anlaßtemperaturen ausgesetzt und dazwischen jedesmal in Luft und Wasser gewogen wurde. Die Anlaßdauer betrug:

bei Anlaßtemperaturen unter 100° . . .	etwa 6 bis 7 st
„ „ von 100 bis 150° . . .	5 bis 6 „
„ „ „ 150 „ 180° . . .	6 „
„ „ „ 180 „ 200° . . .	4 „
„ „ „ 200 „ 400° . . .	½ „ 1 „
„ „ über 400°	25 „ 30 min

Veränderung der Eigengewichte kleiner Proben durch Abschrecken.

In Zahlentafel 2 sind die Eigengewichte der Stähle K₂, K₃, K₄, K₅ nach dem Ausglühen und nach dem Abschrecken von verschiedenen hohen Temperaturen in Wasser von 15° zusammengestellt.

Zahlentafel 2.

Eigengewichte der ausgeglühten und abgeschreckten Kohlenstoffstähle.

Bezeichnung	K ₂	K ₃	K ₄	K ₅
ausgeglüht	7,863	7,854	7,857	7,847
1200°	7,854	7,804	7,774	7,752
1175°	7,857	7,804	7,772	7,752
1135°	7,854	7,796	7,765	7,751
1105°	7,855	7,798	7,769	7,759
1070°	7,857	7,795	7,768	7,754
1045°	7,856	7,802	7,767	7,759
1005°	7,861	7,801	7,772	7,771
965°	7,858	7,802	7,763	7,761
930°	7,853	7,795	7,762	7,761
900°	7,858	7,803	7,769	7,777
860°	7,854	7,802	7,770	7,806
820°	7,851	7,804	7,779	7,810
790°	7,855	7,848	7,836	7,830
765°	7,855	7,844	7,839	7,834

Die Werte der Zahlentafel 2 bestätigen die bekannte Tatsache, daß das Eigengewicht des Stahles durch Abschrecken abnimmt, und zwar um so mehr, je höher der Kohlenstoffgehalt ist. Die Probe K₂ ist infolge ihres geringen Kohlenstoffgehaltes nicht härtbar und zeigt auch die geringsten Veränderungen des Eigengewichtes. Bei den anderen Proben läßt sich deutlich eine Wirkung der Höhe der Abschrecktemperatur erkennen. Es besteht eine ziemlich scharfe Grenze, die für untereutektoiden Stahl bei etwa 800°, für übereutektoiden bei etwa 900° liegt. Bis zu dieser Grenze wächst die durch das Abschrecken eintretende Rauminhaltsvermehrung mit der Höhe der Abschrecktemperatur, darüber hinaus nicht mehr. Den bei höheren Abschrecktemperaturen auftretenden kleinen Unregelmäßigkeiten der Dichte sei hier nicht weiter nachgegangen. Das Kleingefüge bestand nur oberhalb der Grenztemperatur ausschließlich aus Martensit, die weniger hoch erhitzten Proben zeigten bereits Anlaßzustände, die sich also infolge des weniger schroffen Temperaturabfalles bereits während des Abschreckens ausgebildet hatten.

Die in Zahlentafel 3 enthaltenen Abschreckversuche von 860° und 900° lassen erkennen, daß bei

Sonderstählen die durch das Abschrecken eintretende Rauminhaltsvermehrung geringer ist als bei den entsprechenden Kohlenstoffstählen.

Um die Wirkung der Abschreckflüssigkeit zu untersuchen, wurden einige Stücke unter sonst gleichen Bedingungen von 900° in Wasser und Oel abgeschreckt. Zahlentafel 3 enthält die Ergebnisse.

Zahlentafel 3. Eigengewichte der Proben, ausgeglüht und nach dem Abschrecken.

Bezeichnung	Ausgeglüht	Abschrecktemperatur	Abgeschreckt in	
			Wasser	Oel
K ₂ . . .	7,863	900°	7,857	7,856
K ₃ . . .	7,854		7,802	7,809
K ₄ . . .	7,857		7,768	7,832
K ₅ . . .	7,847		7,762	7,814
B . . .	—		7,766	7,776
N ₃ . . .	7,865		7,866	7,860
N ₄ . . .	7,852	7,829	7,836	
N ₀ . . .	7,868	7,845	—	
C ₂ . . .	7,838	7,780	7,783	
C ₃ . . .	7,831	7,802	7,804	
M ₄ . . .	7,835	7,803	7,812	
M ₅ . . .	7,822	7,774	7,781	
M S . . .	7,794	7,746	7,751	
C N ₁ . . .	7,879	7,869	7,873	
C N ₂ . . .	7,881	7,854	7,856	
C N ₃ . . .	7,869	7,833	7,839	

Sieht man wieder von dem nicht härtbaren Material K₂ ab, so ergibt sich, daß die Abschreckung in Oel stets ein etwas dichteres Material ergibt, insbesondere bei den eutektoiden Proben. Jedoch ist der Unterschied nicht beträchtlich, er ist besonders gering bei den Sonderstählen; auch zeigen die ölgehärteten Proben unter sich größere Unterschiede.

Es wurde nun noch die Wirkung wiederholten Abschreckens untersucht, indem Proben abwechselnd abgeschreckt und ausgeglüht wurden. Die erhaltenen Eigengewichte sind in Zahlentafel 4 mitgeteilt. Leider war es trotz wiederholter Versuche nicht möglich, die Behandlung häufiger durchzuführen, da stets Härterisse auftraten.

Immerhin ist das Ergebnis bemerkenswert. Die Dichte des ursprünglichen Zustandes wird durch Ausglühen nach stattgefundener Härtung nicht wieder erreicht. Die durch fortgesetztes Härten und Anlassen bewirkten Dichteunterschiede werden bei jeder Wiederholung geringer. Es scheint, daß sie sich einem Mindestwert nähern.

Zahlentafel 4. Eigengewichte nach wiederholtem Abschrecken und Ausglühen.

Behandlung der Proben	K ₂	K ₃	K ₄	K ₅	M
Ausgeglüht	7,863	7,854	7,857	7,847	—
abgeschreckt von 950°	7,848	7,793	7,780	7,750	7,815
ausgeglüht bei 900° . .	7,858	7,842	7,842	7,825	7,857
abgeschreckt von 1000°	7,850	7,791	Härteriß	7,755	7,819
ausgeglüht bei 1000° .	7,855	7,838	—	7,795	7,855
abgeschreckt von 1000°	7,852	Härteriß	—	Härteriß	Härteriß

Veränderung der Eigengewichte gleichmäßig gehärteter Proben durch Anlassen.

Die in angelassenen Proben eintretenden Aenderungen des Rauminhaltes können durch Aenderung der Gefügebestandteile und durch Auslösung von Spannungen bewirkt sein. Es war zu untersuchen, wie beträchtlich jede Ursache für sich allein wirkt. Deshalb wurden zunächst Versuche mit Elektrolytkupfer angestellt, da hier keine Aenderung der Gefügebestandteile eintritt, mithin lediglich die Wirkung von Spannungen zur Geltung kommt. Ein Kupferzylinder von 10 mm Φ und 14 mm Höhe mit einem Gewicht von etwa 10 g wurde von 900° abgeschreckt und dann nacheinander den in Zahlentafel 5 angegebenen Anlaßtemperaturen ausgesetzt. Aus den Werten der Zahlentafel 5 ergibt sich, daß das Eigengewicht des Kupfers durch Abschrecken kaum geändert wird. Auffallend ist aber eine vorübergehende Zusammenziehung während des Anlassens, die ihren Höchstwert bei etwa 185° hat.

Entsprechende Versuche wurden mit einem von den Langbein-Phannhauser-Werken nach dem Verfahren von F. Fischer hergestellten Elektrolyteisen vorgenommen. Dieses Eisen ist hervorragend rein. Auch bei 100 g Einwage ließ sich ein Kohlenstoffgehalt nicht feststellen. Die mit diesem Material nach Abschrecken und Anlassen erhaltenen Eigengewichte enthält Zahlentafel 6.

Um ein dem technischen Eisen etwas näher kommendes Material zu erhalten, wurde ferner etwas

Zahlentafel 5.

Eigengewichte von Elektrolytkupfer nach Abschrecken und Anlassen.

abgeschreckt angelassen	8,909
auf 100°	8,911
„ 128°	8,914
„ 142°	8,919
„ 185°	8,921
„ 225°	8,915
„ 255°	8,915
„ 320°	8,913
„ 375°	8,914
„ 410°	8,916
„ 440°	8,913
„ 460°	8,912
„ 520°	8,909
„ 580°	8,908
„ 645°	8,900
„ 700°	8,902

Zahlentafel 6.

Eigengewichte von Elektrolyteisen nach Abschrecken und Anlassen.

nicht geschmolzen	unbehandelt...	7,892	
	ausgeglüht bei 1100°	7,899	
	abgeschreckt v. 1100°	7,889	
umgeschmolzen	ausgeglüht ..	7,886	7,886
	abgeschreckt von ...	850°	1150°
	angelass. auf 100°	7,881	7,886
	„ 150°	7,890	7,805
	„ 200°	7,870	7,880
	„ 280°	7,871	7,884
	„ 300°	7,878	7,878
	„ 325°	7,883	—
	„ 360°	—	7,883
	„ 375°	7,884	7,882
	„ 400°	7,883	—
	„ 450°	—	7,881
	„ 475°	7,884	—
	„ 500°	7,888	7,886
	„ 600°	7,790	—

Elektrolyteisen in einem mit Tonerde ausgekleideten Tiegel umgeschmolzen. Die mit diesem Erzeugnis erhaltenen Werte sind ebenfalls in Zahlentafel 6 wiedergegeben.

Es zeigt sich in diesen Zahlen, daß die Eigengewichte des ausgeglühten und des abgeschreckten Elektrolyteisens nahezu gleich sind. Wenn

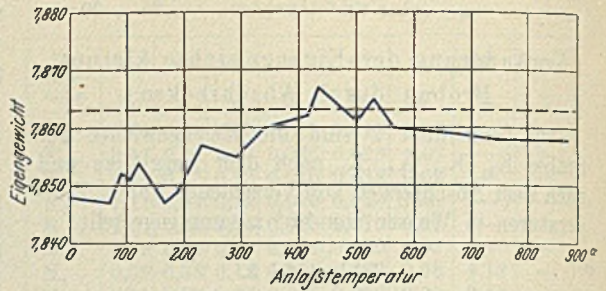


Abbildung 1. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl K₂ (C = 0,16 %, Abschrecktemperatur 900°).

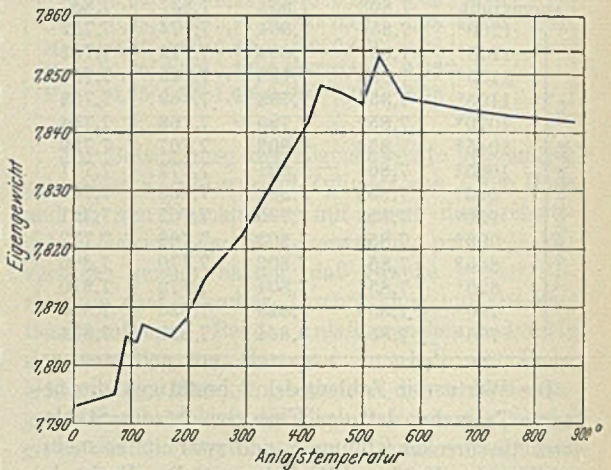


Abbildung 2. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl K₃ (C = 0,51 %, Abschrecktemperatur 900°)

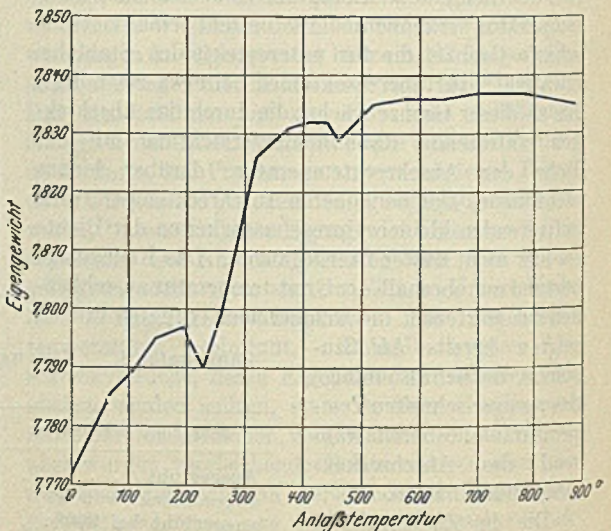


Abbildung 3. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl K₄ (C = 0,86 %) Abschrecktemperatur 900°).

durch das Abschrecken die oberhalb 900 ° bestehende γ -Zustandsform des Eisens festgehalten würde, müßten die Eigengewichte wohl voneinander abweichen. Anscheinend ist also γ -Eisen nur dann unterkühlbar, wenn eine gewisse Menge Kohlenstoff

im Eisen gelöst ist. Bemerkenswert ist aber, daß auch bei dem Elektrolyteisen durch Anlassen eine vorübergehende Zusammenziehung, und zwar bei etwa 150 °, eintritt. Aus diesem Verhalten des reinen Eisens und Kupfers kann gefolgert werden, daß bei geringen Anlaßhitzen in abgeschreckten Metallen eine Zusammenziehung lediglich als eine Folge der Auslösung von Spannungen auftreten kann.

Zu den Vorversuchen gehörte noch die Feststellung, ob die Art der Abkühlung nach dem Anlassen auf die Eigengewichte Einfluß hat. Es wurden zwei Proben K_4 und je drei Proben K_3 und K_5 von 875 ° abgeschreckt und nach Bestimmung der Eigen-

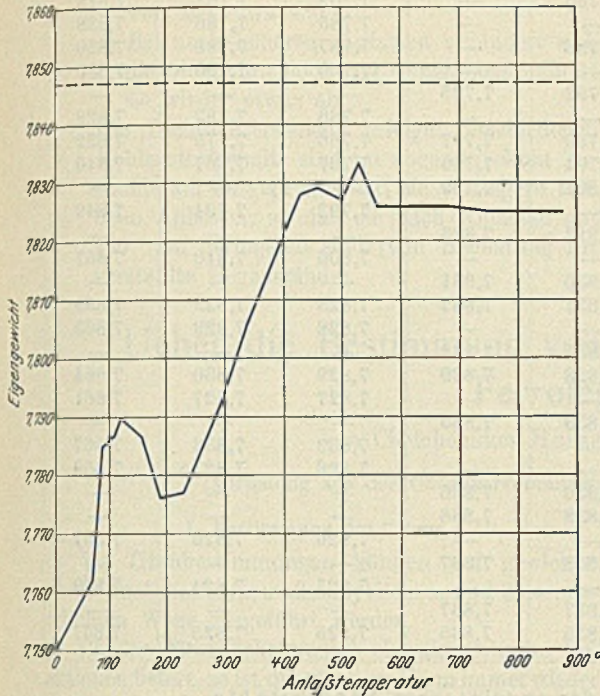


Abbildung 4. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl K_5 (C = 1,17 %, Abschrecktemperatur 900 °).

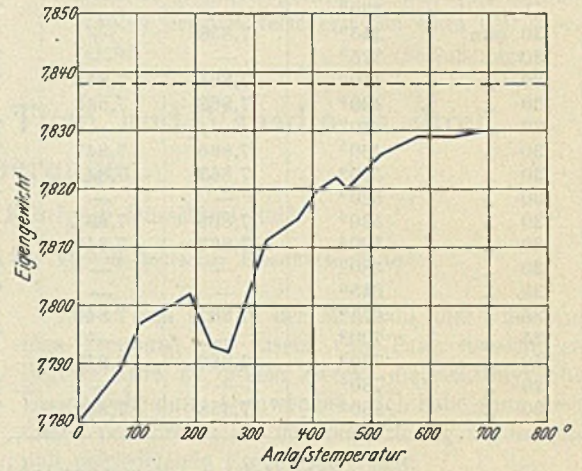


Abbildung 7. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl C_2 (Abschrecktemperatur 860 °).

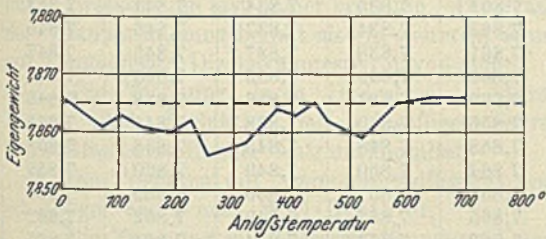


Abbildung 5. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl Nr. 8 (Abschrecktemperatur 860 °).

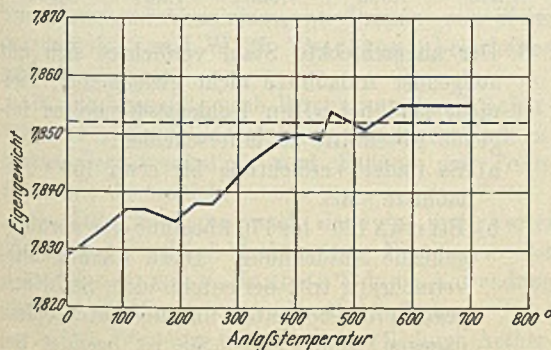


Abbildung 6. Aenderungen des Eigengewichts beim Anlassen von Stahl N_6 (Abschrecktemperatur 860 °).

gewichte auf 560 ° angelassen. Darauf wurde je eine Probe in Wasser abgelöscht (a), eine zweite im Ofen (b) und eine dritte an der Luft gekühlt (c). Zahlentafel 7 enthält die gefundenen Eigengewichte.

Zahlentafel 7. Eigengewichte von Kohlenstoffstählen, die nach dem Abschrecken und Anlassen verschieden schnell abgekühlt wurden.

Probe		abgeschreckt	angelassen
K_3 . .	a	7,803	7,844
	b	7,803	7,845
	c	7,801	7,844
K_4 . .	a	7,768	7,839
	b	7,766	7,841
K_5 . .	a	7,759	7,831
	b	7,759	7,829
	c	7,761	7,832

Die Unterschiede in den Eigengewichten der angelassenen Stücke liegen trotz der sehr verschiedenen Art des Abkühlens innerhalb der Fehlergrenze. Die Schnelligkeit des Abkühlens nach dem Anlassen ist also ohne merkbaren Einfluß auf die Eigengewichte.

Bei den folgenden Anlaßversuchen kühlten die Stücke nach dem Anlassen an der Luft ab. Die

Zahlentafel 8. Eigengewichte der angelassenen Kohlenstoffstähle.

Behandlung der Proben		K ₁	K ₂	K ₃	K ₄	K ₅	K ₆	M
abgeschreckt		7,848	7,793	7,771	—	7,750	7,751	7,815
Anlaßzeit	Anlaß- temperatur							
7 st	70°	7,846	7,795	7,785	—	7,762	7,762	7,818
7 „	90°	7,852	7,805	—	—	7,785	7,786	7,828
6 „	105°	7,850	7,804	7,788	—	7,787	7,788	7,830
6 „	120°	7,853	7,807	—	—	7,790	7,790	7,830
5 „	142°	—	—	7,792	7,795	—	—	—
5 „	166°	7,846	7,805	—	—	7,786	7,787	7,829
3 „	190°	7,849	7,808	7,799	7,797	7,766	7,775	7,832
2 „	225°	7,857	7,815	7,791	7,790	7,767	7,767	7,840
1 „	255°	—	—	7,801	7,799	—	—	—
1 „	290°	7,853	7,822	—	—	7,792	7,794	7,849
1 „	320°	—	—	7,823	7,826	—	—	—
30 min	345°	7,858	—	—	—	7,806	7,810	7,857
30 „	375°	—	—	7,830	7,831	—	—	—
30 „	410°	7,861	7,842	7,831	7,832	7,823	7,823	7,859
30 „	430°	7,868	7,848	—	—	7,828	7,829	7,863
30 „	440°	—	—	7,831	7,832	—	—	—
30 „	460°	7,866	7,847	7,828	7,829	7,829	7,830	7,864
30 „	500°	7,863	7,845	—	—	7,827	7,827	7,861
30 „	520°	—	—	7,833	7,835	—	—	—
30 „	530°	7,869	7,853	—	—	7,833	7,833	7,867
30 „	560°	7,867	7,846	—	—	7,826	7,827	7,859
30 „	580°	—	—	7,836	7,836	—	—	—
30 „	645°	—	—	7,838	7,836	—	—	—
25 „	675°	7,861	7,844	—	—	7,826	7,826	7,861
25 „	700°	—	—	7,838	7,837	—	—	—
20 „	750°	7,860	7,843	—	—	7,825	7,824	7,859
20 „	780°	—	—	7,837	7,837	—	—	—
20 „	880°	7,858	7,842	7,835	7,835	7,825	7,825	7,857

Zahlentafel 9. Eigengewichte der angelassenen Sonderstähle.

Anlaß- Temp.	Zeit	Cr ₂	Cr ₃	Cr ₃	N ₈	N ₈	N ₉	N ₉	N ₁₀	N ₁₀
abgeschreckt		7,780	7,792	7,802	7,862	7,866	7,831	7,829	7,840	7,845
70°	7 st	7,789	7,797	7,806	7,864	7,861	7,835	7,834	7,844	7,843
105°	5 „	7,797	7,795	7,804	7,864	7,863	7,834	7,837	7,845	7,845
142°	3 „	7,799	7,797	7,805	7,864	7,861	7,838	7,837	7,845	7,847
190°	2 „	7,802	7,801	7,806	7,862	7,860	7,839	7,835	7,845	7,848
225°	1 „	7,793	7,802	7,809	7,864	7,862	7,837	7,838	7,848	7,846
255°	1 „	7,792	7,804	7,811	7,860	7,856	7,840	7,838	7,845	7,846
320°	1 „	7,811	7,807	7,816	7,860	7,858	7,848	7,845	7,858	7,858
375°	40 min	7,815	7,810	7,816	7,862	7,864	7,850	7,849	7,860	7,859
410°	40 „	7,820	7,815	7,821	7,866	7,863	7,851	7,850	7,859	7,861
410°	30 „	7,822	7,816	7,822	7,867	7,865	7,852	7,849	7,862	7,862
460°	30 „	7,820	7,814	7,819	7,864	7,862	7,853	7,854	7,864	7,865
520°	30 „	7,826	7,819	7,826	7,863	7,859	7,851	7,851	7,863	7,864
580°	30 „	7,829	7,822	7,828	7,866	7,865	7,855	7,855	7,860	7,859
645°	30 „	7,829	7,822	7,826	7,865	7,866	7,854	7,855	7,862	7,866
700°	30 „	7,830	7,821	7,823	7,865	7,866	7,856	7,855	7,867	7,871

Versuche wurden mit den Proben K₂, K₃, K₄, K₅, M, M₃, M₅, MS, N₈, N₉, N₁₀, C₂, C₃, CN₁, CN₂, CN₃ ausgeführt. Die ermittelten Eigengewichte sind in den Zahlentafeln 8 und 9 und in den Schaubildern Abb. 1 bis 7 enthalten.

Aus den Werten der Zahlentafeln 8 und 9 sind einige Folgerungen abzuleiten.

A. Kohlenstoffstähle.

1. Die Dichte des abgeschreckten Stahles nimmt durch Anlassen zu.
2. Die Dichte nimmt um so mehr zu, je höher der Kohlenstoffgehalt ist (entsprechend der Raum-inhaltsvermehrung durch Abschrecken).

3. Der abgeschreckte Stahl verdichtet sich mit steigender Anlaßhitze nicht gleichmäßig, vielmehr sind bei allen Kohlenstoffgehalten folgende Abschnitte zu unterscheiden:

- a) Es findet Verdichtung bis etwa 150° Anlaßhitze statt.
- b) Bei etwa 120° bis 170° beginnt eine vorübergehende Ausdehnung. Diese Rauminhaltsvermehrung tritt bei eutektoïdem Stahl erst gegen 170°, bei unter- und übereutektoïdem dagegen früher ein. Sie ist beendet bei untereutektoïdem etwas unterhalb, bei eutektoïdem und übereutektoïdem etwas ober-

halb 200°. Diese bei Anlassen des Stahles vorübergehend auftretende Ausdehnung ist um so größer, je höher der Kohlenstoffgehalt ist.

- c) Beim Anlassen über etwa 200° nimmt die Dichte wieder zu und erreicht ihren Höchstwert bei etwa 430°.
- d) Bei noch höherem Anlassen verändert sich die Dichte nur noch sehr wenig, meist nimmt sie wieder etwas ab.
4. Die Dichteunterschiede infolge verschiedenen Kohlenstoffgehalts sind im abgeschreckten Zustande am ausgeprägtesten; sie verringern sich beim Anlassen, so daß sie nach Anlassen auf 430° am geringsten sind (von Bedeutung für verstärkte Gegenstände).

B. Sonderstähle.

1. Der Gesamtbetrag der durch das Anlassen hervorgerufenen Verdichtung wird geringer. Während sie beispielsweise bei dem Kohlenstoffstahl mit 0,51% Kohlenstoff etwa 0,05 beträgt, hat sie bei 0,37% Kohlenstoff und 5,92% Nickel nur noch den Wert 0,02 und bei 0,47% Kohlenstoff und 2,77% Chrom den Wert 0,03.
 2. Dementsprechend wird die Wiederausdehnung bei etwa 200° undeutlicher oder verschwindet ganz.
 3. Der Höchstwert der Verdichtung wird erst bei höheren Anlaßtemperaturen, bei den Chromstählen beispielsweise erst bei etwa 650° erreicht.
- (Schluß folgt.)

Ueber die Bestimmung von Titan und Vanadin in ihren Ferrolegierungen.

Von Chefchemiker Heint. König in Düsseldorf-Rath.

(Mitteilung aus der Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.)

I. Bestimmung des Titans.

Die Titanbestimmungen können auf gewichtsanalytischem, maßanalytischem und kolorimetrischem Wege ausgeführt werden.

Da das Titan sehr wenige charakteristische Reaktionen liefert, so ist die wägbare Form immer wieder die Titansäure. Zur Erreichung dieses Zieles ist aber in den meisten Fällen eine Trennung des Titans von Aluminium und Eisen notwendig, welche Elemente das Titan in seinen natürlichen Vorkommnissen und künstlichen Erzeugnissen fast immer begleiten. Die Frage der Titanbestimmung beruht also in weiterem Sinne auf Trennungen. Die bekanntesten davon sind:

1. Die Trennung durch Hydrolyse in saurer Lösung nach Reduktion mit schwefliger Säure, Schwefelwasserstoff oder Natriumthiosulfat.

2. Die Trennung mit Ammoniumsulfhydrat und schwefliger Säure nach Will-Berthier.

3. Die Trennung mit Wasserstoffsuperoxyd und Ammoniak nach Percy H. Walker¹⁾.

4. Die Trennung nach Gooch²⁾ mit Schwefelammonium, Weinsäure und kochender Essigsäure von Eisen und Aluminium, im Prinzip von Wdowiszewski³⁾ und W. M. Thornton⁴⁾ beibehalten und abgeändert.

5. Die Trennung nach Bornemann und Schirmeister⁵⁾ durch Ueberführung des Eisens in komplexes Ferrozyankalium und Fällung der Titansäure mit Ammoniak.

6. Die Trennung nach Drown und Porter W. Shimer⁶⁾ durch fraktionierte Destillation des Titanchlorids, von F. Bourion⁷⁾ durch Anwendung gasförmigen Chlorwasserstoffs abgeändert.

7. Die Trennung nach Ledebur⁸⁾ durch Aetherausschüttelung.

Da es sich also in der Mehrzahl aller Fälle um eine Trennung des Eisens von Titan handelt, so liegt es nahe, zu diesem Zwecke die elektrolytische Eisenabscheidung anzuwenden. Ich habe dem auch dieses Verfahren einer näheren Prüfung unterzogen und befriedigende Ergebnisse erzielt.

Die maßanalytischen Titanbestimmungsverfahren sind alle auf die Methode von Pisani⁹⁾ zurückzuführen, der zeigte, daß Titan in saurer Lösung durch Zink zu Titansesquioxyd reduziert wird. Das Verfahren ist von Marignac¹⁰⁾ vervollkommenet worden, und Wells und Mitchel¹¹⁾ haben sie so abgeändert, daß sie sich zur Bestimmung von Titan bei Gegenwart von Eisen eignete.

Newton¹²⁾ ändert das Verfahren dahin ab, daß er nach Reduktion mit Zink in schwefelsaurer Lösung die reduzierende Wirkung des Titansulfates zuerst auf Ferrisulfat überträgt und das entstehende Ferrosulfat mit Permanganat zurücktitriert.

Das Verfahren von Hinrichsen¹³⁾ beruht auf direkter Titration mit Eisenchlorid in salzsaurer Lösung unter Benutzung von Rhodanammium als Indikator. Gallo¹⁴⁾ titriert in schwefelsaurer Lösung mit Ferrisulfat.

Eine andere maßanalytische Methode rührt von E. Hibbert¹⁵⁾ her und beruht auf der reduzierenden Wirkung des Titanchlorürs auf Methylenblau.

Die kolorimetrische Titanbestimmung stützt sich auf die bekannte Pertitansäure-Reaktion, welche saure Titanlösungen mit Wasserstoffsuperoxyd geben. Ueber kolorimetrische Titanbestimmungen sind Abhandlungen von Weller¹⁶⁾, Faber¹⁷⁾, Levi¹⁸⁾, Müller¹⁹⁾, Hall und Smith²⁰⁾, Gautier²¹⁾, Lenher und Crawford²²⁾ erschienen.

Im folgenden habe ich mich nur mit den gewichtsanalytischen und maßanalytischen Verfahren

¹⁾ Vgl. die Zusammenstellung der Literatur auf S. 409.

beschäftigt. Die Versuche erstreckten sich auf zwei Ferrotitane, Nr. 1 und Nr. 2. Um das Ferrotitan in die für die Analyse geeignetste Lösungsform zu bringen, löst man es in Salpeterschwefelsäure, raucht die Salpetersäure durch Eindampfen ab und erhält durch Aufnehmen des Rückstandes und Abfiltrieren der Kieselsäure eine schwefelsaure Lösung, von der fast alle Titanbestimmungsverfahren ausgehen.

Versuche mit Ferrotitan Nr. 1.

Eine Gesamtanalyse ergab:

0,09	% C
76,00	% Fe,
2,04	% Mn,
2,48	% Si,
0,018	% P,
	Spuren S,
18,02	% Ti (Durchschnitt)
1,32	% Al (durch Restbestimmung).

Was zunächst die Fällung der Titansäure durch Kochen aus saurer Lösung mit Hilfe eines Reduktionsmittels anbetrifft, so stellte ich unter Nutzanwendung der Angaben verschiedener Verfasser²³⁾ folgende Versuche an:

1. Versuch: Einmalige Fällung, Dauer des Kochens: 2½ Stunden. Ergebnis: 15,64 % Titan.
2. Versuch: Zweimalige Fällung, Dauer des Kochens: je 4 Stunden. Ergebnis: 18,78 % Titan.
3. Versuch: Zweimalige Fällung, Dauer des Kochens: je 4 Stunden, Trennung der Tonerde. Ergebnis: 17,68 % Titan.

Mit diesen Ergebnissen stehen im Einklang zwei durch wiederholte Fällung nach dem im Prinzip gleichen Verfahren von Campredon²⁴⁾ erhaltene Werte mit 18,44 % und 17,92 % Titan. Aus den drei ersten Versuchen, die unter sonst gleichen Bedingungen ausgeführt wurden, geht hervor, daß nach 2½ stündigem Kochen die Titansäure nicht quantitativ ausgefallen war, daß sie aber nach quantitativer Fällung noch Eisen und Tonerde enthält, wie dies aus den verschiedenen Ergebnissen der Versuche 2 und 3 ersichtlich ist. Auch nach der Methode von Campredon ist durch einmalige Fällung nicht alles Eisen und alle Tonerde getrennt worden.

Die zweite Versuchsreihe erstreckte sich auf das Verfahren von Gooch. Die aus vier Versuchen hervorgegangenen Ergebnisse waren folgende: 17,77 %; 18,03 %; 17,96 %; 18,10 % Titan. Diese ziemlich nahe beieinander liegenden Zahlen wurden erst nach wiederholten Trennungen erhalten, woraus hervorgeht, daß die Tonerde der Titansäure hartnäckig anhaftet.

Nach der Methode von Percy H. Walker habe ich ebenfalls gearbeitet und nach dem von mir eingeschlagenen Wege, der von dem im „Journal of the American Chemical Society“ angegebenen nur sehr wenig abwich, durch viermalige Wiederholung der Trennung 17,50 % Titan erhalten.

Es mögen jetzt die von mir angestellten Versuche über die maßanalytischen Verfahren folgen.

Das Prinzip der Marignac'schen Methode kann ich wohl als bekannt voraussetzen. Nachdem mit zwei Permanganatlösungen von verschiedenem Titer der Eisengehalt übereinstimmend zu 76 % ermittelt wurde, folgten eine Reihe von Versuchen zur Ermittlung der Summe von Eisen und Titan unter Befolgung der von Nicolardot²⁵⁾ gegebenen Vorschriften. Aus den ersten Versuchen gingen bei Anwendung verschiedener Permanganatlösungen folgende Werte hervor: 7,15 %; 17,01 %; 16,58 % Titan. Während bei diesen Versuchen keine Abzüge für das im Zink enthaltene Eisen gemacht wurden, ergaben die folgenden Versuche, abzüglich des für das Eisen im Zink verbrauchten Permanganates, folgende Werte: 5,10 %; 4,68 %; 4,68 %; 5,52 %; 4,68 %; 5,53 % Titan. Die Ursache für die zu niedrigen Ergebnisse lag aller Wahrscheinlichkeit nach in nicht genügendem Säuregehalt der Lösung, wodurch nicht alles Titan in die dreiwertige Form übergeführt wurde.¹⁾

Was das Verfahren von E. Hibbert anbetrifft, so kann ich nur über einen ungünstigen Erfolg meiner Versuche berichten. In der mir zur Verfügung stehenden Literaturquelle²⁶⁾ ist die Methode nur im Prinzip geschildert. Es fehlen jegliche Angaben über die Herstellung der empirischen Methylenblaulösung und die sonstigen Versuchsbedingungen.

Versuche mit Ferrotitan Nr. 2.

Mit dem Ferrotitan Nr. 2, das auf aluminothermischem Wege hergestellt war, stellte ich nur Untersuchungen über die elektrolytische Eisen-Titan-Trennung an. Eine Analyse ergab:

0,020	% C,
0,220	% Mn,
1,000	% Si,
0,028	% S,
0,021	% P,
68,350	% Fe (als Durchschnittswert von acht elektrolytischen Eisenbestimmungen),
22,600	% Ti (als Durchschnitt von fünf Bestimmungen),
7,761	% Al (durch Restbestimmung).

Von der Tatsache, daß Eisen sich bequem quantitativ auf elektrolytischem Wege abscheiden läßt, machte ich zur Analyse dieses Ferrotitans Gebrauch. Es handelte sich also in erster Linie um die Auswahl eines geeigneten Elektrolyten. Versuche, den von Classen²⁷⁾ empfohlenen Elektrolyten zu benutzen, schlugen fehl, da in dem Maße, wie der Elektrolyt eisenärmer wird, sich Titansäure infolge hydrolytischer Spaltung abscheidet und Eisen ausgefällt wird. Ich habe deshalb von einer weiteren Benutzung dieses Elektrolyten abgesehen und den nach Holland und Bertiaux²⁸⁾ aus Eisensulfat, Ammonzitat, Ammonsulfid und freiem Ammoniak zusammengesetzten Elektrolyten benutzt. Die bei der sich anschließenden Titan-

¹⁾ Zur näheren Erklärung sei auf eine von Bauer und Deiß in ihrem Buch „Probennahme und Analyse von Eisen und Stahl“ auf Seite 226 unter Fußanmerkung gemachte Bemerkung hingewiesen.

bestimmung hinderliche Zitronensäure wird auf dieselbe Art unschädlich gemacht wie die Weinsäure bei dem Verfahren von Gooch, nämlich durch Kaliumpermanganat in schwefelsaurer Lösung. Die Titanbestimmung vollzieht sich also in diesem Falle, nachdem das Eisen elektrolytisch abgeschieden ist, genau nach dem Analysengang von Gooch, nämlich von der Stelle an, wo das Eisensulfid durch Filtration getrennt ist. Eine Reihe von Versuchen lieferten folgende Werte (vgl. Zahlentafel 1):

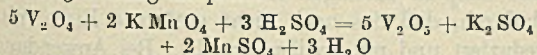
Zahlentafel 1. Versuchsergebnisse:

22,97 % Titan
22,51 „ „
22,78 „ „
22,06 „ „
22,77 „ „

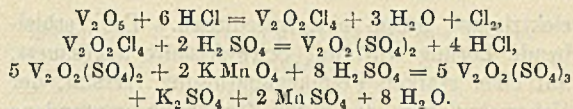
Aus meinen eben geschilderten Versuchen glaube ich folgenden Schluß ziehen zu können: Alle oben besprochenen und auf die Analyse von Ferrotitan angewendeten gewichtsanalytischen Titanbestimmungsverfahren sind umständlich und zeitraubend. Dagegen ist, obgleich die titrimetrischen Versuche wenig befriedigend ausfielen, mehr Wert auf die Vervollkommnung der maßanalytischen Verfahren zu legen, da sie in ungleich kürzerer Zeit, auch bei Gegenwart von störenden Elementen, wie Eisen und Aluminium, ausführbar sind.

II. Bestimmung des Vanadins.

Das Vanadin kann auf gewichtsanalytischem, maßanalytischem und kolorimetrischem Wege ermittelt werden. Die gewichtsanalytischen Vanadinbestimmungen als Ammonium-, Barium-, Mangan-, Uran-, Quecksilber- und Blei-Vanadat oder als Vanadinsulfid sind, wie C. Hensen²⁹⁾ festgestellt hat, mit mehr oder weniger Schwierigkeiten verknüpft. Der Analytiker wird auch bald von der Anwendung gewichtsanalytischer Verfahren für praktische Fälle abkommen und seine Zuflucht zu den maßanalytischen Verfahren nehmen. Von diesen werden die jodometrischen zur Analyse von Ferrovanadin nicht angewendet, dagegen scheint die ursprünglich von Lindemann³²⁾ angegebene und auf der Reduktion der Vanadinsäure durch Ferroammonsulfat beruhende Methode nach einem Bericht von Wm. W. Clark³¹⁾ zur Analyse von Ferrovanadin mit gutem Erfolg Verwendung zu finden. Nach dem direkten Titrationsverfahren wird durch Reduktionsmittel, wie schweflige Säure, Schwefelwasserstoff, Chlorwasserstoffsäure oder Oxalsäure, die Tetroxydstufe hergestellt und nach Entfernen des überschüssigen Reduktionsmittels mit Permanganat wieder zu Vanadinsäure oxydiert, ein Vorgang, der sich nach folgender Formelgleichung abspielt:



Bei der Campagnesehen Methode vollzieht sich die Ueberführung vom Oxychlorid über das Oxy-sulfat zur Vanadinsäure nach folgenden Formelgleichungen:



Im allgemeinen wird zur Analyse des Ferrovanadins das Verfahren von Campagne³²⁾ angewendet. Es beruht auf der reduzierenden Wirkung konzentrierter Salzsäure auf Vanadinsäure und hat verschiedentlich Abänderungen erfahren. Mit mehr oder weniger Abweichung von der Originalmethode, jedoch das Prinzip wahrend, arbeiten P. Slavik³³⁾, ferner E. Müller und Diefenthäler³⁴⁾.

Ich machte nun die Beobachtung, daß die nach dem Campagnesehen Verfahren erhaltenen Ergebnisse zu niedrig ausfielen. Beispielsweise fand ich in einem Ferrovanadin, dessen Vanadinegehalt in acht genauen Bestimmungen nach einer, weiter unten noch von mir beschriebenen Methode im Durchschnitt zu 38,10% ermittelt wurde, nach Ledebur³⁵⁾, ohne Entfernung des Eisens in zwei Versuchen zu 36,74%, nach Entfernung des Eisens mit Aether, unter Berücksichtigung der von Deyss und Leysaht³⁶⁾ gemachten Beobachtungen und bei Beachtung der von Trautmann³⁷⁾ empfohlenen Vorsichtsmaßregeln nach zweimaligem Reduzieren mit konzentrierter Salzsäure 36,76%, nach dreimaligem Reduzieren 37,03%. Diese Beobachtungen veranlaßten mich, ein Verfahren zu suchen, bei dem die Reduktion durch Schwefelwasserstoff oder schweflige Säure erfolgt. Da aber zu diesem Zweck alles Eisen vom Vanadin getrennt sein muß, den üblichen Eisen-Vanadin-Trennungen aber Mängel anhaften, so lag es nahe, ebenso wie beim Ferrotitan die Elektrolyse heranzuziehen, um mit ihrer Hilfe eine quantitative Scheidung des Eisens vom Vanadin herbeizuführen.

Wie aus der einschlägigen Literatur ersichtlich, hat schon J. R. Cain³³⁾ die elektrolytische Trennung von Eisen und Vanadin bzw. von Eisen, Chrom und Vanadin bei der Analyse von Chromvanadinstäählen auf etwas umständlichem Wege mit Hilfe der Quecksilberkathode vorgeschlagen. Abgesehen davon, daß der Analysengang nach Cain nicht ohne weiteres auf Ferrovanadin übertragbar ist, halte ich denselben für umständlich; ich gehe deshalb sofort zur elektrolytischen Abscheidung des Eisens über. Für den Fall, daß ein von Verunreinigungen freies Ferrovanadin vorliegt, kann auf diese Weise eine quantitative Eisenbestimmung damit verbunden werden. Es können aber auch zuweilen in Ferrovanadinen auftretende Metalle, wie Kupfer, Nickel¹⁾, Molybdän, Chrom, weitere Trennungen notwendig machen. Geringe Chrommengen scheinen nach Versuchen von P. Slavik³³⁾ ohne Einfluß auf die Titration zu sein.

Das Verfahren verläuft nach folgendem Analysengang: Mit der schwefelsauren Eisenvanadinlösung und oxalsaurem Ammonium wird der Elektrolyt nach Classen hergestellt und das Eisen durch den

¹⁾ Vgl. Chemiker-Zeitung 1911, Nr. 127, S. 1190.

elektrischen Strom niedergeschlagen. Die verbleibende Lösung wird mit Schwefelsäure angesäuert, mit einer starken Permanganatlösung versetzt, der Ueberschuß bzw. das durch Zersetzung entstandene Mangansuperoxyd wird durch schweflige Säure oder Schwefelwasserstoff beseitigt, der Ueberschuß des Reduktionsmittels durch Einleiten von Kohlensäure unter Kochen entfernt, und schließlich wird das Vanadin mit Permanganat zu Vanadinsäure oxydiert.

Ausführung der Analyse.

Zwecks Herstellung der schwefelsauren Lösung werden 5 g der Legierung mit Salpeterschwefelsäure vorsichtig in einer Porzellanschale behandelt und die Salpetersäure durch Eindampfen bis zum reichlichen Erscheinen von weißen Schwefelsäuredämpfen abgeraucht. Der Rückstand wird mit heißer verdünnter Schwefelsäure aufgenommen, heißes Wasser hinzugefügt und bis zur Lösung alles Löslichen erwärmt, wobei die Kieselsäure in einer gut filtrierbaren Form nebst einem geringen unlöslichen Rückstand verbleibt. Nach Auswaschen auf dem Filter mit heißem Wasser wird der Rückstand im Platintiegel nach vorhergegangenem Glühen und Wiegen mit Flußsäure und Schwefelsäure abgeraucht und durch Gewichtsdiﬀerenz die Kieselsäure ermittelt. Die schwefelsaure Lösung des Rückstandes wird mit der Hauptlösung in einem 500-cem-Meßkolben vereinigt. Von dieser schwefelsauren Lösung werden nun je 50 cem = 0,5 g oder 100 cem = 1,0 g Einwaage abpipettiert und die weitere Behandlung wie folgt vorgenommen:

Die schwefelsaure Lösung wird in einem Becherglas in der Kälte mit Ammoniak so lange abgestumpft, bis ein schwacher Niederschlag entsteht, die Flüssigkeit jedoch noch schwach sauer reagiert, und dann in eine heiße Lösung von 20 g Ammoniumoxalat in 100 cem Wasser, die sich in einem 400 cem fassenden Bechergläse hoher Form mit 300er Marke befindet, unter Umrühren eingegossen. Der auf diese Weise entstandene gelbgrün gefärbte Elektrolyt wird nun unter Benutzung der Elektroden nach Hollard und Bertiaux¹⁾, der Elektrolyse unterworfen. Mit zunehmender Enteisung wird der Elektrolyt rötlichgelb. Zur Prüfung, ob alles Eisen abgeschieden ist, wird gegen Ende der Elektrolyse ab und zu eine Probe entnommen und mit Hilfe von Rhodankalium, Salzsäure und einem Tropfen Salpetersäure auf Eisen geprüft.¹⁾ Man taucht nach Abscheiden des Eisens schnell die Elektroden in ein Glas mit destilliertem Wasser, unterbricht den Stromkreis, spült mit destilliertem Wasser ab und trocknet nach Abspülen mit absolutem Alkohol bei 70 bis 80° im Trockenschrank. Die von mir nach diesem Arbeitsverfahren ermittelten Eisenwerte sind in Zahlentafel 2 zusammengestellt.

¹⁾ In diesem Falle darf zu der Eisenprüfung kein Wasserstoffsuperoxyd genommen werden, da die hier entstehende Perovanadinsäure ebenfalls rot gefärbt ist.

Zahlentafel 2. Eisenbestimmungen.

Nr.	Einwaage g	Amp	Volt	% Fe	H ₂ SO ₄ cem	Reduktionsmittel	% V
1	0,5	2,5	3,5	59,44	30 cem 1:1	SO ₂	29,32
2	0,5	2,0	3,2	57,84			39,18
3	1,0	2,5	3,5	59,36			37,30
4	1,0	3,0	3,6	59,30			nicht best.
5	1,0	3,0	3,6	59,24			37,20
6	1,0	3,0	3,6	59,36			32,34
7	1,0	3,0	3,6	59,42			35,00
8	1,0	3,0	3,6	59,38			38,02
9	1,0	3,0	3,6	59,32			38,02
10	1,0	3,0	3,6	59,38			38,11
11	1,0	3,0	3,6	59,30			38,11
12	1,0	3,0	3,6	59,38			nicht best.
13	1,0	3,0	3,6	59,32			38,02
14	1,0	3,0	3,6	59,34			38,11
15	1,0	3,0	3,6	59,25			38,20
16	0,5	3,0	4,0	59,36			H ₂ S

Mit der vom Eisen befreiten Lösung wird nun zur weiteren Untersuchung auf Vanadin folgendermaßen verfahren: Die 300 cem betragende Lösung nebst dem ebensoviel betragenden Waschwasser werden bis auf etwa 350 cem eingedampft und mit 30 cem Schwefelsäure (1:1) versetzt, wobei eine Kohlensäureentwicklung stattfindet und ein etwa abgeschiedener dunkelgrüner Niederschlag in Lösung geht. Die Lösung hat jetzt eine dunkelgrüne Farbe. In die siedend heiße Lösung wird nun vorsichtig unter Umrühren Kaliumpermanganat eingetragen, wobei infolge der Zersetzung der Oxalsäure eine starke Kohlensäureentwicklung erfolgt und die Farbe der Lösung allmählich vom tiefen Blau über grün in die gelbe des Vanadats übergeht und schließlich ein Tropfen der Permanganatlösung durch Entstehung von Mangansuperoxyd das Ende der Oxydation anzeigt. Nun beginnt die Reduktion mit schwefliger Säure oder Schwefelwasserstoff. Was die Wirkung dieser beiden Reduktionsmittel anbelangt, so gebe ich letzterem den Vorzug. Wie sich bei meinen Versuchen herausstellte, verläuft auch die Reduktion der Vanadinsäure durch schweflige Säure oder Schwefelwasserstoff durchaus nicht so rasch, wie dies der schnelle Farbenumschlag von gelb in blau vermuten läßt. Dies geht aus den ersten fünf von mir erhaltenen Vanadinergebnissen hervor, die infolge ungenügender Einwirkung der schwefligen Säure — es wurden bis zu 50 cem angewendet — zu niedrig ausfielen. Ich habe gefunden, daß es zur vollständigen Reduktion einer längeren Einwirkung bedarf, und habe erst richtige Ergebnisse erhalten, als ich über 100 cem gesättigter Lösung anwendete. Das beim zweiten Versuch erhaltene zu hohe Ergebnis steht im Zusammenhang mit dem zu niedrigen Eisenwert und erklärt sich dadurch, daß das noch nicht entfernte Eisen mitreduziert und mitoxydiert wurde. Bei Anwendung von Schwefelwasserstoff ergibt sich erstens der Vorteil, daß durch dessen Einleiten in die siedend heiße Lösung eine kräftigere Reduktion erzielt und zweitens auch etwa im Ferrovandadin enthaltene

Molybdän gefällt, mit dem gleichzeitig abgeschiedenen Schwefel abfiltriert und so für die Titration unschädlich gemacht wird. Nachdem diese Mängel erkannt und dann beseitigt waren, erzielte ich die neun übrigen richtigen Vanadinergebnisse, indem die auf dem einen oder anderen Wege reduzierte Lösung unter gleichzeitigem Einleiten von Kohlensäure eine Stunde gekocht, hierauf noch eine halbe Stunde Kohlensäure durchgeleitet und schließ ich bei etwa 60 bis 70° titriert wurde; als Titerlösung benutzte ich eine Permanganatlösung vom Titer 0,010 für Eisen.

Eine Gesamtanalyse des Ferrovanadins ergab die Werte der Zahlentafel 3.

Um eine Gewähr für die Richtigkeit einer Titan- oder Vanadinbestimmung in ihren Ferrolegierungen zu haben, darf der Analytiker sich nicht auf die alleinige Bestimmung dieser Elemente beschränken, da in den Legierungen noch eine Reihe anderer Körper enthalten sein kann, die das Ergebnis in

Zahlentafel 3. Zusammensetzung des Ferrovanadins.

0,16	%	C
0,51	%	Mn
59,34	%	Fe
38,10	%	V
1,32	%	Si
0,39	%	Al
0,116	%	Cu
0,010	%	P
0,051	%	S

99,977 %

mehr oder weniger ungünstigem Sinne beeinflussen. Hieraus folgt, daß eine Gesamtanalyse am Platze ist, da sie eine Kontrolle auf die jeweilige Bestimmung desjenigen Elementes ist, auf das es in der betreffenden Legierung ankommt. Zu diesem Zwecke ist die Elektrolyse ein wertvolles Hilfsmittel, da nur mit ihr eine leichte Trennung von Eisen und Titan bzw. Vanadin zu bewerkstelligen ist.

Literatur:

Titan.

¹ The Journal of the American Chemical Society, 1898. Percy H. Walker: Some further applications of hydrogen peroxide to quantitative analysis.

² Zeitschrift für analytische Chemie. 1887, S. 242.

³ St. u. E. 1907, 29. Mai, S. 781.

⁴ Chemiker-Zeitung 1912, 21. Sept., Rep., S. 517.

⁵ Metallurgie 1910, 22. Okt., S. 646; 22. Nov., S. 711; 8. Dez., S. 723; St. u. E. 1911, 4. Mai, S. 708.

⁶ Nicolardot: Industrie des métaux secondaires et des terres rares, Octave Doin, Paris. Verlag.

⁷ Chemiker-Zeitung 1912, 13. Juli, S. 805.

⁸ Ledebur: Leitfaden für Eisenhüttenlaboratorien, 8. Auflage, 1908.

^{9, 10, 11} Nicolardot: Industrie des métaux secondaires et des terres rares.

¹² The Chemical Trade Journal 1908, S. 563; vgl. auch Chemiker-Zeitung 1908, Rep., S. 182 und 237.

¹³ Chemiker-Zeitung 1907, 24. Juli, S. 738. 23

¹⁴ Atti. R. Accad. dei Lincei, Roma (5) S. 161, 325; Gaz. chim. ital. 37 II, 233, 1907. Vgl. Chemisches Zentralblatt 1907, 2. Quartal, S. 1600.

¹⁵ Journal of the Society of Chemical Industry 1909, S. 189; St. u. E. 1909, 30. Juni, S. 997.

¹⁶ Zeitschrift für analytische Chemie 1884, S. 410.

¹⁷ Chemiker-Zeitung 1907, 13. März, S. 263.

¹⁸ Comptes rendus des séances de l'Académie des Sciences 1886, S. 1075 u. 1195.

¹⁹ Journal of the American Chemical Society 1910, S. 1506.

²⁰ Proceedings of the American Philosophical Society 1905, Bd. 44, S. 196.

²¹ Revue générale de chimie pure et appliquée 1911, Bd. 14, S. 14.

²² Chemiker-Zeitung 1912, 19. Sept., S. 1072.

²³ Classen: Ausgewählte Methoden der analytischen Chemie mit Hinweis auf Ziegler in „Dinglers polytechnischem Journal“ 1891, S. 279, 166.

Truchot: Revue générale de chimie pure et appliquée 1905. Dosage de l'acide titanique dans les minerais.

Ohly: The Analysis Detection and commercial Value of rare Metals.

Brearley and Ibbotson: The Analysis of Steel-Works Materials, London 1902, Verlag Longmans, Green & Co.

²⁴ Campredon: Guide pratique du Chimiste, Métallurgiste et de l'Essayeur. Paris 1909, Librairie polytechnique. Ch. Béranger, Successeur de Baudry & Cie.

²⁵ Nicolardot: Industrie des métaux secondaires et des terres rares.

²⁶ St. u. E. 1909, 30. Juni, S. 997.

²⁷ Classen: Quantitative chemische Analyse durch Elektrolyse.

²⁸ Hollard und Bertiaux: Metallanalyse auf elektrochemischem Wege.

Vanadin.

²⁹ Kritische Untersuchung der Vanadinbestimmungsmethoden. (Dissertation 1909. Aachen, Techn. Hochschule.)

³⁰ Zeitschrift für analytische Chemie 1879, S. 99.

³¹ Metallurgical and Chemical Engineering 1913, Apr., S. 195.

³² Bericht der Deutschen Chemischen Gesellschaft 1903, Bd. III, S. 3164.

³³ Chemiker-Zeitung 1912, 13. Febr., S. 171,

³⁴ Zeitschrift für anorganische Chemie 1911, Bd. 71, S. 243.

³⁵ Leitfaden für Eisenhütten-Laboratorien 1908, S. 35.

³⁶ Chemiker-Zeitung 1911, 10. Aug., 869.

³⁷ St. u. E. 1911, 10. Aug., S. 1316.

³⁸ Journal of the Industrial and Engineering Chemistry 1911, Juli, S. 476. Journal of the Society of chemical Industry, Nr. 30, S. 658.

³⁹ Chemiker-Zeitung 1912, 13. Febr., S. 171.

⁴⁰ Hollard und Bertiaux: Metallanalyse auf elektrochem. Wege. Berlin W. Verlag von M. Krayn, 1906.

An den Bericht schloß sich folgender Meinungsaustausch an:

Professor Dr. B. Neumann (Darmstadt): Wir haben vor ungefähr 1½ Jahren Versuche angestellt, um im elektrischen Ofen titanreiche Erze zu verhütten. Dabei sind

wir auch auf Schwierigkeiten bei der Bestimmung des Titans gestoßen. Die bisher veröffentlichten Verfahren der Titanbestimmung sind, wie der Vorredner beleuchtet hat, keineswegs einfach oder bequem, wenn das Titan in Gegenwart von Eisen, Tonerde oder Kieselsäure bestimmt werden soll. Die gewichtsanalytischen Bestimmungen

sind ziemlich unvollkommen, und die maßanalytischen Bestimmungen erlauben nur, Eisen und Titan zusammen zu bestimmen. Wir haben deshalb versucht, ein Verfahren zu finden, um das Titan allein zu bestimmen. Die Ergebnisse dieser Arbeiten sind noch nicht veröffentlicht, die Veröffentlichung wird aber in einiger Zeit erfolgen.

Wir haben, wie der Vorredner, auch versucht, mit der Elektrolyse zum Ziel zu kommen. Die Trennung von Eisen und Titan gelingt dabei auch, wenn man mit Zusatz von zitronensauren Salzen arbeitet. Da aber bekannt ist, daß sich Eisen aus derartigen Lösungen stets kohlenstoffhaltig ausscheidet, so kann man das Eisen nicht direkt durch Wägung bestimmen, sondern muß es in verdünnter Schwefelsäure lösen und dann titrieren. In der vom Eisen abgegangenen Lösung findet sich alles Titan.

Unser Hauptaugenmerk haben wir aber darauf gelenkt, eine gute maßanalytische Titanbestimmung zu finden. Es ist uns das auch gelungen, und zwar durch systematischen Ausbau der Titration mit einer Methylenblau-Lösung. Dabei hat sich gezeigt, daß diese Lösung sehr brauchbare Ergebnisse liefert; diese Methode ist die einzige, welche das Titan direkt, auch in Gegenwart von Eisen, zu bestimmen gestattet. Es stört also weder Eisen noch Aluminium noch Kieselsäure. Nicht nur die Eisenindustrie, sondern auch die Keramik hat ein Interesse daran, ein Verfahren zu besitzen, um sehr geringe Mengen von Titan genau zu bestimmen. Auch dafür eignet sich die Methylenblau-Methode sehr gut. Die Titration macht keine besonderen Schwierigkeiten; nur sind einige Vorsichtsmaßregeln zu beobachten. Als Ursubstanz, auf die man einstellen muß, ist die im Handel erhältliche Titansäure allerdings nicht zu verwenden, man muß sich reine Titansäure selbst herstellen. Wir hoffen, die Ergebnisse unserer Untersuchungen in einiger Zeit veröffentlichen zu können.

H. König: Vielleicht sind meine Mißerfolge mit dem Hibbertschen Verfahren darauf zurückzuführen, daß ich nicht das richtige Methylenblau verwendete. Ich arbeitete mit einfachem Methylenblau, während Hibbert, wie ich nachträglich in der Quelle feststellte, das Chlorzinkdoppelsalz zur Titerflüssigkeit verwendete.

Professor Dr. B. Neumann: Wir haben reines Methylenblau genommen; die Substanz ist aber leider nicht 100 prozentig, es sind nur etwa 80 % darin. Man kann also leider die Substanz nicht direkt abwägen und so eine normale Lösung herstellen.

Professor Dr. E. Corleis (Essen): Sollte es sich nicht empfehlen, das Eisen durch Ausschütteln mit Aether zu entfernen? Man müßte dann allerdings auf die Eisenbestimmung verzichten, würde aber gleichzeitig die Aluminiumbestimmung ausführen können. Das Ausschütteln mit Aether bietet keine Schwierigkeiten, wenn man Ausschüttelgefäße benutzt, die übereinander und nicht, wie in der ursprünglichen Form, nebeneinander liegen. Aus der schwach sauren Lösung kann dann durch Kochen die Hauptmenge der Titansäure gefällt und gewichtsanalytisch bestimmt werden. Im Filtrat befindet sich dann alle Tonerde neben geringen Mengen von Eisen und Titan. Letzteres wird kolorimetrisch bestimmt und der Hauptmenge zugerechnet.

Professor Dr. K. Bornemann (Aachen): In den vorliegenden Analysen ist der Aluminiumgehalt, entsprechend den großen Schwierigkeiten, die seiner Bestimmung neben Titan entgegenstehen, nur als Rest der Gesamtanalyse ermittelt. Ich möchte für den Fall, daß der Aluminiumgehalt nicht zu klein wird, also z. B. für aluminothermisch hergestelltes Ferrotitan, folgenden Weg empfehlen: Aluminium und Titan werden gleichzeitig nach der Zyankalium-Methode vom Eisen getrennt und zu-

sammen gewogen. In dem mit Kaliumbisulfat wieder aufgeschlossenen Niederschlag oder in einer besonderen Probe wird dann das Titan für sich maßanalytisch bestimmt und das Aluminium als Differenz aus diesen beiden Bestimmungen ermittelt. Da die Eisentrennung nach der Zyankalium-Methode sehr scharf ist, liefert dieses Verfahren, wie Erfahrungen im Metallhüttenmännischen Institut der Aachener Technischen Hochschule zeigten, recht gute Ergebnisse. Mangan darf nicht in größeren Mengen vorhanden sein, da es zum Teil mit in den Titansäure-Tonerde-Niederschlag geht.

Professor Dr. E. Corleis: Man müßte vielleicht auch Rücksicht auf etwa vorhandene Phosphorsäure nehmen.

Professor Dr. K. Bornemann: In den gekennzeichneten Fällen wird Phosphorsäure sehr häufig zu vernachlässigen sein.

H. König: Phosphor kommt in Titanmineralien und infolgedessen auch in den künstlichen Erzeugnissen des Titans in so geringen Mengen vor, daß man bei der Analyse darauf keine Rücksicht zu nehmen braucht. Zu der Trennung von Eisen, Aluminium und Titan möchte ich noch das Verfahren von Kaiser erwähnen. Es beruht auf dem Zusammenschmelzen von gleichen Teilen Natriumkarbonat und Borax mit der titanhaltigen Substanz. Es soll Tonerde quantitativ abgeschieden werden, während sich die Trennung von Eisen und Titan noch erübrigt. Versuche nach dieser Richtung habe ich nicht ausgeführt.

Professor W. Heike (Freiberg): Ich habe mich vor einigen Jahren auch eingehend mit der Vanadinbestimmung befaßt, wie sie im Ledeburschen Leitfaden beschrieben ist. Ich habe sehr gut übereinstimmende Werte gefunden. Wenn die Zahlen auch nicht absolut richtig sind, so stimmen sie doch sehr schön überein. Bezüglich der vom Berichtstatter mitgeteilten Ergebnisse, die gute Uebereinstimmung zeigen, möchte ich fragen, ob von ihm nicht noch mehr Versuche durchgeführt worden sind; man könnte dann, wenn die Methode auch nicht absolut richtig ist, einen erfahrungsmäßigen Titer nehmen, da das Verfahren verhältnismäßig einfach ist.

H. König: Außer den mitgeteilten Analysen habe ich keine Zahlen vorliegen.

Professor Dr. E. Corleis: Nach meinen Erfahrungen gibt die Methode nicht nur gut übereinstimmende Zahlen, sondern man findet auch die richtigen Werte, wenn man dreimal mit konzentrierter Salzsäure und dann mit Schwefelsäure einengt. Man erhält dieselben Zahlen wie bei der Destillation mit Jodkalium, vorausgesetzt daß man alle störenden Einflüsse fernhält. Die reduzierte Lösung ist sehr empfindlich. Wird beispielsweise im gleichen Raume, selbst in großer Entfernung, mit Salpetersäure gearbeitet, so fallen die Ergebnisse ganz erheblich niedriger aus.

F. Fettweis (Willich): Ein Vorredner ist der Ansicht, daß die Anwesenheit von Molybdän auf die Titration des Vanadins störend einwirken würde, und empfiehlt deshalb, die Reduktion der Vanadinsäure mit Schwefelwasserstoff vorzunehmen, da man dann etwa ausgefallenes Molybdänsulfid abfiltrieren kann. Wie ich in meinem Bericht nachher auseinandersetzen werde, ist aber die Anwesenheit von Molybdänsäure vollständig ohne Einfluß auf die Vanadintitration, wenn man nur in stark saurer Lösung arbeitet und zum Reduzieren schweflige Säure nimmt.

H. König: Diese Angaben sind als Ergänzung meines Berichtes sehr wertvoll. Demnach würden sich bei der Analyse von molybdänhaltigem Ferrovanadin sowohl bei der Reduktion mit schwefliger Säure als auch mit Ferroammonsulfat keine Schwierigkeiten einstellen.

Ueber die Lage von U- und T-Kaliber zur Walzlinie.

Von A. Lübke in Aachen.

Dieses Thema wurde in dieser Zeitschrift schon mehrmals behandelt,¹⁾ und die Walzwerkskommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute hat sich ebenfalls damit befaßt.²⁾ Darnach hat noch keine Formel allgemeine Geltung erlangt, und die Ansichten der Walzwerker weichen noch sehr voneinander ab. Die bis jetzt aufgestellten Formeln haben auch meiner Meinung nach keine allgemeine Gültigkeit. In nachfolgendem sollen die Verhältnisse der Geschwindigkeiten der Ober- und Unterwalze untersucht und auf Grund dieser die theoretische Walzlinie ermittelt werden.

Betrachten wir das U-Profil auf Seite 1563 des Jahrganges 1913 dieser Zeitschrift, das in Abb. 1

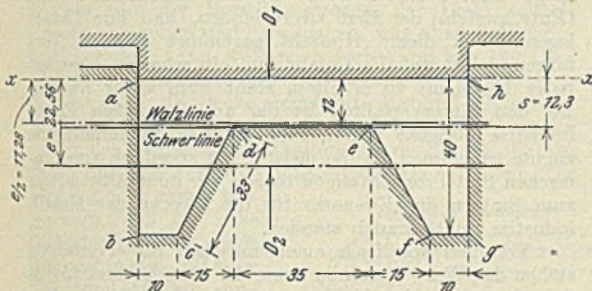


Abbildung 1. Stauchkaliber.

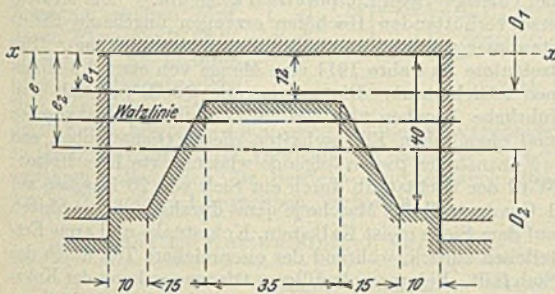


Abbildung 2. Streckkaliber.

als Stauch- und in Abb. 2 als Streckkaliber nochmals aufgezeichnet ist, so können wir in bezug auf Abb. 1 folgendes feststellen:

Die Oberwalze wirkt mit dem Durchmesser D_1 , die Unterwalze mit dem Durchmesser D_2 . Letzterer greift in der Entfernung e von der Linie $x-x$ an. e ist der Schwerpunktsabstand des Linienzuges $a b c d e f g h$ in bezug auf $x-x$.

$$e = \frac{2 \cdot 40 \cdot 20 + 2 \cdot 10 \cdot 40 + 2 \cdot 33 \cdot 26 + 35 \cdot 12}{2 \cdot 40 + 2 \cdot 10 + 2 \cdot 33 + 35} = 22,56 \text{ mm.}$$

Die gesuchte Walzlinie liegt dann um $\frac{e}{2} = 11,28$ mm von $x-x$ entfernt. Es ist dann $D_1 + e = D_2 + e$.

In Abb. 2 ist der Durchmesser D_1 der Oberwalze, welcher für den Vorschub in Frage kommt, um

$$e_1 = \frac{2 \cdot 40 \cdot 20}{2 \cdot 40 + 85} = 9,7 \text{ mm von } x-x \text{ entfernt.}$$

Die Entfernung e_2 , welche die Lage des Durchmessers D_2 von $x-x$ angibt, beträgt

$$e_2 = \frac{2 \cdot 10 \cdot 40 + 2 \cdot 33 \cdot 26 + 35 \cdot 12}{2 \cdot 10 + 2 \cdot 33 + 35} = 24,3 \text{ mm}$$

Die Walzlinie liegt um

$$c = \frac{e_1 + e_2}{2} = \frac{9,7 + 24,3}{2} = 17 \text{ mm}$$

von $x-x$ entfernt.

Im ersten Falle würde man ohne Oberdruck arbeiten, die Hunde werden leichte Arbeit haben, und ein Schlag ist nicht zu befürchten. Im zweiten Falle wird ein Oberdruck von 8 mm angebracht sein, die Walzlinie wird dann 15 mm von $x-x$ entfernt liegen. In Abb. 1 ist ferner noch die Schwerlinie eingezeichnet; die Entfernung s beträgt 12,3 mm.

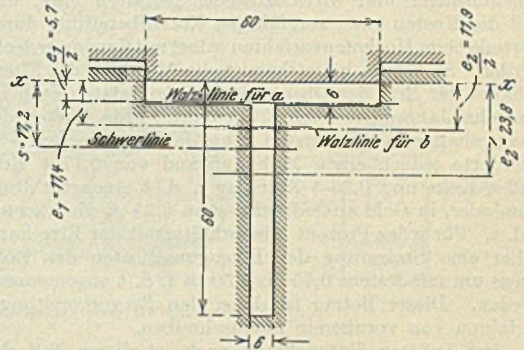


Abbildung 3. Walzlinie für ein T-Profil.

Vergleichen wir die verschiedenen Verfahren, so finden wir

1. nach Tafel 12 mm
2. „ Schäfer 6 „
3. „ Puppe 12,3 „
4. „ dieser Berechnung 11,28 mm.

Die Ergebnisse 1, 3 und 4 sind in diesem Falle praktisch gleich, jedoch scheidet am besten der Vorschlag Puppe aus, da er nicht für jedes Profil anwendbar ist.

Findet nun kein indirekter Druck statt, was bei dem Profil Abb. 1 und 2 nicht vorkommen wird, so kann die hier aufgeführte Berechnung ebenfalls angewandt werden. Es soll hier das auf Seite 748, Jahrgang 1909, angeführte T-Profil behandelt werden (s. Abb. 3).

a) Ohne indirekten Druck.

Es werden die seitlichen Begrenzungslinien nicht berücksichtigt. Man erhält:

$$c_1 = \frac{54 \cdot 6 + 60 \cdot 6}{60} = 11,4 \text{ mm.}$$

¹⁾ St. u. E. 1909, 24. März, S. 425/8.

²⁾ St. u. E. 1913, 18. Sept., S. 1561/3.

Die Walzlinie liegt $\frac{c_1}{2} = \frac{11,4}{2} = 5,7$ mm unter der Linie x—x. Dieses Ergebnis stimmt mit dem von Tafel genau überein.

b) Mit indirektem Druck.

$$c_2 = \frac{2 \cdot 6 \cdot 3 + 6 \cdot 54 + 2 \cdot 54 \cdot 33 + 60 \cdot 6}{2 \cdot 6 + 54 + 2 \cdot 54 + 6} = 23,8 \text{ mm.}$$

Die Walzlinie liegt in diesem Falle $\frac{c_2}{2} = \frac{23,8}{2} = 11,9$ mm unter der Linie x—x. Die Entfernung der Schwerlinie von x—x beträgt $s = 17,2$ mm. Es wird hier nicht angebracht sein, die Walzlinie in die

Schwerlinie zu verlegen. Um Schläge zu vermeiden, müßte die Oberwalze einen Oberdruck von 21,2 mm erzeugen.

Wie schon von anderer Seite erwähnt wurde, so ersieht man auch aus dem vorhergehenden, daß vorher genau zu untersuchen ist, ob direkter oder indirekter Druck vorliegt, um alsdann die genaue Lage der Walzlinie ermitteln zu können.

Das hier entwickelte Verfahren, welches auch bei der Berechnung der Uebersetzungen von kontinuierlichen Straßen angewandt wird, ist für jedes beliebige Profil anwendbar.

Umschau.

Brikettieren und Agglomerieren von Eisenerzen und Gichtstaub in Amerika.

Der sorgfältigeren Vorbereitung der Erze für das Verschmelzen im Hochofen wird auch in den Vereinigten Staaten die größte Aufmerksamkeit gewidmet. Nicht allein die Verhüttungsmöglichkeit ärmerer Erzvorkommen wird dabei ins Auge gefaßt, sondern die Bestrebungen erscheinen ganz allgemein durch die Erkenntnis geleitet, daß die Verwendung von chemisch und physikalisch gleichartigen Erzmengen im Hochofen den Betrieb desselben gleichförmiger und wirtschaftlicher gestalten muß, und daß die Kosten einer sorgfältigen Erzvorbereitung durch Vorteile beim Hochofenverfahren selbst mit Gewinn gedeckt werden. So betrug beispielsweise die Abnahme des Eisengehaltes der Erze des Oberen Sees in den letzten zehn bis fünfzehn Jahren etwa 0,5 % im Jahr.¹⁾ Ein Sinken des Eisengehaltes in den letzten zehn Jahren um etwa 5 % erforderte jedoch einen Mehraufwand von 0,17 t Erz, 0,12 t Koks und 0,36 t Zuschlag f. d. t erzeugtes Roh-eisen oder, in Geld ausgedrückt, etwa 5,25 \mathcal{M} Mehrkosten f. d. t. Für jedes Prozent Minderhaltigkeit der Erze kann daher eine Steigerung der Erzeugungskosten des Roh-eisens um mindestens 0,75 bis 1,50 \mathcal{M} f. d. t ankommen werden. Dieser Betrag ist daher den Erzvorbereitungsverfahren von vornherein gutzuschreiben.

Der äußeren Entwicklung nach ist dieser Teil des metallurgischen Fortschrittes allerdings hauptsächlich auf Rechnung der Bestrebungen zu setzen, Feinerze, wie sie durch die Gewinnungsarbeiten, durch magnetische Aufbereitung und vor allem durch die immer größer werdenden Gichtstaubmengen zur Verfügung stehen, zu verhütten. Es ist in dieser Hinsicht durch die auf der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 1. Dezember 1912 erstatteten Berichte von K. Sorge und Dr. A. Weiskopf²⁾ sowie die sich daran knüpfenden ausführlichen Besprechungen³⁾ ein außerordentlich wertvolles Material, das teilweise auch die amerikanischen Verhältnisse berührt, zusammengestellt worden, das sich jedenfalls der größten Beachtung der beteiligten Kreise erfreuen dürfte. Im nachfolgenden sollen nun die amerikanischen Bestrebungen auf diesem Gebiete, soweit sie in der Fachliteratur behandelt wurden, ergänzend nachgetragen werden.

Die meiste Anwendung zur Verwertung der Feinerze und des Gichtstaubes finden in Amerika die Sinterverfahren, während die Brikettierverfahren noch im

Hintergrunde stehen, obwohl man ihre Bedeutung und vornehmlich die des Schumacher-Verfahrens bereits erkannt hat und ihnen auch hier eine große Zukunft verspricht.⁴⁾ Die Beliebtheit der Sinterverfahren ist wohl außer ihrer vielseitigen Verwendbarkeit vornehmlich der Möglichkeit zuzuschreiben, mit dem Sintern ein Rösten (Entschwefeln) der Erze zu verbinden, und ihre Ueberlegenheit in dieser Hinsicht gegenüber anderen Verfahren, selbst auf die Gefahr hin, ein schwerer reduzierbares Erzeugnis zu erhalten, steht wohl außer Zweifel. Bei den Sinterverfahren ist der amerikanischen Eisenindustrie übrigens ihre hochentwickelte Kupferindustrie zugute gekommen, da die meisten der spezifisch amerikanischen Sintervorrichtungen bereits vor ihrer Anwendung zum Sintern der Eisenerze für die Zwecke der Metallindustrie im Gebrauch standen.

Von den spezifisch amerikanischen Sinterverfahren stehen das West-Verfahren sowie das Dwight- und Lloyd-Sinterverfahren im Vordergrund des Interesses. Das West-Verfahren wird zum Sintern von Gichtstaub von der Carnegie Steel Co. praktisch ausgeübt.⁵⁾ Die Mesabarerze verhüttenden Hochofen erzeugen ungeheure Gichtstaubmengen (etwa 4 % der Gesamtbeschickung). Das bedeutete im Jahre 1911 eine Menge von etwa 2,9 Millionen t Gichtstaub. Die angezogene Quelle²⁾ enthält ausführliche Angaben über die mechanischen, physikalischen und chemischen Eigenschaften dieses Gichtstaubes, und wir entnehmen diesen folgende wissenswerte Einzelheiten: Wird der Gichtstaub durch ein Sieb von 20 Maschen auf 1 Quadratzoll (3,1 Masche je qcm) durchgeseibt, so bleiben auf dem Siebe meist Kalkstein, Koksstücke und arme Erz-teile zurück, während der eisenreichere Teil durch das Sieb fällt. Bei unregelmäßigem Ofengange kann der Koksgehalt des Gichtstaubes bis auf 16 und 20 % steigen. Im durchgeseibten Gichtstaube bleibt der Koksgehalt jedoch annähernd der gleiche. Die chemische Zusammensetzung dieses als eigentlicher Gichtstaub zu betrachtenden Teiles schwankt in folgenden Prozentgehalten:

SiO ₂	Fe	Mn	P	Al ₂ O ₃	CaO
5,20	48,52	0,39	0,050	1,6	1,29
6,99	46,30	0,47	0,034	2,59	1,83
	MgO	C	CO ₂	S	H ₂ O
	0,30	4,71	0,28	—	15,4
	0,25	7,41	1,60	0,064	12,65

Durch Erhitzen auf rd. 800° können 84 % des Gesamteisengehaltes magnetisch gemacht werden. Die Wasseraufnahmefähigkeit ist 25 %. Der geringe Temperaturbereich zwischen Sintern und Schmelzen wächst mit einem steigenden Gehalt an Koks.

¹⁾ J. W. Richards: Das Schumacher-Brikettierverfahren. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 545.

²⁾ J. G. West: Das West-Verfahren zum Sintern von Gichtstaub; The Iron Age 1912, 24. Okt., S. 954.

¹⁾ N. V. Hansell: Das Anreichern von Eisenerzen. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Dez., S. 1497/1517; S. 1565/7; 1913, Mai, S. 867/91.

²⁾ St. u. E. 1913, 23. Jan., S. 139/45; 13. Febr., S. 276/81; 20. Febr., S. 319/24. (Als Sonderdruck erschienen im Verlag Stahleisen, Düsseldorf.)

³⁾ St. u. E. 1913, 20. Febr., S. 324/7; 24. Juli, S. 1236/44; 7. Aug., S. 1310/7; 14. Aug., S. 1355/63. (Erscheint als Sonderdruck im Verlag Stahleisen, Düsseldorf.)

Zur Ausführung des Vorfahrens dient ein Ofen, der in Abb. 1 wiedergegeben ist. Er besitzt einen fahrbaren Herd, auf dem der Gichtstaub durch allmähliches Hinzu- fügen zu einem großen Block zusammengesintert wird. Die Zufuhr des Gichtstaubes in den Ofen kann erfolgen: entweder durch Fallenlassen durch Oeffnungen im Ge- wölbe und mechanisch betätigtes Ausbreiten zu einer dünnen Schicht oder mittels Einblasens durch einen mit Luft betriebenen Injektor. In beiden Fällen wird immer

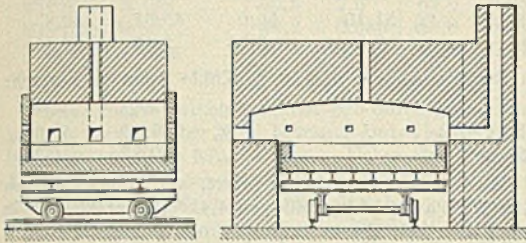


Abb. 1. Der West-Ofen zum Sintern von Feinerz und Gichtstaub

nur eine dünne Schicht eingetragen, die gesintert sein muß, ehe eine neue dazukommt. Nach Fertigstellen des Blockes wird der Herd vorgezogen, der Block mittels Kranes abgehoben und zerschlagen, was ohne Schwierigkeiten erfolgen kann, solange er noch warm ist. Der Ofen wird durch eine Gas- oder Oelfeuerung so hoch erhitzt, daß das durch die Decke eingeführte Material schon beim Erreichen des Hordes gesintert ist. Genauere Angaben sind in der Quelle nicht enthalten, wie denn auch alle Angaben über die Leistungsfähigkeit des Ofens fehlen. Es wird nur noch darauf hingewiesen, daß der rohe Gichtstaub ohne jede Rücksichtnahme auf seine Eigentümlichkeiten und Verschiedenheiten behandelt werden kann und ein Erzeugnis erhalten wird, dessen Eisengehalt 65 % übersteigt. Es konnten beim Hochofenbetriebe 30 % der Erzbeschickung durch Sinter ersetzt werden, ohne die Betriebsergebnisse zu beeinträchtigen. Im Vergleich zu anderen Sinter- verfahren sollen sich die Betriebs- und Anlagekosten, wie in Zahlentafel 1 angegeben, verhalten.

Zahlentafel 1. Kosten einiger Verfahren.

Betriebskosten f. d. t	Drehrohr- Verfahren „	Gründal- Verfahren „	West- Verfahren „
Brennstoffkosten . .	1,64	1,47	1,05
Sonstiges	2,56	5,25	1,05
Zusammen	4,20	6,72	2.10
Anlagekosten für eine Anlage mit einer Leistung von 1 t im Tag	1260	1680	420
Bei Anwendung von Naturgas od. Rohöl	—	—	336

Ausführlichere und genauere Berichte liegen über das Dwight- und Lloyd-Verfahren vor.¹⁾ Die Vorrichtung

¹⁾ J. Gayley: Das Sintern feinerzhaltiger Stoffe. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1911, Aug., S. 631. — B. G. Klugh: Das Sintern feinerzhaltiger Stoffe nach dem Dwight- und Lloyd-Verfahren. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 507. — J. Gayley: Das Sintern eisenerzhaltiger Stoffe. The Iron Age 1912, 4. Jan., S. 73.

ist in der schematischen Skizze (Abb. 2) wiedergegeben. Diese Sinterereinrichtung, die in treffender Weise mit der Uehlingschen Gießmaschine verglichen wurde, wirkt in der Weise, daß das zu sinternde Material, mit Brennstoff vermengt, in dünnen Schichten auf einen Rost aufgetragen wird, der sich langsam unter einer sehr heißen Flamme weiterbewegt. Durch diese Flamme wird der dem Feinerz beigemengte Brennstoff zur Entzündung gebracht, und dadurch, daß durch den endlosen Rost nach Verlassen des heißen Flammenbereichs Luft hindurchgesaugt wird, wird die Sinterung, die oberflächlich begonnen hat, durch die ganze Schicht hindurch fortgesetzt. Bedingung ist also eine entsprechend langsame Fortbewegung über dem Windkasten und eine dem Feinerz beigegebene ge- nügende Brennstoffmenge. Im weiteren Verlaufe der end- losen Bewegung des Rostes wird der auf ihm fest- gebrannte Sinter abgestreift, der Rost gekühlt und wieder zur Beschickungsstelle zurückgeführt. Es werden zwei Ausführungen dieser Einrichtung verwendet, eine mit einer Saugbüchsenbreite von 750 mm und einer Länge derselben von 3750 mm, mit einer Leistungsfähigkeit von

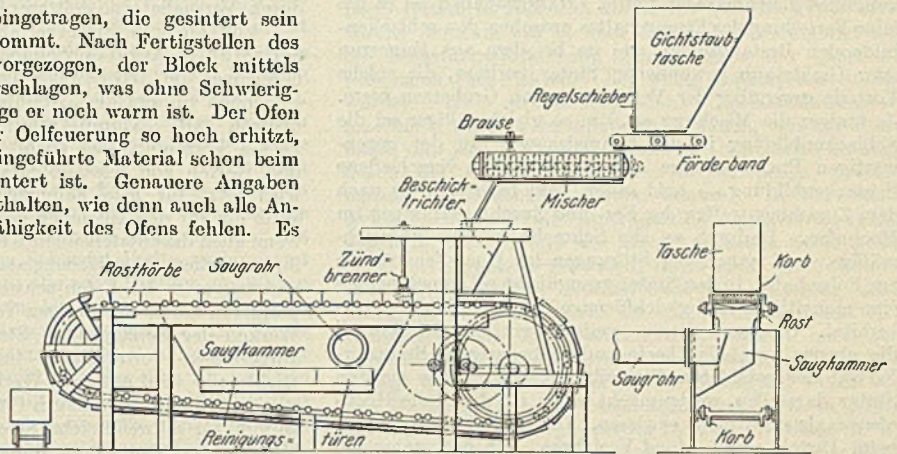


Abb. 2. Sinteranlage nach Dwight und Lloyd.

50 t je Tag, und eine größere mit einer Saugbüchsenbreite von 1050 mm, bei 6600 mm Länge, mit einer Tagesleistung von 100 t. Die Bewegung der größeren Anlage erfordert etwa 10 PS, der Ventilator etwa 25 bis 35 PS. Der Raum- bedarf der 50-t-Anlage ist in der Länge 8,2 m, in der Breite 2,1 m, in der Höhe 3,5 m bei einem Gesamtgewichte von 16 t, jener der 100-t-Anlage in der Länge 12,5 m, in der Breite 2,25 m, in der Höhe 4,2 m bei einem Gewicht von 26 t. Bei der Aufstellung mehrerer Anlagen ist für die Entfernung von Mitte zu Mitte 3,5 m zu rechnen. Die Kosten für Hilfsmaterialien und Re- paraturen belaufen sich bei einer in zweijährigem Betriebe stehenden Anlage auf 6 bis 12 Pf. für jede t Sintererzeugnis. Die Leistungsfähigkeit der Maschine ist nach Klugh be- grenzt durch die in der Zeiteinheit verbrannte Kohlen- stoffmenge. Als größte beizufügende Brennstoffmenge wurden 8 % Kohle festgestellt und ein Mehrgehalt als zweckwidrig gefunden, da ein Zuviel an Kohle längere Zeit zur Verbrennung erfordert, die Erhitzung der ganzen Maschine unnötig hoch treibt und schließlich im Fertig- erzeugnis unverbrannte Kohlenmengen zurückbleiben. Bei Magnetkonzentraten fand man mit 7 % Kohle ein Auskommen, bei Kubaezren mengte man 7,5 % Koks- pulver bei. Die Erzeugungsmenge wird bei sonst gleich- bleibenden Verhältnissen beeinflusst durch die Durch- lässigkeit der Materialschicht und durch den durch die Saugwirkung hervorgerufenen Druckunterschied. Die Durchlässigkeit der Materialschicht ist wieder abhängig vom Feuchtigkeitsgrade des aufgegebenen Materiales. Die Wirkung des Anfeuchtens des zu sinternden Feinerzes ist nicht ganz klargestellt, sie muß vorgenommen werden,

um ein Durchfallen des Feinerzes durch die Oeffnungen des Rostes zu verhindern. Der Feuchtigkeitsgrad ist abhängig von der Erzgattung und beträgt beispielsweise bei Hämatiten 15 %, bei Magnetit 4 %. Es ist einige Praxis erforderlich, um diese Verhältnisse richtig zu bemessen. Sehr günstig sind die Ergebnisse hinsichtlich der Entschwefelung. Diese scheint nicht abhängig zu sein von der Form oder Art der Erze. Kiesabbrände wurden von 4,41 % S auf 0,07 % geröstet, Magnete mit 3,5 % S auf 0,15 %. Daß der stark vorglaste Sinter die Reduktionswirkung im Hochofen nicht wesentlich beeinträchtigt, wird nach Klugh mit dem Hinweis auf die Tatsache begründet, daß im Möller bis 10 % leicht reduzierbarer Erze vom Obereen See durch Dwight- und Lloyd-Sinter ohne Veränderung des Hochofenganges ersetzt werden können.

Dieser Frage der schwierigeren Reduzierbarkeit der Sinter wird auch von den amerikanischen Fachleuten großes Interesse entgegengebracht, und man will von seiten der Verfechter der Sinterverfahren einen Mehrbedarf an Brennstoff im Hochofen nicht zugeben, im Gegenteil behauptet man, an Wärme sparen zu können, da bei Verwendung derartiger Material der Hochofengang zweifellos gleichmäßiger werde. Hauptsächlich sei es die feine Verteilung des Eisengehaltes zwischen den schlackenbildenden Bestandteilen, wie sie bei dem aus Feinerzen oder Gichtstaub gewonnenen Sinter vorliege, die solche Vorteile gegenüber der Verhüttung von Groberzen biete. Je inniger die Mischung sei, um so gleichmäßiger sei die Schlackenbildung in der Schmelzzone. In der gegenwärtigen Praxis erfolge eine fortwährend verschiedene Schlackenbildung — bald sauer, bald basisch — je nach dem Zusammentreffen der Erz- und Zuschlagklumpen im Hochofen. Dadurch sei die Schmelzzone eine ungleichmäßige, was mancherlei Störungen im Hochofenbetriebe zur Folge habe. In den Sintererzeugnissen sei jedoch bereits eine einheitliche und gleichförmige Schlackenbildung vorbereitet. Ob durch diesen zweifellos vorliegenden Vorteil die ebenso zweifellos bestehende schwierigere Reduzierbarkeit der gebildeten Eisensilikate, wie sie die meisten Sinter darstellen, wettgemacht wird, ist durch die Hochofenpraxis noch nicht erwiesen. Die Sinterkosten werden beim Dwight- und Lloyd-Verfahren mit nachstehenden Ziffern angegeben:

Mischung	0,72	„ f. d. t
Kraftbedarf	0,27	„
Brennstoff	0,15	„
Reparaturen, Aufsicht	0,03	„
	1,23	„

Der Preis eines Apparates wird nach Gayley* mit rd. 50 000 \$ angegeben.

Von Interesse ist der Betrieb beim Sintern von Gichtstaub nach dem Dwight- und Lloyd-Verfahren.¹⁾ Letzterer enthält auf den Werken in Birdsboro, Pa., 8 bis 24 %, im Mittel mehr als 18 % Koks. Diese Brennstoffmenge ist zu hoch und muß durch Zugabe von Feinerzen auf 8 % vermindert werden. Man fand, daß, je geringer der Brennstoffgehalt genommen wird, um so dichter der Sinter ausfällt bei gleichzeitig steigender Erzeugungsfähigkeit. Ist der Koksgehalt höher als 8 %, so nimmt die Tagesleistung mit jedem Prozent Koks um 1/4 t ab. Die Maschine in Birdsboro hat eine Leistungsfähigkeit von 100 t. Man arbeitet mit Schichthöhen auf dem Roste von 125 bis 175 mm. Von den zahlreichen Mischungen von Feinerzen, die mit Hilfe dieses Verfahrens verarbeitet werden können, mögen nachstehende Zahlen Aufschluß geben. Man arbeitet z. B. mit 60 % Kiesabbränden, gemischt mit 40 % Gichtstaub ohne Brennstoffzugabe und erhält folgendes Erzeugnis:

	Kiesabbrände	Gichtstaub	Mischung	Sinter
Fe . . . %	56,28	33,00	46,97	57,10
S . . . „	4,41	0,18	2,72	0,12
Koks . . „	—	24,00	9,60	—

¹⁾ J. Gayley: Das Sintern eisernerhaltiger Stoffe. The Iron Age 1912, 4. Jan., S. 73.

Oder man verwendet 50 % Kiesabbrände, 50 % Magnetkonzentrate, 10 % Kohle; das Ergebnis ist folgendes:

	Kiesabbrände	Magnete	Mischung	Sinter
Fe . . . %	56,28	45,61	51,00	56,82
S . . . „	4,41	2,45	3,43	0,32

Magnetkonzentrate, allein mit 9 % Kohle gesintert, zeigen folgende Veränderung:

	in einem Fall:		in einem anderen Fall:	
	roh	gesintert	roh	gesintert
Fe . . . %	51,10	56,0	45,61	52,8
S . . . „	3,5	0,38	2,45	0,36

Spateisensteine, mit 10 % Kohle gemengt, ergeben:

	roh	gesintert
Fe %	36,96	53,08
S „	0,82	0,30

Kiesabbrände, allein gesintert, verändern sich von 56,28 % Fe auf 61,0 % und von 4,41 % S auf 0,07 %. In allen Fällen tritt also neben dem Sintern eine starke Röstwirkung ein, allerdings muß für jede Erzsorte die Behandlungsart hinsichtlich weitgehender Entschwefelung erst durch Versuche ermittelt werden. —

Von anderen Sinterverfahren steht das im Drehrohrföfen in Amerika vielfach in Anwendung, und man bezeichnet die Arbeitsweise hier nach der Form des entstehenden Sinters als „Nodulizingprocess“, was man zu deutsch mit „Klump-Verfahren“ wiedergeben könnte. Dieses Verfahren, das zuerst vornehmlich zum Sintern und Rösten von Kiesabbränden in Verwendung stand, wird jetzt für jede Feinerzergattung angewendet. Man kann ein für den Hochofen geeignetes Erzeugnis erzielen, wenn auch die entstehenden Klumpen oder Knollen infolge ihrer starken Oberflächenglasur den reduzierenden Einwirkungen im Hochofen schwerer zugänglich sind als die porigeren Sinter der übrigen Verfahren. Auf den Lebanon-Werken der Pennsylvania Steel Co. werden magnetisch aufbereitete Cornwallerze im Drehrohrföfen gesintert, Gichtstaub wird auf dem Werke zu Hubbard (Ohio) und auf den Anlagen der South Chicago Illinois Steel Co gesintert, für schwefelreiche Siderite besteht eine Anlage in Michipicoten, Ont. Die größten Drehrohrföfenanlagen sind in Felton auf Kuba für kubanische Brauneisensteine.¹⁾ Die Anordnung der Drehrohrföfen ist die bekannte, wie denn auch die Betriebsweise als bekannt vorausgesetzt werden kann. Man rechnet in Amerika mit einem Verbrauch an Staubkohle von 90 bis 135 kg je t Sinter.²⁾ Versuche, Gas- oder Oelfeuerung einzuführen, zeigten mehr oder weniger Erfolg. Gegenüber der kompakteren Bauart der Apparate bei den oben genannten Verfahren wird mit Recht auf den großen Raumbedarf der Drehrohrföfen hingewiesen.³⁾

Das Gröndalsche Brikett-Sinterverfahren ist in Amerika mit sechs Anlagen, in Kanada mit einer Anlage, der Moose Mountain Co., vertreten, von denen zwei mit Naturgas, zwei mit Rohöl betrieben werden.³⁾ Versuche, den Kanalofen allein mit Gichtgasen zu heizen, mißblangen, und es muß zum Anreichern des Gichtgases zur Hälfte Generatorgas zu Hilfe genommen werden. Die Notwendigkeit, bei Verarbeitung von Gichtstaub den Koks sowie die Kalksteinstücke aus demselben auszuschneiden, verteuern das Verfahren für diesen Zweck zu sehr.²⁾ Die chemische Zusammensetzung der Briketts gegenüber dem Feinerze zeigt die Werte der Zahlentafel 2.

¹⁾ W. H. Hamilton: Neuere Entwicklung in der Vorbereitung der Eisenerze. Year Book of the American Iron and Steel Institute 1912, S. 203.

²⁾ F. A. Vogel: Sintern und Brikettieren von Gichtstaub. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 533; The Iron Age 1912, 7. März, S. 588.

³⁾ N. V. Hansell: Das Brikettieren von Eisenerzen. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 557.

Zahlentafel 2. Wirkung der Gröndalschen Brikettsinterung.

	Feinerze (vor der Auf- bereitung)		Briketts	
	Fe %	S %	Fe %	S %
Bayonne, N. J. . .	60,0	2,5	62,0	0,05
Mayville, Wis. . .	46,2	0,035	56,0	0,01
Moose Mountain . .	36,19	0,024	63,5	0,014

Das erzeugte Brikett zeichnet sich durch große Porigkeit aus, die stets über 20 % beträgt. Dabei ist die Druckfestigkeit ungefähr 370 kg/qcm. Über den günstigen Einfluß auf den Hochofenbetrieb liegen hinsichtlich der amerikanischen Verhältnisse keine Angaben vor, doch soll zu Mayville der Koksverbrauch beträchtlich zurückgegangen sein. Die Größe der amerikanischen Briketts ist gewöhnlich 150 × 150 × 60 mm (in Duquesne 60 × 110 × 200 mm), und es werden auf die Wagen meist nur zwei Ziegelscharen aufgelegt. Die Brikettpresse liefert 12 bis 16 Briketts i. d. min, so daß das Auflegen auf die Wagen zwar von Hand erfolgen kann, jedoch belaufen sich die hierdurch verursachten Löhne auf 21 bis 30 Pf. f. d. t. Das Hineinstoßen des frisch beladenen Wagens in den Kanalofen und das gleichzeitige Ausstoßen eines solchen mit fertiggesinterten Briketts wird hydraulisch vorgenommen und erfordert wenig Kraft. Das Entladen erfolgt selbsttätig. Die Geschwindigkeit, mit der die Wagen in den Ofen geschickt werden, hängt von der Art der Erze ab. Bei hohem Schwefelgehalte verlangsamt sich diese. In Mayville wird alle zehn Minuten ein Wagen von 2 × 2 m Herdfläche in den 60 m langen Ofen eingeschoben, so daß bei einem Fassungsraum des Ofens von 30 Wagen bei zehnmütlicher Beschiebung jeder Wagen 5 st im Ofen verweilt. In Bayonne ist der Ofen nur 44 m lang, und dort bleibt bei einer Beschiebungsfrist von 18 min jeder Wagen 6,5 st im Ofen. Die Breite der Ofen wurde allmählich immer mehr vergrößert, von ursprünglich 1,5 m auf 2 m, in neuester Zeit sogar 3 m. Der Brennstoffverbrauch ist niedrig, beim Sintern von Magnetkonzentrat etwa 7 % Kohle.¹⁾

Von den reinen Brikettierverfahren wird nach Richards²⁾ dem Schumacher-Verfahren die größte Bedeutung für Amerika zugesprochen. Es ist hier mit einer Anlage von 250 t Tageserzeugung auf dem Werke der Cambria Steel Co. zu Johnstown, Pa., vertreten. Es werden dort 70 % Mahonig-Erze (mit 10 bis 12 % Feuchtigkeit) und 30 % Gichtstaub (mit 18 bis 20 % Koksgehalt) zur Erzeugung von Briketts verwendet. Die erhaltenen Briketts haben noch 5,5 bis 6 % Koks, der bei der Reduktion im Hochofen den wirksamsten Anteil nimmt und nach der Meinung der Quelle die ganzen Brikettierkosten aufwiegt. Die Briketts sind außerordentlich porig, sie nehmen 11,5 % Wasser auf entsprechend einer Leere von 27 % und sind bereits nach einem Tage so fest, daß sie eine Druckfestigkeit von 31,8 kg/qcm aufweisen. Die Gesamterzeugungskosten, inbegriffen die Verzinsung und Tilgung der Anlage, betragen nur 90 Pf. f. d. t. Professor Richards meint, daß dieses Verfahren sich für Feinerze nicht in gleichem Maße eignet wie für Gichtstaub. Seine Ausführungen über dieses Verfahren erwecken das lebhafteste Interesse der amerikanischen Fachleute.

Professor Carl Brisker

(Fortsetzung folgt.)

Elektrostahlanlage in Sosnowice, Bauart Nathusius.

Im Anfang des Jahres 1912 beschlossen die Sosnowicer Röhrenwalzwerke und Eisenwerke, Aktiengesellschaft in Sosnowice, die Aufstellung eines Elektrostahlens. Zu dieser Zeit standen in dem in Betracht kommenden Sosnowicer Werk insgesamt 1140 KW Gleichstromenergie zur Verfügung. Von diesen 1140 KW waren aber nur 640 KW für den Ofenbetrieb verfügbar, die außerdem die sämtlichen Verluste in den erforderlichen Maschinen, Apparaten, Leitungen und Transformatoren decken mußten.

Flüssiger Martinstahl — als Einsatz für den elektrischen Ofen — wäre allenfalls vom Schwesterwerk in Zawiercie zu beziehen gewesen, doch sind die in Betracht kommenden Entfernungen zu groß, als daß ein solches Projekt jemals ernsthaft ins Auge gefaßt worden wäre. Viel näher lag es, die in Sosnowice reichlich vorhandenen Rohrabfälle, Stanzbrocken und sonstigen Schrott einzuschmelzen und durch weitgehende Raffination und Legierung die gewünschten Qualitäten herzustellen.

Infolge dieser eigenartigen Bedingungen konnte von vornherein nur ein elektrischer Ofen nach dem Lichtbogensystem in Betracht kommen. Für die kleine elektrische Zentrale war es aber eine Lebensbedingung, daß die Belastungsstöße beim Einschmelzen nur ganz unwesentlich rückwirkten. Bei wenig gedämpften Stößen würden die stromerzeugenden Gleichstromdynamomaschinen stark in der Spannung abfallen, was zur Folge hätte, daß jede Unregelmäßigkeit im Ofenbetrieb an allen durch die Gleichstrommotoren angetriebenen Arbeitsmaschinen beobachtet werden könnte. In Erkenntnis dieser Sachlage ist die Auftragserteilung davon abhängig gemacht worden, daß der Höchstwert der Stromstöße, im Gleichstromnetz gemessen, nicht mehr als 5 % über den Stromwert bei Normalbelastung ansteigen darf, allerdings ohne daß durch die dazu erforderlichen Einrichtungen eine Energievernichtung eintritt oder eine wesentliche Verschlechterung des Leistungsfaktors der Anlage herbeigeführt wird. Diese Bedingung wurde von den Westdeutschen Thomasphosphatwerken, G. m. b. H., Berlin, und den Bergmann-Elektrizitäts-Werken, A.-G., Berlin, angenommen, und unter Berücksichtigung noch einiger anderer Gründe wurde deshalb ein Ofen nach dem Nathusius-System aufgestellt.

Der Betrieb war so gedacht, daß zunächst nur die vorhandenen Mittel voll ausgenutzt werden sollten, wobei nach und nach das ganz ungeschulte Personal angelehrt, die Erzielung genauer Analysen gewährleistet und die Weiterverarbeitung des neu gewonnenen Qualitätsproduktes in Ruhe ausprobiert werden könnte. Später, wenn ein hinreichendes Absatzgebiet lohnender Qualitäten gesichert war, sollte es aber in bequemer Weise möglich sein, den Ofenbetrieb nur nach wirtschaftlichen Gesichtspunkten umzugestalten, ohne Rücksicht auf die dazu erforderlichen Energiemittel. Infolgedessen wurde von vornherein ein 5- bis 6-t-Ofen vorgesehen, der zunächst für 3 bis 4 t zugestellt wurde. Zum Betrieb dieses Ofens wurde ein Uniformer, bestehend aus einem Gleichstrom-Turbomotor von 700 KW Nutzleistung, 500 Volt und 1500 Umdr./min, unmittelbar gekuppelt mit einem Drehstromgenerator von 937 KVA, 3000 Volt, 50 Perioden und fliegend angebaute Erregerdynamo zur Aufstellung gebracht. Die Maschinen befinden sich auf gemeinsamer Grundplatte. Auf der freibleibenden Seite des Gleichstrommotors ist ein freies, vorläufig überkapptes Wellenende für den späteren Anbau einer Dampfturbine vorgesehen. Sobald die Dampfturbine zur Aufstellung gekommen ist, die für die Gesamtleistung der beiden elektrischen Maschinen zu bemessen ist, wird der Gleichstrommotor als Dynamo umgeschaltet, während der Drehstromgenerator weiter auf den Ofen arbeitet. Diese Anordnung hat den Vorteil, daß bei dem späteren Betrieb die Uniformerverluste vollständig in Fortfall kommen.

Der Ofen wird mit einer verketteten Spannung von 108 Volt zwischen den Lichtbogenelektroden betrieben.

¹⁾ N. V. Hansoll: Das Brikettieren von Eisenerzen. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 557.

²⁾ J. W. Richards: Die Schumacher-Brikettierung. Bulletin of the American Institute of Mining Engineers 1912, Mai, S. 545.

Zu diesem Zwecke ist in unmittelbarer Nähe des Ofens ein Drehstromtransformator von 700 KVA Dauerleistung (für Ofenbetrieb überlastbar) und für eine Uebersetzung von $2825/\frac{108}{18}$ Volt, 50 Perioden aufgestellt. Wie aus dem

angegebenen Uebersetzungsverhältnis hervorgeht, ist die Sekundärwicklung in zwei Stromkreise unterteilt, von denen der 18-Volt-Stromkreis durch die Bodenelektroden geschlossen wird. Zur Regelung der durch die Bodenelektroden in den Ofen eingeführten Beheizungsenergie ist ein Potentialregler von 180 KVA durchgehender Leistung aufgestellt, der seine Erregung von dem 108-Volt-Stromkreis des Ofentransformators bezieht. An weiteren elektrischen Einrichtungen sind noch drei Drehstrommotoren, jeder von 3 PS, 108 Volt, 50 Perioden, vorhanden, welche zur Betätigung der Elektrodenwinden beim Abstich und Schlackenablassen dienen und später auch für die automatische Elektrodenregulierung durch Cuënod-Apparate Verwendung finden.

Der Ofen selbst ist in einer Ecke der Gießereihalle aufgestellt. Seine Bühne, die rd. 2 m über dem Gießereiflur liegt, besitzt eine Fläche von 6,6 m × 7,2 m. Er besitzt drei Boden- und drei Lichtbogenelektroden; letztere sind von rundem Querschnitt, um beim Anstücken der stehen gebliebenen Stümpfe bequemer und schneller arbeiten zu können, als es bei quadratischem Querschnitt möglich ist. Die durch Dolomit überstämpften Bodenelektroden sind in der Ebene um 60° gegen die Lichtbogenelektroden versetzt, um ein verstärktes Drehmoment auf das Bad auszuüben. Zwischen den Elektroden sind an drei Seiten des Ofens Türen angebracht. Die Kippvorrichtung wird hydraulisch angetrieben. In den Einzelheiten entspricht der Ofen fast genau der Beschreibung, wie sie von Professor Dr. B. Neumann¹⁾ für die Friedenshütter Ofenanlage gegeben wurde.

Bemerkenswert ist bei der Sosnowicer Anlage die Durchbildung der Starkstromleitungsanlage. Sämtliche Starkstromleitungen sind zur Erzielung guter Abkühlungsverhältnisse als mehrfach unterteilte Flachkupferschienen von demselben Einzelquerschnitt verlegt. Während jedoch bei den Lichtbogenzuleitungen durch spiralförmige Umwicklung der Schienen mit Eisenbändern auf einen erhöhten induktiven Spannungsabfall bei hohen Stromstärken hingearbeitet wurde, ist bei der Verlegung der Leitungen nach den Bodenelektroden der umgekehrte Grundsatz befolgt. Hier sind die Leitungen verschachtelt verlegt, um die Bildung starker Felder in den Schienen zu verhindern. Der Grund für diese Maßnahmen ist darin zu suchen, daß sich die Energieaufnahme im Bodenelektrodenstromkreis unabsichtlich nur wenig ändert, während im Lichtbogenstromkreis, namentlich beim Einschmelzen, betriebsmäßig mit Lichtbogenkurzschlüssen und Lichtbogenunterbrechungen zu rechnen ist. Für den ersten Stromkreis ist es deshalb vorteilhaft, einen möglichst günstigen Leistungsfaktor zu erzielen, während im Lichtbogenstromkreis die Abdämpfung der Stromstöße, wie sie durch einen hohen induktiven Spannungsabfall bewirkt wird, in diesem speziellen Falle der wichtigste Gesichtspunkt ist.

Das angewandte Prinzip zur Abgleichung der Energiebedarfsschwankungen des Ofens besteht im wesentlichen darin, daß der Gleichstromantriebsmotor auf Drehzahlabfall kompondiert worden ist, und daß der Drehstromofengenerator für anormal hohen Spannungsabfall gebaut ist. Infolgedessen ist die abgegebene Drehstromspannung bei hoher Stromentnahme niedriger und bei niedriger Stromentnahme hoch, so daß also das Produkt aus Strom mal Spannung, d. h. die Leistung, ein ausgesprochenes Bestreben hat, konstant zu bleiben. Zur Verstärkung dieser Erscheinung und namentlich zur Festlegung einer bestimmten einstellbaren Höchstbelastung dient ein Schnellregler, System Fuß. Die Betätigung dieses Apparates wird durch den Ankerstrom des Umformermotors eingeleitet. Ein Steigen des Ankerstromes bewirkt eine

Schwächung der Erregung des Drehstromgenerators und dementsprechend ein Sinken der Drehstromspannung. Ein Sinken des Ankerstromes hat die umgekehrte Wirkung zur Folge. Bei länger dauernder gesteigerter Energieentnahme durch den Ofen sinkt die Drehzahl des gesamten Maschinennetzes infolge der Compoundwicklung des Antriebsmotors und bewirkt dadurch eine weitere Verminderung der Drehstromspannung.

Es ist selbstverständlich, daß diese Einrichtungen nur zur Wirkung kommen, wenn eine wenigstens teilweise Belastung des Umformers vorhanden ist; bei vollständiger Lichtbogenunterbrechung kann damit eine Belastung der Zentrale nicht hergestellt werden. Sehr häufige Entlastungen sind für den Zentralbetrieb unangenehm, weil es dann großer Aufmerksamkeit bedarf, die Dampfspannung und im elektrischen Netz die Gleichstromspannung immer auf derselben Höhe zu erhalten. Zur Behebung dieses Mangels ist eine Ofenschaltung gewählt worden, bei der ein bestimmter Teil der zugeführten Verbrauchenergie dauernd ganz unabhängig von den Vorgängen im Lichtbogenstromkreis aufrecht erhalten bleibt. Nach den durch aufzeichnende Instrumente vorgenommenen Messungen der in Betrieb genommenen Anlage ergibt sich für die Bodenbeheizung je nach der Einstellung des Potentialregulators 15 bis 40 % der gesamten im Ofen umgesetzten Energie. Bei Zugrundelegung einer durch die Bodenelektroden umgesetzten Leistung von 25 % der Gesamtenergie beträgt die Belastung der Zentrale durch den Ofenbetrieb:

a) bei völliger Lichtbogenunterbrechung . .	33 %
b) bei Lichtbogenunterbrechung an zwei Elektroden	56 %
c) bei Lichtbogenunterbrechung an einer Elektrode	80 %

der Normalbelastung. Der letzte Fall ist der häufigste, und es kann daher damit gerechnet werden, daß beim Einschmelzen durchschnittlich nur Energiebedarfsschwankungen auftreten, die zwischen 80 und 105 % der Normalbelastung liegen. Das sind Werte, die auf Hüttenwerken durchaus zulässig und gebräuchlich sind.

Die Beobachtung der Schaulinienaufnahmen hat des weiteren gezeigt, daß bei dieser Sonderanlage die Bodenenergie des Ofens ebenfalls zur Pufferung der Laststöße beiträgt. Die elektrische Energie dieses Stromkreises ändert sich quadratisch mit der Spannung des Drehstromgenerators. Sie verstärkt also die von dieser Maschine eingeleitete Bestrebung. Beispielsweise ist aus den Schaulinienaufnahmen zu erkennen, daß in der Periode des Abschlackens, während welcher die Lichtbogenelektroden hochgezogen werden, während die Bodenleistung eingeschaltet bleibt, diese Energie von beiläufig 60 KW auf 160 KW ansteigt.

Interessant ist auch die Feststellung, daß der elektrische Ofen seinerseits als Ausgleichsbelastung für die Zentrale verwendet wird und dadurch erzwingt, daß alle verfügbaren Mittel voll angespannt werden und das Dampfturbinenaggregat in der Zentrale dauernd unter Vollast mit bestem Wirkungsgrad arbeitet. Dies geschieht dadurch, daß bei stoßweisen Ueberlastungen, die vom Röhrenwerk, Walzwerk oder einem anderen vom Elektrofen unabhängigen Betriebe herrühren, ein Sinken der Gleichstromspannung in der Zentrale und damit auch der Motorspannung am Umformer eintritt. Der Ofenbetrieb bleibt zunächst davon unberührt, d. h. die Motorbelastung bleibt konstant; infolgedessen steigt der Motorstrom, er verstärkt die Erregung des Motors durch die Compoundwicklung und bewirkt dadurch einen Drehzahlabfall des Umformers und eine Verminderung der Drehstromspannung des Generators. Erreicht der Motorstrom trotzdem den Höchstwert, auf welchen der Schnellregler eingestellt ist, so regelt dieser die Generatorspannung herunter und entlastet damit die Zentrale. Derselbe Vorgang findet auch umgekehrt statt, indem durch Abschaltung einiger Stromverbraucher die Zentralenspannung steigt und der

¹⁾ St. u. E. 1910, 17. Aug., S. 1410/17.

Schnellregler daraufhin den Energieverbrauch der Ofenanlage steigert. Wird die elektrische Zentrale auf längere Zeit außergewöhnlich in Anspruch genommen, so daß der Maschinenwärter die Spannung nicht mehr halten kann, so schaltet er den Schnellregler des Ofengenerators ab und regelt von Hand die Drehstromspannung herunter. Da am Ofen selbst vom Bedienungspersonal ohne Rücksicht auf die Spannung nur auf konstante Stromstärke reguliert wird, so tritt eine Entlastung der Zentrale ein. Sobald die Gleichstromspannung wieder über 500 Volt ansteigen will, regelt der Maschinenwärter die Drehstromspannung höher.

Die Anlage, die in ihren Einzelausführungen viele bemerkenswerte Teile bietet, ist zusammen mit Schaltungsschemata, Abbildungen und Schaulinienaufnahmen in einem ausführlichen Aufsatz in der „Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure“ beschrieben.

W. Kunze.

Betrachtungen über Generatorbetrieb.

In einem Aufsatz der „Feuerungstechnik“¹⁾ behandelt H. R. Trenkler die Vergasung minderwertiger Brennstoffe und teilt unter anderem seine Erfahrungen mit Hochdruckgaserzeugern mit; er führt hierbei in der Hauptsache folgendes aus:

Die Kosten des Gases, die aus den Brennstoffkosten einerseits und den Betriebs-, Unterhaltungs- und Tilgungskosten andererseits bei Berücksichtigung der Gasmenge berechnet werden, betragen bei neuzeitlichen Anlagen 0,3 bis 0,4 Pf./cbm. Auf den Brennstoff selbst entfallen dabei 0,2 bis 0,3 Pf./cbm, somit der Hauptanteil der Kosten. Niedriger Brennstoffpreis ist deshalb die erste Bedingung für eine billige Gaserzeugung. Aus diesem Grunde ist die Vergasung feinkörniger Brennstoffe, die trotz guten Heizwertes niedrig im Preise stehen, eine der wichtigsten Fragen der Feuerungstechnik.

Die Schwierigkeiten, welche die Vergasung feinkörniger Brennstoffe früher bereitete, sind bei nicht backenden Brennstoffen durch Anwendung hoher Winddrücke beseitigt worden. Vorbedingung ist zwar, daß der Brennstoff einheitlich in seiner Sortierung ist; Gaserzeuger, die hohe Windpressungen zulassen, erzielen dann ein gutes Gas, das trotz höherer Betriebskosten ausreichend billig geliefert werden kann. Für backende Brennstoffe hat sich die Anwendung hoher Winddrücke nicht bewährt. Staubreiche Backkohlen sind in den gebräuchlichen Hochdruckgaserzeugern praktisch nicht vergasbar. Wo dennoch die Vergasung durchführbar ist, da erreichen die Verluste und die Betriebskosten eine solche Höhe, daß die Wirtschaftlichkeit in Frage gestellt ist.

Nachdem der Hochdruckgaserzeuger für backenden Brennstoff den erwarteten Erfolg nicht brachte, werden nun andere Mittel versucht, um zum Ziele zu kommen. Einen öfter begangenen Weg gibt Trenkler an, indem er die Ausnutzung der Backfähigkeit empfiehlt. Die Staubkohle ist einfach erst zu entgasen und zu verkoken, und dann ist der Koks zu vergasen.

Auf Grund einer Wärmebilanz wurde versucht, den Wirkungsgrad der getrennten Ent- und Vergasung zu ermitteln. Die Rechnung ergibt für eine Kokerei mit besonderen Gaserzeugern zur Vergasung des Kokes denselben Wirkungsgrad wie eine normale Gaserzeugeranlage. Noch günstiger wird das Ergebnis, wenn der Verkokungssofen mit dem Gaserzeuger zusammengebaut wird, beispielsweise als eine zentrale Retorte. Die freie Wärme des Generatorgases, die über 700 WE je kg Kohle beträgt, reicht in diesem Falle bei einer Anfangstemperatur des Gases von 900° aus, um die Entgasung zu bewirken. Der errechnete Wirkungsgrad übersteigt um 11% den eines normalen Gaserzeugers.

Zu diesen Ausführungen muß leider bemerkt werden, daß die Berechnung mehrere Verluste nicht berücksichtigt. Vor allem ist es der Kohlenstoffverlust im Teer, der allein 3½ bis 4% beträgt. Ferner fand der Verlust an Koks

keine Berücksichtigung, der durch Verbrennung vor dem Ablöschen und durch Verzettelung entsteht. Der tatsächliche Wirkungsgrad wird praktisch rd. 10% hinter den errechneten Werten zurückbleiben.

Der Gedanke, die Backfähigkeit der Brennstoffe auszunützen, hatte verschiedentlich zu Gaserzeugerbauarten geführt, die teilweise patentgeschützt sind. Sofern diese Bauarten eine Außenbeheizung der Retorte vorsehen, dürften sie keine praktische Anwendung gefunden haben, da der Retorteninhalt unverhältnismäßig groß, wie z. B. bei Koksöfen, sein müßte. Anders liegen die Verhältnisse, wenn die Erhitzung des Retorteninhaltes mittels durchreichender Generatorgase von innen erfolgt. Die Wärmeübertragung geht rasch vor sich; infolgedessen kann die Retorte klein bemessen sein. Auch genügt ein geringer Teil des Generatorgases, um die Entgasung zu bewirken. Nach diesem Grundsatz gebaute sogenannte Zonengaserzeuger sind in kleinerem Maßstab bereits ausgeführt worden. Gut durchgebildete Bauart vorausgesetzt, dürfte der Wirkungsgrad einige Prozente höher werden als beim normalen Gaserzeuger. Der Hauptvorteil wird jedenfalls in der Verwendbarkeit feinkörniger backender Kohlen zu suchen sein. Rud. Schulz.

Bestimmung des Vanadins im Ferrovandin und Stahl.¹⁾

Die in den letzten Jahren stetig steigende Verwendung von Vanadin bei der Herstellung von hochwertigen Qualitätsstählen, sowohl von Schnelldreh- als auch einfachen Werkzeug- und Konstruktionsstählen, hat in Chemikerkreisen das Bedürfnis nach einem genauen, rasch und leicht ausführbaren Verfahren zur Bestimmung des Vanadins in Stählen und Ferrolegierungen hervorgerufen. In letzter Zeit sind sehr viele Arbeiten über Vanadinbestimmung in der einschlägigen Fachliteratur erschienen, und auch die Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute hat sich in ihrer letzten Sitzung damit beschäftigt.²⁾

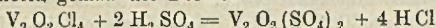
Den Vorzug unter den bisher veröffentlichten Verfahren verdienen entschieden die maßanalytischen, da die gewichtsanalytischen Methoden infolge der Schwierigkeiten, die die Trennung des Vanadins von den in Betracht kommenden Elementen verursacht, sich nicht für die Praxis eignen. Bei der Mehrzahl der maßanalytischen Arbeitsweisen ist eine Trennung des Eisens vom Vanadin erforderlich. Diese Trennung ist durch Schütteln mit Aether, wie durch Versuche festgestellt wurde, bei vanadinreichen Legierungen nicht quantitativ durchführbar; andererseits muß die Abscheidung des Eisens als Hydroxyd, sei es durch Schmelzen mit Natriumsuperoxyd oder Fällen mittels Alkalis aus schwefelsaurer Lösung, unter besonderen Vorsichtsmaßregeln erfolgen, falls die Trennung eine vollständige sein soll. Zudem bereitet das Abfiltrieren und Auswaschen des Eisenniederschlages bekanntlich große Schwierigkeiten, die ferner eine möglichst geringe Einwaage bedingen und auch hierdurch die Genauigkeit der Bestimmung beeinträchtigen.

Wesentlich einfacher in der Ausführung ist hingegen das Verfahren von Campagne, wie es in dem „Leitfaden für Eisenhüttenlaboratorien“ von A. Ledebur beschrieben ist. Es erfordert nicht die Trennung des Eisens vom Vanadin, gestattet daher eine größere Einwaage und ist mit den einfachsten Hilfsmitteln in kürzester Zeit durchführbar. Trotz alledem findet dieses Verfahren in der Praxis wenig Anwendung, da wohl jeder, der sich damit befaßt hat, die Erfahrung gemacht haben wird, daß die Ergebnisse hierbei mehr oder weniger zu niedrig ausfallen. Die Ursache hierfür liegt, wie wir festgestellt haben, darin, daß die bei der Reduktion des Vanadinpentoxyds durch Salzsäure sich bildende Chlorverbindung in der beim Eindampfen entstehenden Wärme äußerst leicht flüchtig ist.

¹⁾ Mitteilung aus dem Laboratorium des Krefelder Stahlwerks, A. G., Krefeld.

²⁾ Vgl. dieses Heft, S. 405/10.

Dieser Uebelstand läßt sich nun durch eine kleine Abänderung des Campagneschen Verfahrens leicht und sicher beheben, und wir sind überzeugt, daß die von uns abgeänderte Arbeitsweise, die die Vorzüge der Campagneschen Methode, die Schnelligkeit und Einfachheit der Ausführung beibehält, dabei aber große Genauigkeit aufweist, sich bald viele Freunde erwerben wird. Wir setzen, um die oben erwähnte Fehlerquelle zu vermeiden, nach dem Lösen in Salpetersäure sofort Schwefelsäure zu und lassen bis zum Abrauchen der letzteren eindampfen. Hierbei erreicht man zunächst die Beseitigung der Salpetersäure leichter und rascher als durch das nach dem Campagneschen Verfahren vorgeschriebene Eindampfen und Rösten, dann aber werden durch die Anwesenheit der Schwefelsäure bei der nun folgenden Reduktion mittels Salzsäure die Verluste, die durch die Flüchtigkeit der Oxychloride eintreten können, vermieden, weil hierbei das Vanadin-oxychlorid gemäß der Formel



in das Oxy-sulfat übergeht. Bei der Ausführung der Reduktion ist darauf zu achten, daß die Salzsäure nicht direkt in die durch das vorausgegangene Abrauchen konzentrierte heiße Schwefelsäure gegossen wird, weil in diesem Falle, wie wir wiederholt beobachten konnten, bei der hierdurch entstehenden hohen Temperatur ebenfalls Verluste von Oxychlorid dadurch entstehen können, daß infolge der Heftigkeit der Reaktion die Umwandlung in Oxy-sulfat nicht schnell genug erfolgt. Es ist daher nötig, die schwefelsaure Lösung vor dem Zusatz von Salzsäure erst abzukühlen, und es empfiehlt sich, die Lösung außerdem mit etwas Wasser zu verdünnen.

Die Ausführung der Bestimmung ist nun folgende: Zur Untersuchung von Ferrovanadin löst man 0,5 bis 1 g Ferrovanadin in einem hohen Becherglase mit 20 bis 30 cem Salpetersäure vom spezifischen Gewicht 1,20. Nach beendetem Lösen fügt man vorsichtig 20 bis 25 cem Schwefelsäure hinzu und läßt bis zum Abrauchen der letzteren eindampfen. Nach dem Erkalten der Lösung verdünnt man mit etwa 30 cem Wasser, setzt 25 bis 30 cem Salzsäure zu und erhitzt bis zum Auftreten von Schwefelsäuredämpfen. Das Eindampfen mit Salzsäure wiederholt man noch einmal in der vorgeschriebenen Weise. Sodann läßt man erkalten, verdünnt mit Wasser, bringt durch gelindes Erwärmen die ausgeschiedenen Salze in Lösung, spült in einen Erlenneyerkolben, verdünnt auf etwa 500 cem, gibt etwas Phosphorsäure zu und titriert bei 80 bis 85° mit Kaliumpermanganatlösung bis zur schwachen Rotfärbung.

Für Stahl werden in 2 bis 5 g Spänen in der gewöhnlichen Weise Silizium und etwa vorhandenes Wolfram abgeschieden. Das Filtrat hiervon wird eingengt und durch Schütteln mit Aether von dem größten Teil des Eisens befreit. In der das Vanadin enthaltenden Lösung entfernt man den Aether durch vorsichtiges Erwärmen, setzt sodann etwa 15 cem Schwefelsäure zu und verfährt weiter, wie oben bei Ferrovanadin angegeben. Bei chromhaltigen Stählen empfiehlt es sich, die Titration bei 35 bis 40° vorzunehmen, da bei höherer Temperatur schon eine merkliche Oxydation des Chroms stattfindet.¹⁾

Dr.-Ing. Otto Wilms und Paul Fischbach.

Wirtschaftlichkeit von Holz- und Eisenschwellen.

Im Zentralblatt der Bauverwaltung 1914, 24. Januar, S. 58/9, berichtet der Großherzog. Oberbauinspektor E. L u n g über die versuchsweise Anordnung des Oberbaues mit Buchenschwellen auf den badischen Staatseisenbahnen. Von besonderem Interesse für unsere Leser dürfte die vergleichende Kostenaufstellung für die versuchsweise Ausführung mit Buchenholzschnellen und den regelmäßigen Oberbau mit Eisenschwellen sein.

Es betragen die Kosten eines Schienenstoßes von 12 m Länge bei der Versuchsstrecke mit Buchenholzschnellen:

	„	„
für 2 Schienen von 12 m Länge . . . zu	64,50	= 129,00
„ 17 Schwellen aus Buchenholz . . . „	7,95	= 135,15
„ 4 Laschen „	3,00	= 12,00
„ 12 Laschenschrauben „	0,16	= 1,92
„ 12 Federringe „	0,01	= 0,12
„ 68 Klemmplatten „	0,12	= 8,16
„ 68 Spurplättchen „	0,08	= 5,44
„ 68 Schraubennägeln „	0,12	= 8,16
„ 34 Keilplatten „	0,75	= 25,50
		im ganzen 325,45

Bei dem regelmäßigen Oberbau aus 140 mm hohen Schienen mit 100 mm hohen Eisenschwellen:

	„	„
für 2 Schienen von 12 m Länge . . . zu	64,50	= 129,00
„ 17 eiserne Schwellen 100 mm hoch „	8,00	= 136,00
„ 4 Laschen „	3,00	= 12,00
„ 12 Laschenschrauben „	0,16	= 1,92
„ 12 Federringe „	0,01	= 0,12
„ 68 Klemmplatten „	0,12	= 8,16
„ 68 Spurplättchen „	0,08	= 5,44
„ 68 Klemmplatenschrauben „	0,12	= 8,16
		im ganzen 300,80

1 km der Versuchsstrecke mit Buchenschwellen stellt sich in der Anschaffung demnach um 2054 „ teurer als 1 km Oberbau mit eisernen Querschwellen. Man wird dem Urteil des Verfassers nur beipflichten können, wenn er sagt: „Die versuchsweise Anordnung des Oberbaues mit Buchenschwellen muß also unter den Einwirkungen des Betriebes sehr erhebliche Vorzüge aufweisen, wenn sie im Wettbewerb mit dem bisherigen Eisenschwellenbau mit Aussicht auf Erfolg bestehen soll.“

Hochschulkurse für Ingenieure in Darmstadt, Oktober 1914.

Die vom Verein deutscher Ingenieure vor einigen Jahren ins Leben gerufenen Hochschulkurse für Ingenieure finden in diesem Jahr in der Zeit vom 5. bis 17. Oktober an der Technischen Hochschule in Darmstadt statt. Außer den Mitgliedern des Vereines deutscher Ingenieure sind auch Mitglieder verwandter Verbände zur Teilnahme berechtigt; außerdem sind auch Angehörige juristischer Berufe sowie anderer Berufsklassen mit akademischer Bildung willkommen.

In diesem Sinne weisen wir unsere Leser auf die nachstehend aufgeführten Vorlesungen hin, die teilweise mit Laboratoriumsübungen verbunden sind und in vier bis sechsstündigen Kursen eine Einführung in den gegenwärtigen Stand der Erkenntnis auf wichtigen technischen, naturwissenschaftlichen und wirtschaftlichen Gebieten ohne eingehende Verfolgung von Einzelheiten bieten sollen: Berndt: Gasmotoren, mit Übungen im Laboratorium; Braun: Wasserturbinenbau; Gutermuth: Dampfturbinen und Gleichstrommaschinen; Heidebrock: Turbinenpumpen; neuere Anschauungen über Maschinenelemente; neuere Gesichtspunkte über Kalkulation; Fabrikorganisation und Betriebslehre; Koch: Versuchsergebnisse aus dem Wasserbaulaboratorium; Köhler: Feuerungsanlagen und Förderanlagen; Kollmann: Schiedsgerichtswesen und Absatzmethoden der Industrie; Petersen: Hochspannungstechnik; Walbe: Industriebauten und Arbeiterkolonien; Roebler: Preßwasser- und hydraulische Arbeitsmaschinen; Wirtz: Hochfrequenzströme; Wöhler: Theorien und Tatsachen der modernen Chemie; Dieffenbach: Die Verkokungsindustrie; Blaeß: Freie und erzwungene Schwingungen im Maschinenbau; ausgewählte Kapitel aus dem Ventilatorenbau; Berhoff-Ising: Unsere Handelspolitik und die Stellung Deutschlands in der Weltwirtschaft; Eberhardt: Luftschiff- und Flugzeugbau; Preuß: Aetzproben und mikroskopische Untersuchungen von Eisen und Stahl.

Der genaue Stundenplan kann erst aufgestellt werden, wenn die Zahl der für die einzelnen Vorlesungen und Übungen in Betracht kommenden Hörer bekannt ist.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 1914, 12. Febr., S. 275.

Anmeldungen zu den Kursen sind bis spätestens 31. März d. J. an Geh. Baurat Professor Gutermuth, Technische Hochschule, Darmstadt, zu richten, und zwar unter Angabe der gewählten Vorlesungen.

Die für die Teilnahme zu entrichtenden Gebühren betragen für jede Vortrags- und Übungsstunde 1 \mathcal{M} . Bei mehr als 40 Stunden ist eine Pauschalsumme von 40 \mathcal{M} zu entrichten. Hierzu kommt noch eine Einschreibgebühr von 3 \mathcal{M} .

Aus Fachvereinen.

Verein deutscher Chemiker.

In der Sitzung der Fachgruppe für analytische Chemie am 17. September 1913 zu Breslau erstattete Professor Dr. E. Hintz zunächst den Bericht der Unterkommission für die

Bestimmung des Eisens in Eisenerzen.

Die von der Fachgruppe auf der Hauptversammlung 1911 in Stettin mitgeteilten Analysenergebnisse von acht verschiedenen Erzen zeigten bei den einzelnen Analytikern erhebliche Unterschiede, die zum Teil in der nicht einheitlichen Arbeitsweise ihren Grund hatten. Die Unterkommission sah sich daher veranlaßt, am 15. März 1913 in Frankfurt eine bis in alle Einzelheiten gehende Vorschrift aufzustellen, nach der von den früheren Analytikern von neuem in vier Eisenerzen der Eisengehalt bestimmt werden sollte. Unter diesen Erzproben befand sich auch ein Siegerländer Rostspat mit etwa 0,25 % Kupfer. Diese letztere Erzsorte wurde besonders aus dem Grunde gewählt, da vereinzelt, entgegen den Versuchen der Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹⁾, die Ansicht vertreten wurde, daß gerade ein geringer Kupfergehalt störend auf die Bestimmung des Eisens einwirken sollte. Die neuen Versuche haben nun gezeigt, daß ein geringer Kupfergehalt keinen Einfluß auf die Bestimmung des Eisengehaltes auszuüben vermag, wodurch die Untersuchungen der Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute vollauf bestätigt worden sind.

Das von der Unterkommission aufgestellte Verfahren zur Bestimmung des Eisens in Eisenerzen wurde wie folgt vereinbart:

a) Vorbereitung der Probe. Die ganze Erzprobe wird aus der Dose auf einen weißen Bogen Papier entleert und durch Zusammenfalten dieses Bogens und Ausschütten auf einen zweiten Bogen als Kegel aufgesetzt. Dieser Kegel wird mit einem breiten Spatel — Eisen als Material ausgeschlossen — in der Mitte geteilt und zunächst die eine Hälfte nach der Seite zu dünner Schicht verflacht. Auf die so hergestellte Unterlage wird die zweite Hälfte des Kegels aufgeschichtet und nun das Ganze in allen Teilen mit dem Spatel flachgedrückt. Diese Arbeitsweise wird zwanzigmal wiederholt. Der letzte Kegel wird mit einer Glasplatte flachgedrückt und mit dem Quadranten in Teile zerlegt. Je zwei gegenüberliegende Teile des Quadranten werden zu einem Muster vereinigt. Auf diese Weise werden zwei Muster, A und B, erhalten, von denen jedes für sich in der vorher geschilderten Weise zwanzigmal behandelt wird. Ein jedes der Muster wird für sich in eine möglichst kleine Dose gegeben, und aus dieser wird für die Einwage mit einem scharfen Spatel die Probe entnommen, und zwar die eine Analyse aus der Probe A, die Gegenanalyse aus der Probe B. Jedes Schütteln oder Aufstoßen der Dose oder Umrühren des Inhalts ist zu vermeiden, wie überhaupt darauf zu achten ist, daß das Erzpulver, außer wie vorgeschrieben, nicht anderweitig bewegt wird. (Die Verwendung von Wägoröhrchen ist zu verwerfen.) — Die Wasserbestimmung ist gesondert auszuführen.

Zur Erleichterung und Verbilligung der Unterkunft in Darmstadt soll ein Wohnungsamt eingerichtet werden.

Fragekasten.

Ist man berechtigt, in jedem Falle die für verspätete Lieferung vereinbarte Verzugsstrafe in der in der Bestellung festgesetzten Höhe zu kürzen, z. B. bei einem Objekt von 75 000 \mathcal{M} = 2 % für die volle Woche Verspätung, also unter Umständen 25 000 \mathcal{M} ?

b) Ausführung der Analyse. Für die Analyse werden 5 g eingewogen. Erze, die organische Substanzen oder Kiese enthalten, werden geglüht, anfangs in bedecktem, später in offenem Porzellantiegel. Nach dem Erkalten wird die Probe gelöst, wie nachstehend beschrieben ist. Die eingewogenen 5 g durchfeuchtet man in einem 400 bis 500 ccm großen Erlenmeyerkolben mit 1 bis 2 ccm Wasser und gibt 100 ccm Salzsäure vom spezifischen Gewicht 1,19 zu. Der Kolben wird alsdann mindestens 3 st, mit einem Uhrglas oder einer Kugel bedeckt, bei 60° digeriert. — Der Aufschluß wird zur Vertreibung des Chlors gekocht. — Nach Zugabe von 150 ccm Wasser wird der verbleibende Rückstand unter Dekantieren filtriert und die Lösung in einem 500-ccm-Kolben aufgefangen. Der Rückstand wird nach dem Auswaschen im Platintiegel verascht, mit Natriumbikarbonat gemischt, überdeckt und geschmolzen. Die Schmelze wird mit Wasser und Salzsäure gelöst, mit Salpetersäure oxydiert, zum Kochen erhitzt und das Eisen mit Natronlauge gefällt. Der ausgewaschene Niederschlag, in Salzsäure gelöst, wird zu der Hauptlösung hinzugebracht.

Statt den Rückstand mit Bikarbonat zu schmelzen, kann man ihn auch mit Flußsäure und Schwefelsäure abrauchen, ohne ihn jedoch festzubrennen. Der Rückstand löst sich dann in Salzsäure und Wasser. Diese Lösung wird wiederum mit Natronlauge gefüllt und das abgeschiedene Eisenhydroxyd gelöst und zur Hauptlösung gebracht.

Nach Auffüllen bis zur Marke werden aus dem Kolben 100 ccm abgemessen (Pipette und Kolben muß aufeinander eingestellt sein). Diese 100 ccm werden auf 50 ccm eingedampft und heiß mit konzentrierter Zinnchlorürlösung reduziert, bis die gelbe Farbe verschwunden ist; man gibt dann noch 1 bis 2 Tropfen Zinnchlorürlösung zu, kühlt ab und versetzt die kalte Lösung mit 25 ccm einer 5prozentigen Lösung von Quecksilberchlorid, läßt wenigstens zwei Minuten stehen und gießt dann in 2 l Leitungswasser, das mit 60 ccm der Mangansulfat-Phosphorsäure-Lösung versetzt und mit Permanganat eben angerichtet ist. Diese Flüssigkeit wird mit Permanganatlösung autitriert.

Die Permanganatlösung soll etwa 6 g Kaliumpermanganat im Liter enthalten, so daß 1 ccm rd. 0,01 g Eisen entspricht. Der Titer wird in gleicher Weise mit chemisch reinem Eisenoxyd ermittelt; es ist dabei die Einwage so zu wählen, daß möglichst gleiche Mengen von Chemikalien, wie bei der Analyse, verbraucht werden. Ueber die Behandlung kupferhaltiger Erze, über etwaige Ausfällung des Kupfers, wird erst nach Eingang der neuen Analysenergebnisse Entscheidung getroffen werden.

Rückstände von chromhaltigen Erzen werden im Nickeltiegel mit Natriumsuperoxyd und Soda abgeschlossen. Die Schmelze wird in heißem Wasser gelöst, filtriert, ausgewaschen, und das auf dem Filter verbleibende Eisenoxyd wird in heißer verdünnter Salzsäure (1 : 3) gelöst und diese Lösung der Hauptlösung hinzugefügt.

Jedes Erz soll einmal nach vorstehender Vorschrift und einmal so behandelt werden, als ob Kupfer vorhanden wäre, das mit Schwefelwasserstoff ausgefällt werden sollte. Hierdurch soll festgestellt werden, ob die bei der Abscheidung des Kupfers erforderliche Behandlung das Ergebnis beeinflusst.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 1908, 8. April, S. 508.

Folgendes ist noch zu berücksichtigen. Nach der Fällung mit Schwefelwasserstoff ist das Filtrat einzulegen und der sich abscheidende Schwefel abzufiltrieren und auf Eisen zu prüfen. Die Reduktion mit Zinnchlorür muß in einer Flüssigkeitsmenge von 50 cem erfolgen. Ist bei dem Einengen zu viel Salzsäure weggedampft, so sind vor der Reduktion 5 cem konzentrierte Salzsäure hinzuzufügen.

Die Lösungen sind wie folgt zu bereiten: Zinnchlorür-Lösung: 120 g gekörntes Zinn (Bankazinn) löst man in 500 cem Salzsäure (1,124). Nach Aufhören der Gasentwicklung gießt man die Flüssigkeit bei noch vorhandenem Zinn in eine 4-l-Flasche, in der sich 1000 cem Salzsäure (1,124) und 2000 cem Wasser befinden. Mangansulfatlösung: 200 g kristallisiertes Mangansulfat werden in 1 l destilliertem Wasser gelöst; diese Lösung wird in ein Gemisch von 1000 cem Phosphorsäure (1,3), 600 cem Wasser und 400 cem Schwefelsäure (1,84) eingetragen.

Bemerkenswert bei dieser Vorschrift ist die Beachtung des von der Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute mit Recht verfochtenen Standpunktes¹⁾, daß die Titerstellung n gleicher Weise zu erfolgen habe wie die Titration der zu untersuchenden Eisenlösung selbst.

Auf Vorschlag von Professor Dr] Hintz gelangten folgende Sätze zur Annahme:

1. Die Fachgruppe für analytische Chemie nimmt Kenntnis von der seitens der Unterkommission festgelegten Arbeitsweise für die Untersuchung der Eisenerze auf ihren Eisengehalt. Sie beschließt, diese Arbeitsweise allgemein zur Annahme zu empfehlen und im Verkehr als Arbeitsweise der Fachgruppe für analytische Chemie des Vereins deutscher Chemiker zu bezeichnen²⁾.

2. Eine Abscheidung des Kupfers erscheint für laufende Analysen nicht erforderlich, solange nicht neue Untersuchungen zu einer anderweitigen Regelung veran-

lassen. Bei Schiedsanalysen soll es dem Schiedsanalytiker überlassen bleiben, ob er die Abscheidung des Kupfers für erforderlich hält oder nicht. Bei kontradiktorischen Analysen ist vorher zu vereinbaren, ob ohne oder mit Abscheidung des Kupfers gearbeitet werden soll. Für letzteren Fall wurde der Vorschlag von H. Kinder angenommen, daß, wenn in den Erzlösungen die Abscheidung des Kupfers mit Schwefelwasserstoff bewirkt wird, auch das Titermaterial in gleicher Weise zu behandeln ist, um den Grundsatz zu wahren, daß Titerstellung und Untersuchungen unter möglichst gleichartigen Bedingungen zur Ausführung gelangen.

Aus dem Berichte der Unterkommission für die Untersuchung der

Gepflogenheiten bei der Probenahme

geht hervor, daß bei der großen Verschiedenheit der einzelnen Rohstoffe eine einheitliche Art der Bemusterung nicht angängig ist. Seitens der Fachgruppe wurden daher folgende Leitsätze angenommen:

1. Allgemein gültige, ins einzelne gehende Vorschriften lassen sich nicht aufstellen.

2. Die Probenahme von Erzen erfordert spezielle Uebung und Erfahrung und soll deshalb nur erprobten Fachleuten übertragen werden.

3. Hinsichtlich der Entnahme von grobem, mittel-feinem und feinem Material läßt sich vielfach die Schätzung nicht umgehen.

4. Große Stücke werden prinzipiell richtiger im ganzen zerkleinert, für sich verjüngt und dann n entsprechendem Maße dem feineren Material zugemischt. Dies kann aber häufig nicht durchgeführt werden. Werden nur Bruchstücke von den großen Stücken abgeschlagen so muß mit besonderer Sorgfalt darauf geachtet werden, daß keine dem Durchschnitt nicht entsprechende Anteile zur Probe gelangen.

H. Kinder hielt hierbei noch den nachstehenden Zusatz für erforderlich: Besonders auffallende Stücke, gleichgültig, ob sie einen erheblich höheren oder geringeren Gehalt vermuten lassen, als dem Durchschnitt entspricht, sind möglichst fein zu zerkleinern, bevor sie dem gesamten Probegut zugeteilt werden.

5. Die Probe soll verhältnismäßig weitgehend zerkleinert und gut gemischt werden. Die Endproben sind nicht größer zu nehmen als nötig.

¹⁾ St. u. E. 1910, 9. März, S. 411.

²⁾ Mit unwesentlichen Abweichungen deckt sich dieses Verfahren mit der von der Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute (St. u. E. 1910, 9. März, S. 414) vor mehreren Jahren veröffentlichten Eisenbestimmungsmethode, die inzwischen als allgemein in Gebrauch befindlich betrachtet werden kann.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

23 Februar 1914.

Kl. 1 b, B 69 336. Magnetischer Scheider mit übereinander liegenden, ungleichnamigen und keilförmig zugeschärften Polen, bei dem der Feldspalt durch ein Band aus unmagnetischem Stoffe abgedeckt ist. Dipl.-Ing. Reinhold Buhl, Neurode, Bez. Breslau.

Kl. 7 b, W 42 515. Mehrfachdrahtziehmaschine mit um ein gemeinsames Mittel angeordneten Ziehrollen. Carl Wilshaus, Düsseldorf-Gerresheim, Lakroonstr. 75.

Kl. 10 a, O 8791. Von der Ausdrückmaschine angetriebene Hebevorrichtung für Koksofenröhren. Dr. C. Otto & Comp., Ges. m. b. H., Bochum.

Kl. 18 a, W 41 747. Röstofen für Eisenstein. Wilhelm Weber, Siegen, Effertsufer 24, und Heinr. Stähler, Fabrik für Dampfkessel und Eisenkonstruktionen, Weidenau a. d. Sieg.

Kl. 24 a, W 41 982. Feuerung für minderwertige Brennstoffe mit im Verbrennungsraum übereinander liegenden, versetzte Fallöffnungen aufweisenden Brennstoffträgern. Fa. Albert Wagner, Centralheizungen, Ludwigshafen a. Rh.

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

Kl. 31 a, M 48 898. Tiegelschmelzofen mit von einander getrennten Räumen für das Schmelzbad und das Schmelzgut. Gaston Mart ne und Camille Beriot, Lille, Nord, Frankreich.

Kl. 31 c, T 17 780. Vorrichtung zur Ausführung des Verfahrens zum Verkleiden zylindrischer Gegenstände mit Metall o. dgl.; Zus. z. Pat. 228 635. Paul Theuerkorn, Chemnitz, Sa., Wilhelmplatz 12.

Kl. 40 a, B 67 231. Ofen für metallurgische Zwecke mit mehreren untereinander durch Kanäle verbundenen Kammern, die einzeln für sich durch Zuführung gasförmigen Brennstoffmaterials beheizt werden können. George Hillard Benjamin, New York, V. St. A.

26. Februar 1913.

Kl. 10 a, H 64 657. In sich geschlossener Kanalofen zur stetigen Verkohlung oder Verkokung von Holz, Torf und Kohle unter mechanischer Förderung des Guts durch den Ofenraum. Gerhard L. Heerma, Neermor, Ostfriesland.

Kl. 12 k, W 40 259. Verfahren zur Gewinnung von Ammoniak aus Torf. Wet Carbonizing Limited, London.

Kl. 12 o, B 70 744. Verfahren zur Herstellung von Essigsäure und Alkohol aus Steinkohle, Braunkohle o. dgl. Dr. Joh. Behrens, Bremen, Richtweg 14.

Kl. 18 c, S 40 830. Verfahren und Stoßofen zum Wärmen von Blöcken. Friedrich Siemens, Berlin, Schiffbauerdamm 15.

Kl. 19 a, G 37 844 Verfahren zum Vereinigen von Straßenbahnschienen auf aluminothermischem Wege. Th. Goldschmidt, A. G., Essen-Ruhr.

Kl. 42 i, A 21 673. Vorrichtung zur Konstanthaltung der Heizwirkung bei schwankendem Heizwert von Gasen. Apparate-Vertriebs-Gesellschaft m. b. H., Berlin-Wilmersdorf.

Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

23. Februar 1914.

Kl. 7 c, Nr. 589 482. Einspannvorrichtung für die Rohre an Rohrstauchpressen u. dgl. Otto Fropie, G. m. b. H., Rheydt, Rhld.

Kl. 7 d, Nr. 590 154. Betoneisen-Biege- und Bindeapparat. Emil Merkel, Mylau.

Kl. 18 c, Nr. 590 565. Anwärmeofen für Härte- und Schmiedearbeit. Fa. Gottlieb Hammesfahr, Solingen-Foche. Kl. 19 a, Nr. 589 601. Fahrbahnschienen. Bernhard Keller, Düsseldorf-Oberkassel, Luegallee 7.

Kl. 19 a, Nr. 590 030. Stützklemme für im Stuhlsystem verlegte Eisenbahn- o. dgl. Schienen. Adam Rambacher, München, Weißenburgerstr. 43.

Kl. 19 a, Nr. 590 161. Mit den Schienenstühlen vereinigte Bahnschwelle. Jackson Montgomery Roe, Sunnyside, Washington, V. St. A.

Kl. 21 h, Nr. 589 835. Vorrichtung zum Glühen und Erweichen von Drähten u. dgl. Gesellschaft für Elektrotechnik, Leonische u. Metallindustrie, G. m. b. H. Hermann Peter & Co., Eßlingen a. N.

Kl. 24 i, Nr. 589 777. Luft- und Dampfmengen-Regulierapparat für Gaserzeuger, der durch den Gasdruck beeinflusst wird. Apparate-Vertriebs-Gesellschaft m. b. H., Berlin-Wilmersdorf.

Kl. 27 d, Nr. 590 162. Regelungsvorrichtung für Saugzuganlagen. Dr. Hans Cruse & Co., Berlin.

Kl. 31 a, Nr. 589 818. Transportabler Formentrockenapparat. Emil Geiger, Kirchheim u. Teck.

Kl. 31 a, Nr. 590 480. Transportabler Formentrockenapparat mit Fülleinsatz. Emil Geiger, Kirchheim u. Teck.

Kl. 31 c, Nr. 589 903. Verstellbare Kernstütze. Heinrich Wagener, Mülheim-Ruhr Josefstr. 8.

Kl. 31 c, Nr. 589 922. Kernstütze für Eisen- und Metallgießereien. Rich. Sablowsky, Hamburg, Sierichstr. 46.

Kl. 49 b, Nr. 590 586. Eisenschneidmaschine. Carl Röhling, Gera-Untermhaus.

Kl. 49 f, Nr. 590 283. Pressend und hämmernd wirkende Schweißmaschine für überlappte Nähte. Dellwik-Fleischer Wassergas Gesellschaft m. b. H., Frankfurt a. M.

Kl. 49 g, Nr. 590 556. Profilstahl mit keilförmig auslaufenden Enden und in der Mitte beiderseits aufgewalzten Rippen. Friedrich Stremme, Ohligs, Broßhauserstr.

Kl. 81 e, Nr. 589 981. Seilbahnwagen mit Bodenklappen. Christian Wilhelm Ferdinand Hansen, Flensburg, Norderhofenden 10.

Kl. 81 e, Nr. 589 982. Seilbahnwagen mit aufklappbarem Boden. Christoph Wilhelm Ferdinand Hansen, Flensburg, Norderhofenden 10.

Oesterreichische Patentanmeldungen¹⁾.

15. Februar 1914.

Kl. 12 c, A 10 692/11. Verfahren zur Herstellung säure- und hitzebeständiger Gegenstände aus chromhaltigem Eisen. Grohmann & Co., G. m. b. H., Cöln.

Kl. 18 b, A 5008/13. Verfahren zur Einsatzhärtung von Eisen- und Stahlgegenständen. Fa. Gebrüder Schubert, Berlin.

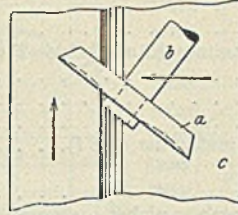
Kl. 18 b, A 8404/12. Verfahren zur Gewinnung von Eisen und Stahl direkt aus den Erzen. Albert Hiorth, Christiania.

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

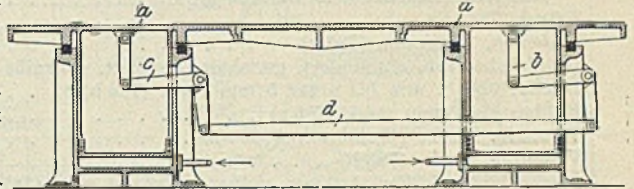
Deutsche Reichspatente

Kl. 18 a, Nr. 266 193, vom 2. Februar 1913. Nikolai Ahlmann in Kopenhagen. *Vorrichtung zur Beseitigung von Ringansätzen bei Drehrohröfen.*

Die im Kreise, z. B. als Zähne einer Scheibe a angeordneten Werkzeuge zur Beseitigung der Ansätze werden durch stoßweises oder kontinuierliches Drehen um eine gemeinschaftliche Achse b immer nur kurze Zeit mit dem heißen Ansatzmaterial der Ofenwandung c in Berührung gebracht, so daß sie den größeren Teil ihres Weges mit dem kühleren Luftraum des Ofens in Berührung sind und so vor einer zu starken Erhitzung bewahrt werden. Zweckmäßig wird die Drehachse der Werkzeuge zur Bewegungsrichtung der Ofenwand schräg angeordnet, so daß diese durch ihre Bewegung den Antrieb für die Rotation der Werkzeuge liefert.



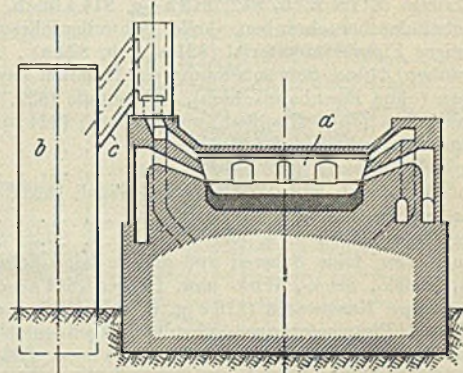
Kl. 31 b, Nr. 266 666, vom 30. März 1913. Bernhard Keller in Düsseldorf-Oberkassel. *Aus mehreren Einzelmaschinen zusammengesetzte Rüttelformmaschine.*



Die Tische a der beiden Rüttelformmaschinen können durch eine Ausgleichvorrichtung, z. B. ein Gestänge b c d, miteinander verbunden werden, wenn die beiden Maschinen zusammen arbeiten sollen.

Kl. 18 b, Nr. 267 582, vom 13. Oktober 1911. Firma Dr. Kurt Albert, Chemische Fabrik in Amöneburg b. Biebrich a. Rh. *Siemens-Martin-Ofen zum Verarbeiten von eisen- oder eisenoxydhaltigen Massen, die flüchtige Metalle enthalten, zwecks Gewinnung der flüchtigen Metalle neben Herstellung von Eisen.*

Der zur Verarbeitung von verzinktem Eisen, zinkhaltigen Kiesabbränden u. dgl. dienende Martinofen a besitzt außer den gebräuchlichen Siemenskammern noch



andere davon unabhängige Kanäle bzw. Wärmerückgewinner b, mit denen er durch besondere Züge c verbunden ist. Die Kanäle oder Wärmerückgewinner sind leicht zugänglich und leicht zu reinigen. Sie werden eingeschaltet während der ersten Periode des Arbeitens, in der hauptsächlich die flüchtigen Metalle oder deren Oxyde mit der Abhitze aus dem Martinofen entweichen. Die eigentlichen Siemenskammern sind während dieser Zeit abgesperrt und so vor einem zu schnellen Verstopfen bewahrt.

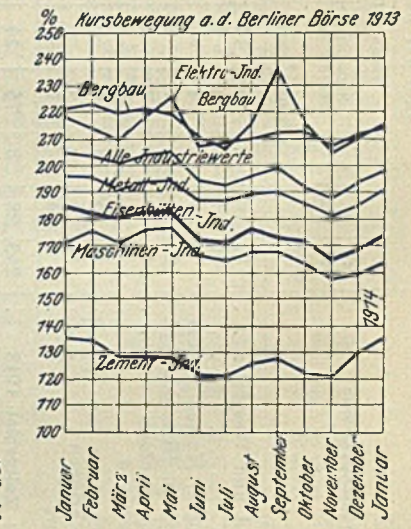
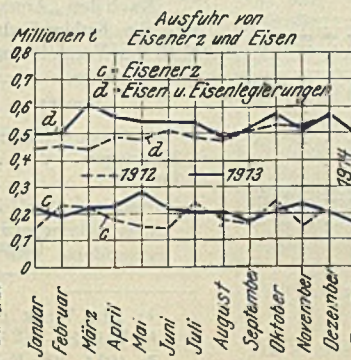
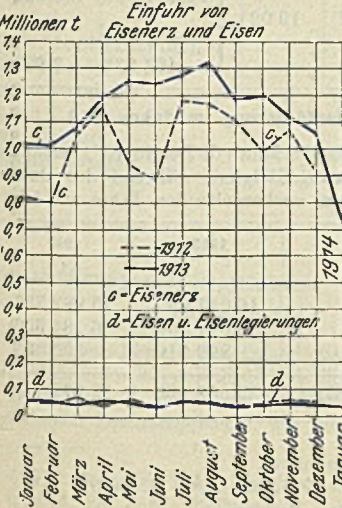
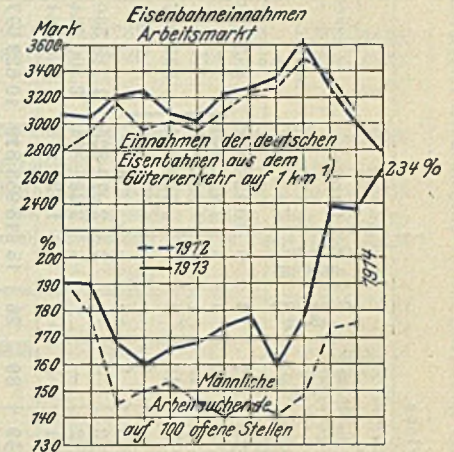
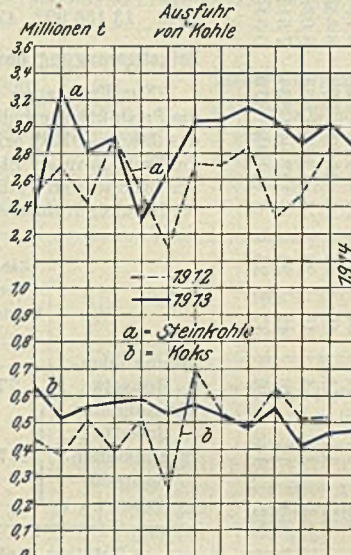
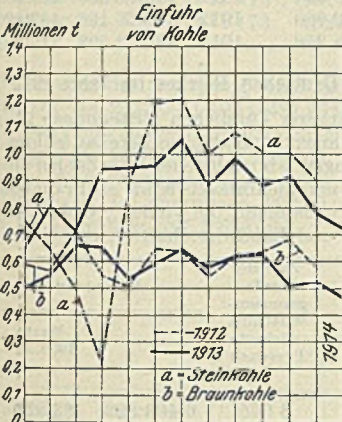
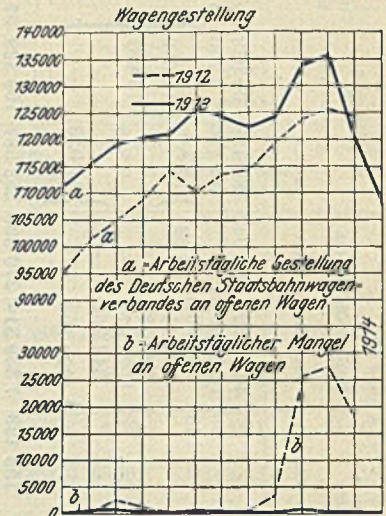
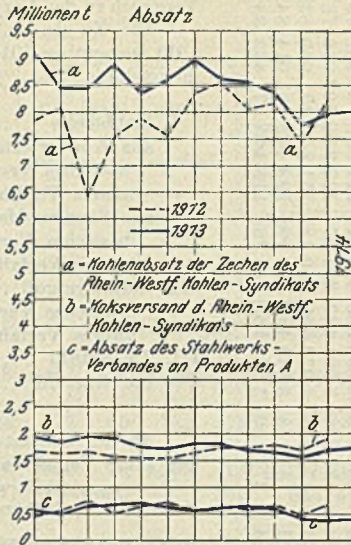
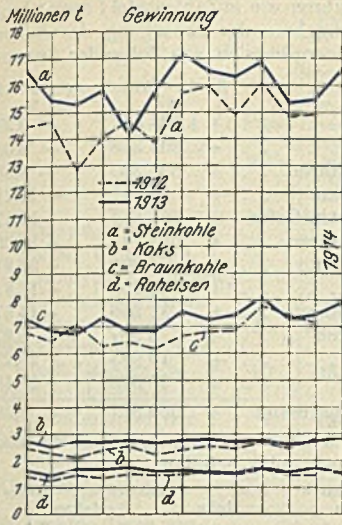
Statistisches.

Außenhandel Deutschlands (einschl. Luxemburgs) im Monat Januar 1914.

	Einfuhr t	Ausfuhr t
Eisenerze (237 e) ¹⁾	727 667	162 103
Manganerze (237 h)	53 389	460
Steinkohlen, Anthrazit, unbearbeitete Kännelkohle (238 a)	715 955	2 817 958
Braunkohlen (238 b)	477 433	7 960
Koks (238 d)	46 173	477 409
Steinkohlenbriketts (238 e)	1 584	121 372
Braunkohlenbriketts, auch Naßproßsteine (238 f)	10 923	83 248
Roheisen (777 a)	10 188	49 436
Ferroaluminium, -chrom, -mangan, -nickel, -silizium und andere nicht schmiedbare Eisenlegierungen (777 b)	104	6 466
Brucheisen, Alteisen (Schrott); Eisenfeilspäne usw. (842, 843 a, 843 b)	18 628	13 494
Röhren und Röhrenformstücke aus nicht schmiedbarem Guß, Hähne, Ventile usw. (778, 778 a u. b, 779, 779 a u. b, 783 e)	121	6 055
Walzen aus nicht schmiedbarem Guß (780, 780 a u. b)	138	1 418
Maschinenteile, roh und bearbeitet, ²⁾ aus nicht schmiedbarem Guß (782 a, 783 a—d)	746	513
Sonstige Eisengußwaren, roh und bearbeitet (781, 782 b, 783 f—h)	855	8 067
Rohruppen; Rohschienen; Rohblöcke; Brammen; vorgewalzte Blöcke; Platinen; Knüppel; Tiegelstahl in Blöcken (784)	675	55 647
Träger (785 a)	12	25 109
Stabeisen, Bandeisen (785 b)	1 268	104 343
Grobbleche: roh, entzündert, gerichtet, dressiert, gefirnißt (786 a)	124	38 411
Bleche: über 1 mm bis unter 5 mm stark (786 b)	137	11 234
Bleche: bis 1 mm stark (786 c)	904	4 974
Verzinnete Bleche (Weißblech) (788 a)	3 332	104
Verzinkte Bleche (788 b)	23	1 888
Bleche: abgeschliffen, lackiert, poliert, gebräunt usw. (787, 788 c)	7	568
Wellblech (789, 789 a)	8	791
Dehn- (Streck-), Riffel-, Waffel-, Warzen-, andere Bleche (789, 789 b, 790)	682	1 807
Draht, gewalzt oder gezogen (791 a u. b, 792 a u. b)	4	35 523
Schlangenröhren, gewalzt oder gezogen; Röhrenformstücke (793, 793 a u. b)	563	673
Andere Röhren, gewalzt oder gezogen (794, 794 a u. b, 795 a u. b)	563	17 397
Eisenbahnschienen usw.; Straßbahnschienen (796, 796 a u. b)	9	32 577
Eisenbahnschwellen (796, 796 c)	9	9 529
Eisenbahnlaschen, -unterlagsplatten (796, 796 d)	193	3 363
Eisenbahnachsen, -radeisen, -räder, -radsitze (797)	1 470	9 253
Schmiedbarer Guß; Schmiedestücke ³⁾ usw. (798 a—d, 799 a—f)	2	14 262
Brücken- und Eisenkonstruktionen (800 a u. b)	80	8 939
Anker, Schraubstöcke, Ambosse, Sperrhörner, Brecheisen; Hämmer; Kloben und Rollen zu Flaschenzügen; Winden usw. (806 a u. b, 807)	65	913
Landwirtschaftliche Geräte (808 a u. b, 809, 810, 816 a u. b)	194	4 215
Werkzeuge (811 a u. b, 812, 813 a—c, 814 a u. b, 815 a—c)	9	2 524
Eisenbahnlaschenschrauben, -keile, Schwellenschrauben usw. (820 a)	9	958
Sonstiges Eisenbahnmaterial (821 a u. b, 824 a)	99	1 899
Schrauben, Niete, Schraubenmutter, Hufeisen usw. (820 b u. c, 825 e)	4	2 585
Achsen (ohne Eisenbahnachsen), Achsteile (822, 823)	22	272
Wagenfedern (ohne Eisenbahnwagenfedern) (824 b)	25	188
Drahtseile, Drahtlitzen (825 a)	25	688
Andere Drahtwaren (825 b—d)	41	3 645
Drahtstifte (auch Huf- und sonstige Nägel) (825 f u. g, 826 a u. b, 827)	23	6 071
Haus- und Küchengeräte (828 d u. e)	253	2 652
Ketten usw. (829 a u. b, 830)	8	455
Feine Messer, feine Scheren und andere feine Schneidwaren (836 a u. b)	15	508
Näh-, Strick-, Stick-, Wirk- usw. Nadeln (841 a—c)	174	445
Alle übrigen Eisenwaren (816 c u. d—819, 828 a—c, 831—835, 836 c u. d—840)	—	6 690
Eisen und Eisenlegierungen, unvollständig angemeldet (unter 843 b)	72	99
Kessel- und Kesselschmiedearbeiten (801 a—d, 802—805)	41 302	2 979
Eisen und Eisenwaren im Monat Januar 1914	41 302	499 627
Maschinen „ „ „ 1914	8 751	41 375
Insgesamt	50 053	541 002
Januar 1913: Eisen und Eisenwaren	54 020	499 913
Maschinen	4 906	38 996
Insgesamt	58 926	538 909

¹⁾ Die in Klammern stehenden Ziffern bedeuten die Nummern des statistischen Warenverzeichnisses. ²⁾ Die Ausfuhr an bearbeiteten gußeisernen Maschinentellen ist unter den betreffenden Maschinen mit aufgeführt. ³⁾ Die Ausfuhr an Schmiedestücken für Maschinen ist unter den betreffenden Maschinen mit aufgeführt. ⁴⁾ Einfuhr 100 kg.

Zur Entwicklung der Wirtschaftslage Deutschlands im Jahre 1914.



1) Von Januar 1914 ab sind in den Angaben über die Einnahmen aus dem Güterverkehr auch die bayerischen Staatsbahnen berücksichtigt.

Zahlentafel 1. Flußeisenerzeugung im Deutschen Reiche einschließlich Luxemburg während der Jahre 1908 bis 1913.

Wirtschaftsgebiete	Zahl der Betriebe										Erzeugung an																								
	davon entfallen auf					Insgesamt					Konvertieren		Siemens-Martinöfen		Stahlformguß		Tiegelstahl		Elektrostahl																
	Insgesamt	Thomsonwerke	Bessemerwerke	Siemens-Martinwerke	Stahlformgußwerke	Tiegelstahlwerke	Elektrostahlwerke	basisch	saures	basisch	saures	basisch	saures	basisch	saures	basisch	saures	basisch	saures	basisch	saures														
Rheinland und Westfalen	131	10	2	40	11	23	17	19	9	10	120	932	1	4	685	722	155	138	4	614	126	264	942	186	498	69	983	79	220	77	962				
Schlesien	32	1	—	9	1	9	6	3	3	1	422	144	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Siegefeld u. Hessen-Nassau	8	—	—	4	—	3	—	1	—	—	388	297	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschl.	26	1	—	7	1	5	10	2	—	—	740	859	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Königreich Sachsen	10	1	—	3	—	—	—	—	—	—	331	125	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Süddeutsches Land	9	1	—	3	—	—	—	—	—	—	253	020	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Saargebiet	14	5	—	4	—	3	2	—	—	—	2	079	825	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Elsaß-Lothringen	12	5	—	4	—	3	—	—	—	—	2	286	354	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Luxemburg	7	4	—	1	—	1	—	—	—	—	1	336	263	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Deutsches Zollgebiet 1913	249	28	3	75	14	49	39	26	15	18	958	819	155	138	10	629	697	187	179	6	650	565	194	924	221	331	100	332	79	190	99	173	101	755	
1912	229	24	3	65	14	44	37	27	15	17	301	998	187	179	9	794	300	187	179	6	650	565	194	924	221	331	100	332	79	190	74	177	60	654	
1911	235	24	3	67	15	44	40	27	15	15	019	333	8	640	164	877	167	354	102	018	78	760	60	654	102	018	78	760	60	654	102	018	78	760	
1910	230	24	3	64	13	44	45	24	13	13	698	638	8	030	371	171	108	4	973	569	140	189	151	852	111	959	83	202	36	188	36	188	36	188	
1909	214	27	3	60	14	36	42	24	8	12	049	834	151	148	384	4	139	228	798	123	442	83	014	84	069	17	773	17	773	17	773	17	773	17	773
1908	209	23	4	62	14	36	37	25	8	11	186	379	374	100	3	894	155	146	768	115	440	77	443	88	183	77	443	88	183	77	443	88	183	77	443

Flußeisenerzeugung im Deutschen Reiche einschließlich Luxemburg im Jahre 1913¹⁾.

Nach der Statistik des „Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller“ gestaltet sich die Flußeisenerzeugung des Deutschen Zollgebiets im Jahre 1913 im Vergleich zu den Vorjahren wie in Zahlentafel 1 angegeben.

Die Zu- bzw. Abnahme der Erzeugung des Jahres 1913 gegenüber 1912 ergibt sich aus folgender Zusammenstellung:

	Zu- bzw. Abnahme gegen 1912	t	%
I. Rohblöcke	+ 1 568 007	+ 9,32	
aus Konvertieren	+ 803 356	+ 8,05	
basisches Verfahren	+ 835 397	+ 8,53	
saures Verfahren	— 32 041	— 17,11	
aus Siemens-Martin-Öfen	+ 764 651	+ 11,17	
basisches Verfahren	+ 688 749	+ 10,36	
saures Verfahren	+ 75 902	+ 38,94	
II. Stahlformguß	+ 41 253	+ 12,82	
basisches Verfahren	+ 32 256	+ 14,57	
saures Verfahren	+ 8 997	+ 8,97	
III. Tiegelstahl	+ 19 983	+ 25,23	
IV. Elektrostahl	+ 27 578	+ 31,18	
Insgesamt	+ 1 656 821	+ 9,58	

An der Gesamt-Erzeugung waren das basische und das saure Verfahren wie folgt beteiligt:

Jahr	Basisches Verfahren		Saures Verfahren		
	t	%	t	%	
1908	10 480 349	598 311	1911	14 308 665	571 254
1909	11 485 032	462 960	1912	16 666 196	482 435
1910	13 155 992	423 256	1913	18 222 598	535 293

Briketterzeugung des Deutschen Reiches im Jahre 1912²⁾.

Zur Ergänzung unserer kürzlichen Mitteilungen über die Produktionserhebungen im deutschen Bergbau während des Jahres 1912³⁾ bringen wir nachstehend die Zahlen über die Erzeugung an Steinkohlenbriketts sowie an Braunkohlen-Briketts und -Naßpreßsteinen, die wir den „Nachrichten für Handel, Industrie und Landwirtschaft“⁴⁾ entnehmen:

	Zahl der Betriebe	Zahl der berufsgenossenschaftlich versicherten Personen	Erzeugung	
			t	Wert 1000 Mk
Steinkohlen-Briketts	77	3 005	6 403 899	83 827
Braunkohlen-Briketts	257 ¹⁾	19 021	19 017 597	155 226
Braunkohlen-Naßpreßsteine				

Belgiens Kohlenförderung im Jahre 1913

Nach den „Annales des Mines de Belgique“⁵⁾ gestaltete sich die Kohlenförderung Belgiens während des Jahres 1913 im Vergleich zum vorhergehenden Jahre wie folgt:

Provinz	1913	1912
	t	t
Honnegau	16 017 090	15 982 320
Lüttich	6 011 450	6 184 330
Namur	829 910	805 490
Insgesamt	22 858 450	22 972 140

1) Ein Werk geschätzt.
 2) Vgl. St. u. E. 1914, 29. Jun., S. 208/9.
 3) 1914, 23. Febr., Beilage.
 4) Davon drei Betriebe geschätzt.
 5) 1913, Tome XVIII, 3me livr. S. 1030; 1914, Tome XIX, 1re livr., S. 281. — Vgl. St. u. E. 1913, 13. März, S. 458; 7. Aug., S. 1336.

Gewinnung des Deutschen Reiches an Koks und seinen Nebenerzeugnissen im Jahre 1912¹⁾.

In den „Nachrichten für Handel, Industrie und Landwirtschaft“²⁾ werden soeben die Ergebnisse der

Produktionserhebungen aus dem Betriebe der Kokereien des Deutschen Reiches für das Jahr 1912 veröffentlicht. Nachstehende Zusammenstellung gibt die Hauptzahlen für 1912 im Vergleich zum Vorjahre wieder:

Zahl der Betriebe	Zahl der berufsgenossenschaftlich versicherten Personen	Koksöfen						Erzeugung an				
		vorhanden		im Betrieb				Koks t	Teer und Teerverdickungen t	Benzole t	Nebenerzeugnissen	
		mit	ohne	mit	ohne	Ammoniakwasser, schwefelsaures Ammoniak und andere Ammoniakverbindungen t	Leuchtgas cbm					
		Gewinnung von Nebenerzeugnissen										
Rheinland ohne Saargobiet, Westfalen, Hannover, Pommern, Schaumburg-Lippe, Lübeck u. Bremen	139	20830	18024	3713	16336	2210	26387037	814862	103708	344 810	106023629	
Saarkohlenbezirk und Elsaß-Lothringen	10	2533	1461	844	1353	773	1805529	71852	7697	18 124	39490566	
Niederschlesischer Steinkohlenbezirk	7	1343	877	60	784	113	890733	29756	4756	9 061	4860244	
Oberschlesischer Steinkohlenbezirk	15	4364	2320	18	2265	18	2101563	103873	18601	34 963	—	
Königreich Sachsen	7	107	—	195	—	167	64414	—	—	—	—	
Deutsches Reich insgesamt im Jahre 1912 ³⁾	178 ³⁾	29177	22682	4830	20738	3281	31249276	1020343	134762	406 958	150374439	
Dagegen im Jahre 1911	173	26245	19903	5784	17946	3674	27013306	851202	90030	344 881	122554355	

Der Wert der Erzeugung belief sich im Jahre 1912 bei Koks auf 506 232 000 (1911: 421 635 000) M., bei Teer und Teerverdickungen auf 21 628 000 (17 409 000) M., bei Benzol auf 19 738 000 (12 042 000) M., bei Ammoniakwasser, schwefelsaurem Ammoniak und Ammoniakverbindungen auf zusammen 99 289 000 (80 447 000) M. und bei Leuchtgas auf 2 898 000 (2 290 000) M.

Roböl-Gewinnung der Welt in den Jahren 1906 bis 1913.

Dem Geschäftsbericht der Deutschen Petroleum-Aktien-Gesellschaft in Berlin für das Jahr 1912/13 entnehmen wir die nachfolgenden Zahlen über die Entwicklung der Roböl-Gewinnung der Welt seit dem Jahre 1906:

	1906	1908	1910	1912	1913	
					t	Anteil an der Weltgewinnung %
Vereinigte Staaten	16 570 801	23 387 084	27 451 842	29 096 832	32 314 440	63,63
Rußland	8 168 233	8 484 840	9 557 155	9 325 894	9 246 942	18,20
Mexiko	—	464 188	444 374	2 207 762	3 000 000	5,90
Rumänien	887 091	1 147 727	1 352 289	1 806 942	1 885 384	3,72
Niederländisch-Indien	1 101 334	1 386 650	1 495 715	1 478 132	1 534 223	3,02
Galizien	760 443	1 754 022	1 762 560	1 187 007	1 087 286	2,14
Britisch-Indien	534 101	672 938	818 400	989 801	1 000 000	1,97
Japan	227 532	276 124	257 421	222 854	250 000	0,49
Deutschland	81 350	141 900	145 168	134 784	130 000	0,25
Andere Länder	92 839	255 224	229 361	311 098	350 000	0,68
Insgesamt	28 419 328	37 970 697	43 514 285	46 761 106	50 798 275	100,00

Eisenerzförderung des Departements Meurthe-et-Moselle im Jahre 1913.

Nach einem Bericht des Kaiserlichen Deutschen Generalkonsulats in Paris⁴⁾ gestaltete sich die Eisenerzförderung des Departements Meurthe-et-Moselle, des wichtigsten französischen Eisenerzgebietes, wie folgt:

Eisenerzförderung aus	1913	1912
Gruben im Becken von Briey	t	t
Briey	15 147 371 ¹⁾	12 717 127 ¹⁾
Gruben im Becken von Nancy	1 911 889	1 968 363
Gruben im Becken von Longwy	2 439 906	2 304 918
Tagebauen	314 406	244 721
Insgesamt	19 813 572	17 235 129

Die Zunahme gegen das Jahr 1912 beträgt danach rd. 2578 443 t oder 14,96%; sie ist fast ganz auf die Steigerung der Förderung des Beckens von Briey zurückzuführen.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 1913, 30. Jan., S. 215.
²⁾ 1914, 23. Febr., Beilage.
³⁾ Für einen Betrieb wurden die Ergebnisse nach dem Vorjahr geschätzt.
⁴⁾ Nachrichten für Handel, Industrie und Landwirtschaft 1914, 27. Febr., S. 4.

¹⁾ Die Zahlen weichen etwas von den in St. u. E. 1914, 29. Jan., S. 216, mitgeteilten ab.

Roheisen-Versorgung des Deutschen Reiches einschließlich Luxemburg 1871 bis 1913¹⁾.

	1913 t	1912 t	1911 t	1910 t	1909 t	1908 t	1907 t	1906 t	1905 t
Roheisen-Erzeugung	19309172	17868909	15579299	14793325	12917653	11813511	13045760	12473067	10987623
Roheisen-Einfuhr ²⁾	126188	139520	131320	136326	134230	252779	443624	409083	15870
Erzeugung u. Einfuhr. Roheisen-Ausfuhr ²⁾	19435360 856431	18008429 1038843	15710619 832164	14929661 786855	13051883 471046	12066290 257850	13489384 275170	12882150 479772	11146323 380824
Roheisen-Versorgung	18578929	16949586	14878455	14142796	12580837	11808440	13214214	12402378	10765499
Bevölkerung im deut- schen Zollgebiet ²⁾	67082000	66341000	65602000	64811000	63957000	63100000	62248000	61385000	60546000
Roheisen- Erzeugung	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg
Roheisen- Versorgung	287,8	269,3	237,5	228,3	202,0	187,2	209,6	203,2	181,5
auf den Kopf der Bevöl- kerung	277,0	255,5	226,8	218,2	196,7	187,1	212,3	202,0	177,8

Die Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im Jahre 1913³⁾.

Das Statistische Bureau des „American Iron and Steel Institute“ veröffentlicht soeben die Zahlen über die Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im Jahre 1913⁴⁾. Diese belief sich auf insgesamt 31 461 762 t gegen 30 202 568 t im Jahre 1912; sie hat also um 1 259 194 t oder mehr als 4,16 % zugenommen. Das Jahr 1913 brachte die bisher höchste Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten. Aus der nebenstehenden Zusammenstellung Zahlentafel 1 ist der Anteil der einzelnen Halbjahre an der Erzeugung der letzten fünf Jahre ersichtlich. In den Zahlen für sämtliche Jahre sind einige Tausend Tonnen Ferrophosphor, Ferrotitan, Ferrovanadin und andere Legierungen enthalten. Die Erzeugung des zweiten Halbjahres 1913 zeigt gegenüber dem ersten Halbjahre einen Rückgang von 2 043 078 t oder fast 12,2 %.

Auf die einzelnen Staaten der Union verteilte sich die Roheisenerzeugung des Berichtsjahres, verglichen mit den Jahren 1912 und 1911, wie in nebenstehender Zusammenstellung Zahlentafel 2 angegeben. Aus dieser ist auch die Zahl der am 31. Dezember 1913 in den Vereinigten Staaten in und außer Betrieb befindlichen Hochöfen ersichtlich.

Nach den beim Hochöfenbetriebe verwendeten

¹⁾ Nach Mitteilungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahlindustrieller.

²⁾ Nach den Veröffentlichungen des Kaiserlichen Statistischen Amtes.

³⁾ Vgl. St. u. E. 1913, 20. Febr., S. 338/9; 1914, 22. Jan., S. 162.

⁴⁾ Special Statistical Bulletin Nr. 1, 1914, 14. Febr.

⁵⁾ Einschließlich geringer Mengen von Roheisen, erzeugt mittels Holzkohle im elektrischen Ofen.

Brennstoffen verteilte sich die Roheisenerzeugung der beiden letzten Jahre wie in Zahlentafel 3 angegeben. In der Gesamterzeugung sind kleine Mengen von Eisenlegierungen enthalten, die mittels Koks im elektrischen Ofen usw. erzeugt wurden.

In der nächsten Zusammenstellung Zahlentafel 4 bringen wir die Erzeugung der letzten drei Jahre nach Sorten.

Die letztjährige Erzeugung von Bessemer- und phosphorarmem Roheisen zeigt gegenüber dem Jahre 1912

Zahlentafel 1.

	1913 t	1912 t	1911 t	1910 t	1909 t
1. Halbjahr	16 752 420	14 297 430	11 853 668	15 218 398	11 198 704
2. Halbjahr	14 709 342	15 905 138	12 174 272	12 522 026	15 009 495
Insgesamt	31 461 762	30 202 568	24 027 940	27 740 424	26 208 199

Zahlentafel 2.

Staaten	Hochöfen am 31. Dez. 1913		Erzeugung von Roheisen (einschl. Spiegeleisen, Ferramangan, Ferrosilizium usw.) in Tonnen		
	im Betrieb	außer Betrieb	1913	1912	1911
Massachusetts, Connecticut	2	3	13 015	17 644	9 803
New York	12	16	2 222 622	1 970 259	1 587 760
New Jersey	2	5			
Pennsylvania	78	83	12 162 219	12 752 965	9 963 986
Maryland	1	4	294 598	223 059	259 909
Virginien	8	16	347 284	260 265	298 340
Georgia, Texas	0	8	—	—	1 219
Alabama	23	26	2 090 838	1 892 484	1 739 607
Westvirginien	1	3	320 783	278 750	296 130
Kentucky	1	7		69 860	96 725
Mississippi	0	1		—	—
Tennessee	4	14	285 030	343 650	329 842
Ohio	40	35	7 243 597	6 911 333	5 395 474
Illinois	11	15	2 964 825	2 933 557	2 141 730
Indiana, Michigan	15	10	1 804 297	1 798 958	1 182 555
Wisconsin, Minnesota	5	3	373 203	308 224	281 230
Missouri, Colorado, Oregon, Washington, Kalifornien	2	8	329 451	404 095	402 304
Zusammen	205	257	31 461 762	30 202 568	24 027 940

Zahlentafel 3.

Verwendeter Brennstoff	1913 t	1912 t	Zu- bzw. Ab- nahme gegen- über 1912 %
Bituminöse Kohle und Koks	30 834 557	29 598 857	+ 4,17
Anthrazit und Koks	258 979	240 250	+ 7,79
Anthrazit	22 805	10 884	+ 109,53
Holzkohle ³⁾	345 421	352 577	— 4,87

Roheisen-Versorgung des Deutschen Reiches einschließlich Luxemburg 1871 bis 1913.

1904	1900	1895	1990	1886	1882	1880	1879	1876	1873	1871
t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t
10103941	8520541	5464501	4658450	3528657	3380806	2729038	2226587	1846345	2240575	1563682
178256	726712	188217	385328	164865	283009	232195	388873	571134	690489	440455
10282197	9247253	5652718	5043778	3693522	3663815	2961233	2615460	2417479	2931064	2004137
225897	129409	135289	116922	250681	186938	207776	434128	289417	135417	111701
10056300	9117844	5517429	4926856	3442841	3476877	2753457	2181332	2128062	2795647	1892436
59704000	56269000	52207000	49441000	46576000	45187000	44564000	44078000	42621000	41330000	39119000
kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg
169,2	151,4	104,7	94,2	75,8	74,8	61,2	50,5	43,3	54,2	40,0
168,4	162,0	105,7	99,7	73,9	76,9	61,8	49,5	49,9	67,6	48,4

Zahlentafel 4.

Erzeugung an	1913	1912	1911
	t	t	t
Bessemer - Roheisen und phosphorarmen Roheisen	11 778 879	11 850 639	9 559 852
Roheisen für das basische Verfahren ¹⁾ .	12 738 350	11 690 572	8 656 340

11 563 762) t und an phosphorarmem Roheisen 321 887 (286 877) t erzeugt. Die letztjährige Erzeugung an Roh-eisen für das basische Verfahren war die bisher höchste der Vereinigten Staaten; sie übertraf die Erzeugung des Jahres 1912 um 1 137 778 t oder 9,8 %. An Spiegel-eisen und Ferromangan wurden 233 511 (225 272) t hergestellt; hiervon entfallen auf Spiegeleisen 112 103 (97 888) t und auf Ferromangan 121 408 (127 384) t. Außerdem wurden noch 3385 (6804) t Ferrophosphor erzeugt.

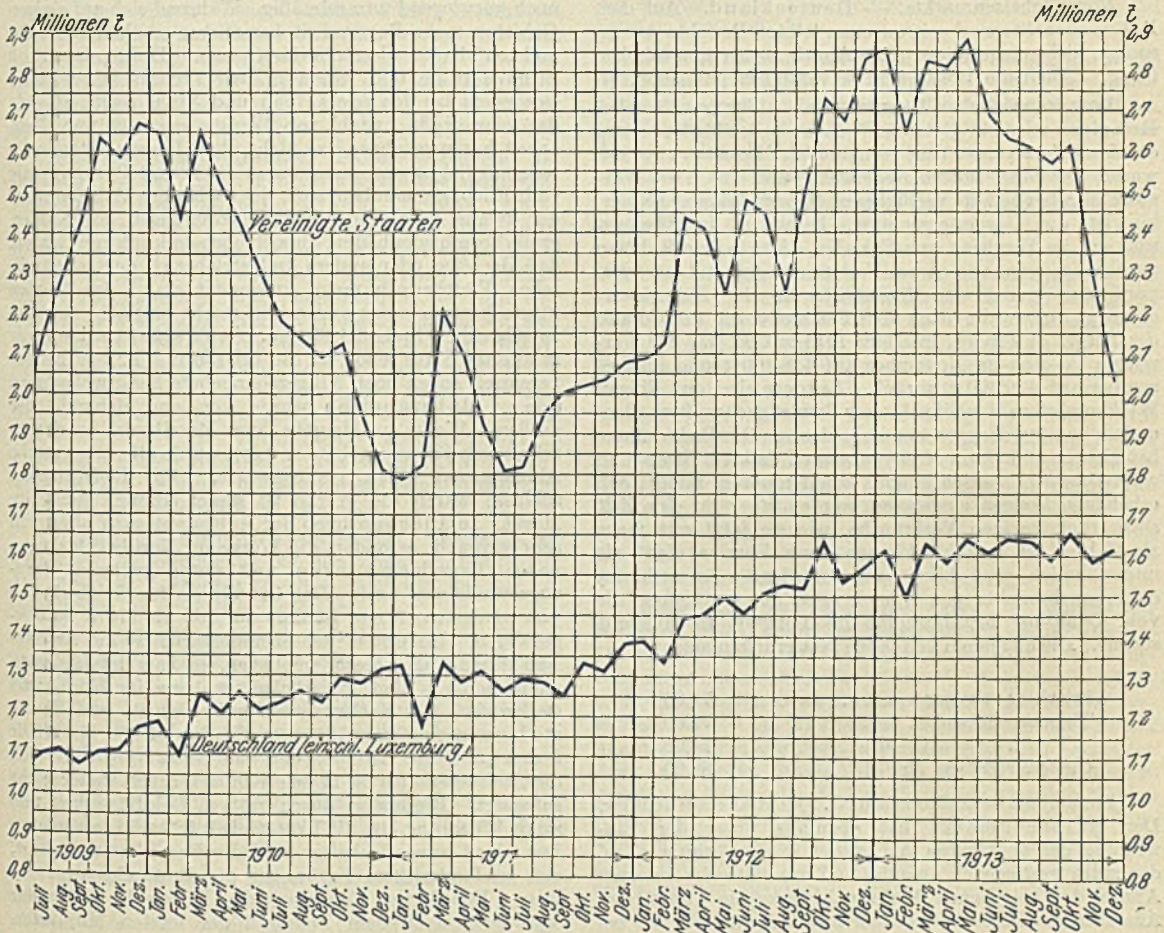


Abbildung 1. Schaubild der Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten und Deutschlands.

eine kleine Abnahme von 71 760 t oder 0,6 %. An Bessemer-Roheisen allein wurden im Jahre 1913 11 456 992 (i. V.

Von den in den beiden letzten Jahren erzeugten Roh-eisenmengen wurden an die Mischer, Martinöfen usw. 17 006 775 (1912 : 16 730 190) t in flüssigem Zustande geliefert, während 6 796 715 (6 410 447) t Gußwaren allgemeiner Art, 6 626 428 (6 313 547) t Maschinenguß,

¹⁾ Einschließlich einer kleinen Menge von basischem Holzkohlenroheisen.

1 016 175 737 633) t Hartguß und 15 669 (10 751) t Hochofenguß waren.

Von den insgesamt erzeugten 31 461 762 t Roheisen wurden 9 889 986 t oder 31,4 % für den Verkauf erzeugt, während 21 571 776 t oder 68,6 % zum Selbstverbrauch der Erzeuger dienten.

Im Jahre 1913 waren im Durchschnitt 355 Hochöfen im Betrieb, deren Leistungsfähigkeit von der Statistik mit 39 247 064 t angegeben wird. Da die Roheisenerzeugung 31 461 762 t betrug, blieb sie hinter der Leistungsfähigkeit der Hochöfen um 7 785 302 t zurück.

Am 31. Dezember 1913 waren 462 (i. V. 466) Hochöfen vorhanden, von denen 205 (313) im Feuer standen, während 257 (153) außer Betrieb waren. Am genannten Zeitpunkt befanden sich 3 neue Hochöfen im Bau, während 8 Oefen umgebaut wurden. Während des Jahres 1913 wurden 10 Hochöfen aufgegeben oder abgebrochen.

In dem Schaubild (Abb. 1) geben wir unsern Lesern zum Schluß noch ein anschauliches Bild von der Entwicklung der Roheisenerzeugung der Vereinigten Staaten während der letzten Jahre. Ein Vergleich mit der ebenfalls eingezeichneten Linie für die Roheisenerzeugung Deutschlands und Luxemburgs dürfte nicht ohne Interesse sein.

Außenhandel Spaniens im Jahre 1913¹⁾.

Die Ein- und Ausfuhr der wichtigsten Erzeugnisse des Bergbaues und der Eisenindustrie Spaniens gestaltete sich nach den Ermittlungen der Generaldirektion der spanischen Zölle²⁾ während des abgelaufenen Jahres im Vergleich zum Jahre 1912 wie folgt:

Gegenstand	Einfuhr		Ausfuhr	
	1913 t	1912 ²⁾ t	1913 t	1912 ²⁾ t
Steinkohlen ..	2 701 913	2 322 607	—	—
Koks	396 419	355 149	—	—
Eisenerze . . .	—	—	8 907 202	8 469 374
Schwefelkies . .	—	—	2 900 383	2 991 014
Manganerze . .	—	—	27 793	29 761
Roheisen . . .	7 717	5 961	7 020	29 483
Eisengußwaren	9 123	9 848	—	—
Schienen, Stab-				
eisen u. Bleche	70 665	35 687	—	—
Verarbeitetes				
Eisen	—	—	2 300	1 745
Weißblech . . .	2 969	2 617	—	—

Wirtschaftliche Rundschau.

Vom Roheisenmarkte. — Deutschland. Auf dem Roheisenmarkte sind seit unserem letzten Berichte Änderungen nicht eingetreten. Die Abrufe lassen zu wünschen übrig. Auch die Preise sind unverändert geblieben.

Vom französischen Eisenmarkte. — Für französisches Roheisen war in den letzten Wochen eine leichte Besserung des Absatzes festzustellen; vornehmlich Thomasroheisen wurde zeitweise flotter abgerufen, und in Gießereiroheisen blieben die verfügbaren Mengen knapp. Immerhin ist die Gesamterzeugung, besonders in Thomasroheisen, im Vergleich zum Vorjahre, nicht in dem Rahmen zurückgegangen, wie es bei Fertigeisen der Fall ist. Die vorjährige monatliche Höchstziffer in der Roheisenerzeugung wurde, nach den Feststellungen des Comité des Forges de France, im März 1913 mit rd. 437 000 t erreicht; sie ging im November auf 428 400 t und im Dezember auf 426 400 t zurück. Seitdem sind auf einigen Werken weitere Hochöfen älterer Bauart gedämpft worden, andere wurden dagegen neu angeblasen. Die Bedarfsfrage hat sich nicht in dem Maße gebessert, daß die Erzeugung glatt abgesetzt werden konnte, somit mußten immer noch erhebliche Mengen eingelagert werden, aber für eine Zeit stark rückgängigen Verbrauchs, wie sie jetzt seit mehr als Jahresfrist besteht, können diese Vorräte nicht als ungewöhnlich groß bezeichnet werden. Es verlautet daher auch nichts von irgendeiner Preismäßigung, die vom Comptoir Métallurgique de Longwy in Aussicht stände. Die allgemein geltenden Notierungen sind:

	fr
Frischere roheisen	72,00
Thomasroheisen	72,00
„ O. M.	74,00
Gießereiroheisen Nr. 3.	82,00

Luxemburgisches Roheisen Nr. 3 steht hier auf 76,00 fr. Der Halbzeugmarkt hat ebenfalls unter der Einwirkung der verkürzten Arbeitszeit in den Stahlwerken, der stark gestiegenen Ausfuhr und des zeitweise besseren Abrufs der heimischen Verbrauchswerke ein günstigeres Aussehen gewonnen. Die Lager haben nicht mehr die beunruhigend hohen Ziffern aufzuweisen wie vor einigen Monaten, und es ist auch für die nächste Zeit ein befriedigender Absatz gesichert. Dies findet seine Bestätigung darin, daß sich die französischen Stahlwerke in den letzten Wochen mehr vom britischen Markte zurückgezogen haben. Das Fertigeisengeschäft war

noch vorwiegend unregelmäßig. Während sich auf einigen Gebieten mehr Regelmäßigkeit bemerkbar machte, lagen die meisten der in Betracht kommenden Erzeugnisse noch überaus ruhig und gaben in den Preisen weiter nach. Besonders bei Handelseisen und Stahl zeigte es sich, daß eine große Anzahl von Werken genötigt war, Neuarbeit heranzuziehen, was nicht ohne Preiszugeständnisse zu ermöglichen war, dabei waren die Preisstellungen wenig einheitlich, es ergaben sich, je nach dem Arbeitsbedarf der Werke oder den Abnahmebedingungen der Käufer, große Verschiedenheiten, die sich noch dadurch verstärkten, daß der eine oder andere Industriebezirk dem ausländischen Wettbewerb mehr ausgesetzt war. Im Norden führte besonders das andauernd starke belgische Angebot zu schärferen Preisrückgängen. Schweißstabeisen war in zweiter Sorte schon zu 130 bis 135 fr f. d. t zu haben; vereinzelt sollen noch billigere Angebote herausgekommen sein. Flußstabeisen wurde von der Mehrzahl der größeren Werke im Meurthe- und Moselbezirk zu durchschnittlich 135 fr angeboten; dabei wurde allerdings rasche Abnahme ab Werk vorausgesetzt. Für Lieferabschlüsse waren die Werke zu diesen Preisen nicht im Markt. In Blechen blieb der Auftragseingang allgemein sehr schwach, besonders die Werke im Nordbezirk gingen neuen Bestellungen eifrig und unter weiteren Preiszugeständnissen nach. Der Grundpreis für Grobbleche von wenigstens 3 mm ist dort auf 165 bis 170 fr zurückgegangen. Im Gebiet der oberen Marne ist die Arbeitslage durchgängig besser geblieben, es kam infolgedessen auch nicht zu den Preisrückgängen wie im Nord- und Ostbezirk. Die Notierungen für Schweiß- und Flußstabeisen sind in mäßigerem Grade auf 160 bis 170 fr f. d. t gewachsen. In Trägern und Baueisen haben sich die Absatzverhältnisse in den letzten Wochen weiter leicht gebessert. Begünstigt durch größere Geldflüssigkeit und milde Witterung, hat die Bautätigkeit frühzeitig eingesetzt. Der Abruf wurde lebhafter, und der Handel war genötigt, eine umfangreichere Ergänzung der Bestände vorzunehmen. Das Pariser Comptoir des Poutrelles ist in der Vorwoche, nach dem Beschluß der letzten Mitgliederversammlung, zunächst bis zum Ende des Jahres 1915 verlängert worden. Inzwischen sollen neue Ver-

¹⁾ Vgl. St u. E. 1913, 27. Febr., S. 377.

²⁾ Rivista Mineraria 1914, 24. Febr., S. 103.

³⁾ Endgültige Ziffer.

handlungen gepflogen werden um die Erneuerung des Comptoirs für eine längere Zeitdauer zu sichern. Der im letzterfloßenen Jahre vom Träger-Comptoir gebuchte Umsatz beziffert sich auf 334 870 t, gegen rd. 393 000 t im Jahre 1912. Man rechnet in den Kreisen der Mitglieder für das aufende Jahr auf eine größere Verkaufsziffer, glaubt aber nicht, daß sich die Menge des Jahres 1912 wieder erreichen lassen wird.

Vom französischen Kohlenmarkt wird uns unter dem 28. Februar geschrieben: Infolge der Ausstandsbewegung im französischen Kohlenbergbau an der Loire ist für den heimischen Kohlenmarkt eine Sonderlage eingetreten. Da die Industrie des Loirebezirks bei der im dortigen Becken in letzter Zeit ständig zurückgebliebenen Förderung ohnehin wenig umfangreich eingedeckt war, sind Arbeitsstörungen, sofern die Bewegung andauert, nicht zu vermeiden. Die größeren Werke sind daher dazu übergegangen, eilige Lieferungen aus den nordfranzösischen Kohlenbecken und auch aus dem nächstbenachbarten deutschen Gebiet heranzuziehen; um dies zu erleichtern, sollen die Frachttarife der Bahngesellschaften besonders ermäßigt werden. Die Preisverfassung für Industriekohlensorten ist aus diesem Grunde für den Inlandmarkt merklich fester geworden. Soweit sich die Streiklage bis jetzt übersehen läßt, ist ein Uebergreifen des Ausstandes auf die wichtigen nordfranzösischen Becken nicht zu erwarten, wie überhaupt von einem allgemeinen Ausstand, der von den Loire-Bergleuten beabsichtigt war nicht gesprochen werden kann. Am Wochenende stellte sich die Gesamtzahl der Feiernden in den Loire- und Midi-Becken auf etwa 40 000 unter insgesamt 224 000 Bergleuten. In den letzten Tagen war dort allerdings eine Zunahme festzustellen, während im Norden und Pas-de-Calais die nur geringen Teilausstände nahezu vollständig aufhörten.

Deutsche Drahtwalzwerke, Aktien-Gesellschaft in Düsseldorf. — Die am 27. Februar abgehaltene Mitgliederversammlung beschloß, den Verkauf für das zweite Vierteljahr 1914 zu den bisherigen Preisen und Bedingungen aufzunehmen. Ein Antrag auf Genehmigung einer Interessengemeinschaft zwischen fünf Verbandswerken mit bestehenden Werken der Drahtverfeinerung wurde vertagt. Es handelt sich dabei um die Röchlingschen Eisen- und Stahlwerke, G. m. b. H., Völklingen, die Rombacher Hüttenwerke, Rombach, die Vereinigten Hüttenwerke Burbach-Eich-Düdelingen, Düdelingen, die Firma Les Petits de F. de Wendel & Co., Hayingen, und die Abteilung Niederrheinische Hütte der A. G. Eisenwerk Kraft; es sind dies sogenannte reine Walzdrahtwerke, die nur Rohwalzdraht herstellen.

Vereinigung rheinisch-westfälischer Schweiß-Eisenwerke. — Die Vereinigung hat den Verkaufspreis für das zweite Vierteljahr 1914 mit 138 bis 141 \mathcal{M} Grundpreis unverändert gelassen.

Zur Lage der Eisengießereien. — Wie wir dem „Reichs-Arbeitsblatt“¹⁾ entnehmen, waren die Eisengießereien nach der Mehrzahl der eingegangenen Berichte während des Monats Januar 1914 nicht befriedigend beschäftigt, auf jeden Fall schlechter als zur gleichen Zeit des Vorjahres. Die Aufträge gehen vielfach nur ungenügend ein; man erwartet erst von einer zunehmenden Bautätigkeit eine Besserung. Unter diesen Umständen war ein Mangel an Arbeitskräften nirgends festzustellen, allerdings auch nicht häufig ein Ueberangebot.

Wagengestellung im Monat Januar 1914²⁾. — Im Bereiche des Deutschen Staatsbahnwagenverbandes wurden, wie die nachfolgende Zusammenstellung erkennen läßt, während des Monats Januar 1914 an offenen Wagen weniger, an bedeckten Wagen etwas mehr ge-

Wagengestellung	1913	1914	gegen 1913	
A. Offene Wagen:				
Gestellt im ganzen	2 890 931	2 806 644	— 84 287	— 2,9 %
Gestellt für den Arbeitstag im Durchschnitt	111 190	107 918	— 3 272	— 2,9 %
Nicht rechtzeitig gestellt im ganzen	9 010	892	— 8 118	—
Nicht rechtzeitig gestellt für den Arbeitstag im Durchschnitt	347	34	— 313	—
B. Bedeckte Wagen:				
Gestellt im ganzen	1 828 975	1 868 059	+ 39 084	+ 2,1 %
Gestellt für den Arbeitstag im Durchschnitt	70 345	71 848	+ 1 503	+ 2,1 %
Nicht rechtzeitig gestellt im ganzen	2 109	1 484	— 625	—
Nicht rechtzeitig gestellt für den Arbeitstag im Durchschnitt	81	57	— 24	—

stellt als im gleichen Monat des Vorjahres. Die geringere Gestellung an offenen Wagen ist auf den Rückgang der Anforderungen zurückzuführen. Bei beiden Wagengattungen waren nur geringe Ausfälle zu verzeichnen.

Eisenwerk Weserhütte A. G. n Bad Oeynhausen. — Unter vorstehendem Namen ist nach der „Köln Ztg.“ eine Gesellschaft gegründet worden, deren Gegenstand die Uebernahme und Fortführung der bisher unter der Firma Eisenwerk Weserhütte Schuster & Krutmeyer betriebenen Geschäfte, die Herstellung und der Verkauf von Eisenbauten, Maschinen und Apparaten und der Betrieb einer Eisengießerei ist. Das Grundkapital beträgt 1 000 000 \mathcal{M} .

Lindener Eisen- und Stahlwerke, Aktiengesellschaft in Linden. — In der am 26. Februar abgehaltenen Hauptversammlung wurde beschlossen, das Aktienkapital um 400 000 \mathcal{M} auf 1 400 000 \mathcal{M} zu erhöhen.¹⁾ Die neuen Aktien sollen den bisherigen Aktionären im Verhältnis von 2 zu 5 zum Kurse von 125 % angeboten werden.

Rheinische Metallwaren- und Maschinenfabrik in Düsseldorf. — In der am 2. d. M. abgehaltenen Hauptversammlung wurde beschlossen, 6% Dividende auf 8 450 000 \mathcal{M} Vorzugsaktien für das Geschäftsjahr 1904/5 zu verteilen. Die Dividenden, die für die vier Jahrgänge von 1905/6 bis 1909/10 auf 11 550 000 \mathcal{M} Vorzugsaktien noch rückständig sind, werden bekanntlich nach einem Beschluß der außerordentlichen Hauptversammlung vom 22. Dezember 1913 in unverzinsliche Schuldverschreibungen umgewandelt²⁾. Der damalige Beschluß wurde in der Hauptversammlung vom 2. März dahin geändert, daß diese unverzinslichen Schuldverschreibungen den Inhabern der rückständigen Dividendenscheine für die vier Jahrgänge 1905/6 bis 1909/10 derart anzubieten sind, daß dem Einreicher von je vier Dividendenscheinen ohne Rücksicht auf den Jahrgang je eine unverzinsliche Schuldverschreibung über 240 \mathcal{M} ausgefolgt wird.

Ungarische staatliche Eisenwerke — Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Witkowitz. — Die ungarischen staatlichen Eisenwerke haben zur Sicherung ihres Eisenerzbedarfes mit der Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft eine Vereinbarung getroffen, wonach die Witkowitz Gewerkschaft nach Ablauf von drei Jahren aus ihren in Ungarn gelegenen Erzgruben dem ungarischen Staate jährlich rd. 125 000 t Eisenerz gegen eine entsprechende Entschädigung überläßt. Dieses Abkommen wurde dadurch ermöglicht, daß die Witkowitz Gewerkschaft, die seit längeren Jahren bereits einen Bergbau in Nordschweden besitzt, in letzter Zeit einen zweiten Bergbau in Mittelschweden erworben hat.

Schantung-Eisenbahn-Gesellschaft in Berlin. — In der am 23. Februar abgehaltenen Aufsichtsratsitzung wurde die Errichtung eines Eisenwerkes im deutschen Schutzgebiete, dessen Anlagekosten auf

¹⁾ 1914, Febr., S. 105.

²⁾ Nach der Zeitung des Vereins Deutscher Eisenbahnverwaltungen 1914, 25. Febr., S. 260.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 1914, 19. Febr., S. 338.

²⁾ Vgl. St. u. E. 1914, 1. Jan. S. 36.

10 000 000 \mathcal{M} veranschlagt sind, erörtert und beschlossen, bei der ordentlichen Hauptversammlung zu diesem Zwecke die Erhöhung des Aktienkapitals um 10 000 000 \mathcal{M} zu beantragen.

Zusammenschluß in der englischen Weißblechindustrie. — In einer am 16. Februar in Swansea abgehaltenen Versammlung von Weißblechfabrikanten von Wales, an der Vertreter von 470 Weißblechstraßen teilnahmen, wurde endgültig die Gründung einer Vereinigung zur Regelung der Erzeugung¹⁾ unter dem Namen Tinplate, Blackplate and Terneplate Conference mit Wirkung ab 1. April d. J. beschlossen. Da eine Reihe von

Werken schriftlich ihr Einverständnis erklärt haben, dürften nicht mehr als zwanzig Straßen außerhalb der Vereinigung bleiben. Die Vereinigung soll nur die Erzeugung, nicht aber auch die Preise regeln.

Neue Bergwerksordnung für Marokko. — Vor kurzem ist die neue marokkanische Bergwerksordnung veröffentlicht, deren vollständigen Wortlaut Interessenten sowohl in der französischen Zeitschrift „Écho des Mines et de la Métallurgie“⁴¹⁾ als auch in dem vom „Comité Central des Houillères de France“ herausgegebenen „Circulaire“²⁾ finden.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 1914, 5. Febr., S. 260.

¹⁾ 1914, 23. Febr., S. 1595/8; 26. Febr., S. 1611/15.

²⁾ Nr. 4896 vom 18. Febr. 1914.

Königin-Marienhütte. Actien-Gesellschaft zu Cainsdorf. — Wie der Geschäftsbericht für das Jahr 1913 ausführt, hat das abgelaufene Geschäftsjahr die gehegten Erwartungen nicht ganz erfüllt, da sich im Stabeisen- und Röhrengeschäft die Nachfrage und die Verkaufspreise andauernd verschlechterten. Der Ausfall an Betriebsgewinn konnte durch die normale Beschäftigung der übrigen Betriebs-Abteilungen des Unternehmens nicht ausgeglichen werden. Der Umbau der Walzwerks-Anlagen ist zum größten Teil durchgeführt und wird im laufenden Jahre zu Ende geführt werden. Der Gesamtumsatz der Gesellschaft betrug 9 208 445,76 \mathcal{M} . Für Neubauten und Neuanschaffungen wurden 606 008,38 \mathcal{M} aufgewendet. — Die Gewinn- und Verlustrechnung zeigt einerseits neben 24 461,87 \mathcal{M} Vortrag und 18 242,50 \mathcal{M} Zins- und sonstigen Einnahmen einen Betriebsgewinn von 890 886,47 \mathcal{M} , anderseits 213 272,98 \mathcal{M} allgemeine Unkosten, 75 579,03 \mathcal{M} Anleihezinsen, 6 598,50 \mathcal{M} Kursverlust und 281 095,24 \mathcal{M} Abschreibungen. Es verbleibt somit ein Reingewinn von 357 045,09 \mathcal{M} . Der Aufsichtsrat schlägt vor, hiervon 16 629,15 \mathcal{M} der gesetzlichen Rücklage zu überweisen, 4790,10 \mathcal{M} satzungsmäßige Tantieme an den Aufsichtsrat zu zahlen, 15 390,70 \mathcal{M} zu vertragsmäßigen Tantiemen sowie zu Vergütungen an Beamte zu verwenden, 275 190 \mathcal{M} als Dividende (5 % gegen 6 % i. V.) auszuschütten und 45 045,14 \mathcal{M} auf neue Rechnung vorzutragen.

Graf Ladislaus Csáky. Eisen- und Stahlwerk zu Prackendorf. Aktiengesellschaft zu Budapest. — Die Gewinn- und Verlustrechnung für das Geschäftsjahr 1912/13 zeigt einerseits neben 7 683,23 K Vortrag 534 205,94 K Betriebsgewinn, anderseits 427 719,96 K allgen. eine Unkosten usw., 21 702,28 K Hypotheken-Zinsen und 55 655,30 K Abschreibungen. Es verbleibt somit ein

Reingewinn von 36 811,63 K, die auf neue Rechnung vorgetragen werden. Der Umsatz stieg von 1 829 684,57 K im Jahre 1911/12 auf 2 576 721,18 K im Berichtsjahre.

Société Minière et Métallurgique de Nicopol-Marjoupol in St. Petersburg. — Die Gesellschaft erzielte in dem am 30. Juni 1913 abgelaufenen Geschäftsjahre einen Rohgewinn von 9 584 279,26 Rbl., darunter 8 876 341,93 Rbl. aus dem Verkauf der Erzeugnisse des Werkes, 567 018,18 Rbl. aus dem Verkauf von Manganerz und 140 919,15 Rbl. aus dem Wiederverkauf von Eisenerz. Andererseits erforderten die Betriebskosten des Werkes 5 604 521,25 Rbl. und die Kosten der Manganerzförderung 517 524,86 Rbl., während für Eisenerz 158 449,55 Rbl., für verschiedene Artikel 17 982,55 Rbl., für allgemeine Unkosten 504 445,81 Rbl. und für Zinsen, Schuldverschreibungszinsen usw. 255 622,50 Rbl. verausgabt wurden. Es verbleibt somit ein Reingewinn von 2 525 732,74 Rbl. Wie wir der „Köln. Ztg.“ entnehmen, soll diese Summe nach dem Antrage der Verwaltung wie folgt verteilt werden: Rücklage 126 286 Rbl., Steuern 232 110 Rbl., Vergütungen 238 923 Rbl., Tilgung der Liegenschaften 600 000 Rbl. und Dividende 1 570 800 Rbl. (12,90 Rbl. f. d. Aktie). Das Ergebnis wurde beeinflusst durch die andauernde Verteuerung der Rohstoffe, insbesondere sämtlicher Arten von Heizmitteln. Ferner trat im Blechwalzwerk eine dreiwöchige Betriebsstörung ein. Am 1. Oktober 1913 hatte die Gesellschaft Aufträge im Werte von 24 000 000 Rbl. vorliegen. Versandt wurden während des Berichtsjahres 98 308 (i. V. 120 372) t Mangan- und Eisenerz, 20 924 (16 791) t Roheisen und Halbzeug und 42 800 (47 405) t Fertigerzeugnisse. Im Mai 1913 wurde die Panzerabteilung, deren Leistungsfähigkeit 8000 t beträgt, in Betrieb gesetzt.

Bücherschau.

Beyschlag, Dr. F., Prof., Prof. Dr. P. Krusch und Prof. Dr. J. H. L. Vogt: *Die Lagerstätten der nutzbaren Mineralien und Gesteine nach Form, Inhalt und Entstehung.* Drei Bände. Bd. 2. Mit 175 Abb. Stuttgart: F. Enke 1913. (XXVII, 727 S.) 8°. 22,80 \mathcal{M} , geb. 24,40 \mathcal{M} .

Die Lagerstättenkunde von Beyschlag, Krusch und Vogt, über deren ersten, 1910 erschienenen Band in dieser Zeitschrift¹⁾ berichtet worden ist, hat im Jahre 1913 in dem vorstehend angezeigten Bande ihre Fortsetzung gefunden. Mit diesem zweiten Bande werden die Erzlagerstätten zum Abschluß gebracht; somit bleiben dem dritten (Schluß-)Bande die Vorkommen der Kohlen, des Petroleums und des Salzes vorbehalten. Der vorliegende Band hat einen besonderen Anspruch auf das Interesse des Hüttenmannes, auch des Eisenhüttenmannes, da in ihm die gang- und lagerartigen Vorkommen, d. h.

die Hauptformen der Erzanhäufung, zur Darstellung gelangen.

Der reiche Inhalt des Buches mag hier zunächst kurz angedeutet sein. Etwa zwei Drittel desselben entfallen auf die Beschreibung der Lagerstätten des Goldes, Silbers, Bleis, Zinks, Kupfers, Eisens, Mangans und anderer Erze, soweit sie in Gängen und als metasomatische Bildungen auftreten. Eingeleitet wird dieser Abschnitt durch eine allgemeine Erörterung der Art und Ursache der Spaltenbildung, während er beschlossen wird durch Betrachtungen über die Entstehungsart der Gangausfüllung und die darüber im Laufe der Zeit gehegten theoretischen Anschauungen. Das übrigbleibende Drittel bespricht die aus Sedimentation hervorgegangenen Erzlager einschließlich der Seifenlagerstätten, darunter also vor allen Dingen eine große Zahl der wichtigsten Eisen- und Manganerzlager, von denen an dieser Stelle genannt seien: die Spateisensteingänge des Siegener und des Zipser Landes, die metasomatischen Vorkommen des steirischen und des Kärntner Erzberges sowie die von Bilbao, die Eisenerzlager der fränkischen und schwäbischen Alb, die Eisen-

¹⁾ 1911, 13 April, S. 611.

oolithe der Minette, des Cleveland- und des Clintonerzes, ferner die Eisenglanz- und Magnetitlager von Dunderland und Salangen, von Krivoi-Rog und des Lake-Superior-Gebietes. Von Manganerzlagern sind diejenigen des Kaukasus, Brasiliens und Ostindiens beschrieben. — Im einzelnen gilt, daß die großen Klassen der Gänge mit den sich ihnen anschließenden metasomatischen Bildungen sowie die Erzlager in eine Reihe nach Entstehung und Inhalt gleichartiger Erzgruppen eingeteilt werden. Jeder dieser Gruppen geht als Einführung eine Erörterung ihrer allgemeinen Eigenschaften und Erscheinungsweise voraus. Darauf folgt die Spezialbeschreibung der wichtigsten örtlichen Beispiele bzw. Bergverviere in geographischer Anordnung, wobei alle zur vollen mineralogischen und geologischen Erkenntnis dienenden Angaben unter weiser Beschränkung auf das unbedingt Erforderliche zusammengestellt werden. Durch Anführung der wesentlichsten Literatur und durch die Beigabe geologischer und geographischer Karten sowie auch geologischer Profile wird die Darstellung ergänzt und erläutert.

Es ist ein besonderer Vorzug des Buches und verdient hervorgehoben zu werden, daß dem Leser nicht nur die rein wissenschaftlichen Verhältnisse der besprochenen Lagerstätten vorgeführt werden, sondern daneben auch noch eine Fülle von Angaben, die sich auf praktische und wirtschaftliche Verhältnisse beziehen, so solche statischer Natur, über die Gewinnung und ihre Bedingungen, über die Bewertung usw. Diese Seite der Darstellung wird am besten erläutert, wenn die Überschriften derjenigen Kapitel hierhergestellt werden, mit denen die Verfasser die Beschreibung der Eisenerzlager beschließen; es sind dies: Die Eisenerzproduktion der Welt und deren Verteilung auf die verschiedenen Lagerstättengruppen; Die Eisenerzproduktion der einzelnen Länder; Die größten bisher bekannten Eisenerzlagerstätten und die bisherige Gesamtproduktion einiger Eisenerzlagerstätten; Die Eisenerzvorräte der Welt; Verteilung der Eisenerzproduktion auf die verschiedenen Lagerstättengruppen.

Bei der Bewältigung eines so außerordentlich umfangreichen und nach seiner systematischen Stellung vielfach umstrittenen Stoffes kann es nicht ausbleiben, daß man an einzelnen Punkten der Darstellung oder an gewissen theoretischen Auffassungen der Verfasser Anstand nimmt. Hin und wieder macht sich auch wohl eine nicht ganz gleichmäßige Behandlung des Stoffes bemerkbar; am meisten fällt aber auf, daß unter die Lager manche Erzvorkommen aufgenommen sind, die auch nach Ansicht der Verfasser richtiger hätten anderswo, zumeist bei den epigenetischen Lagerstätten der Gänge, untergebracht werden müssen, so die Bleierze von Mechernich, die Manganvorkommen Huelvas, die Antimonerzlager, die Mehrzahl der Fahlbänder u. a. m. Merkwürdig berührt ferner die isolierte Stellung des Rammelsberges bei Goslar; mag man auch über die Genesis des in ihm auftretenden Erzlagers noch so verschiedener Meinung sein, nach dem Urteil des Referenten durfte aber eine grundsätzliche Abtrennung des Rammelsberges von den Kieslagerstätten von Meggen und Rio Tinto nicht stattfinden. Das sind aber alles geringfügige Ausstellungen, ohne Belang für die Beurteilung des Buches. In seiner Gesamtheit gilt auch für diesen Band das früher gefällte Urteil, daß er eine bedeutsame wissenschaftliche Leistung darstellt. Wo immer man sich in der Praxis wie in der Wissenschaft über das Vorkommen der Erze und ihre Lagerstätten unterrichten will, da wird man zu dem Buche der drei Verfasser greifen und Belehrung und Anregung zugleich finden. Die Brauchbarkeit des Buches wird erhöht durch eine sehr eingehende Uebersicht des Inhaltes wie der Abbildungen und durch ein nach Orts- und Sachnamen gegliedertes alphabetisches Verzeichnis. F. Klockmann.

Dammer, Dr. Bruno, Bezirksgeologe, und Dr. Oskar Tietze, Landesgeologe an der Kgl. Geol. Landesanstalt in Berlin: *Die nutzbaren Mineralien*

mit Ausnahme der Erze, Kalisalze, Kohlen und des Petroleum. Zwei Bände. Bd. 1. Mit 57 Abb. Stuttgart: F. Enke 1913. (XV, 501 S.) 8°. 15 M.

Außer den der Metallgewinnung dienenden Erzen sowie den volkswirtschaftlich gleichwertigen Brennstoffen und Kalisalzen gibt es noch eine große Zahl nutzbarer Mineralien, die in der chemischen Industrie, in der Landwirtschaft, in Kunst und Gewerbe Verwendung finden und dem Menschen nicht minder unentbehrlich sind. Während aber jene in Hand- und Lehrbüchern seit langem schon und immer wieder von neuem zusammenfassende Darstellungen gefunden haben, die über das geologische und geographische Vorkommen, ihre Verwendung und Verarbeitung, Verwertung und Gewinnung usw. berichten, muß man die in dieser Hinsicht interessierenden Angaben für die sonstigen nutzbaren Mineralien aus den verschiedensten Büchern und Zeitschriften mühsam zusammensuchen. Es entspricht daher einem Bedürfnis in der deutschen Literatur, diesem vielseitig und un bequem empfundenen Mangel abzuhelfen, und ein gelungenen Versuch liegt in dem hier angezeigten Werke vor. Zwar wird ein ähnliches Ziel in dem dankenswerten Stutzerschen Buche „Die wichtigsten Lagerstätten der Nicht-Erze“ angestrebt, aber dieses 1911 erschienene Werk ist über die Besprechung von Graphit, Diamant, Schwefel und die Phosphate vorläufig noch nicht hinausgekommen, während in dem Dammer-Tietzeschen Sammelwerke, obwohl erst die erste Hälfte vorliegt, schon eine sehr beträchtliche Anzahl von Mineralien ihre Erledigung gefunden haben.

Besprochen sind in diesem ersten Bande in Anlehnung an die übliche mineralogische Systematik die Elemente, Sulfide, Oxyde, die Haloidsalze mit Ausnahme der Kalisalze, die Borate, Nitrate und Karbonate, darunter einige, wie Diamant, Graphit, Schwefel, die zahlreichen Spielarten des Quarzes, des Kalkspates usw., in größerer Ausführlichkeit. Dabei sind, anscheinend im Widerspruche mit dem Titel, auch eine Reihe von Erzen mit in den Kreis der Betrachtung gezogen, allerdings nur insofern, als sie auch außerhalb der Hüttenindustrie Verwendung finden. Unter diesen Erzen verdienen die Uran-, Thorium- und Radiumerze noch besonders hervorgehoben zu werden. Für den zweiten Band verbleiben somit die Sulfate, Phosphate und die große Klasse der Silikate.

Die Einzelbeschreibung der in Betracht kommenden Mineralien setzt sich nicht aus einer bloßen Aufzählung wissenschaftlicher und technischer Einzelheiten zusammen, sondern alles, was dem Gelehrten und Praktiker sowohl über das geographische und geologische Vorkommen wie über die Verwendung zu sagen ist, ist zu einem wohlgegliederten Gesamtbilde verwoben, das über den dargestellten Gegenstand erschöpfend unterrichtet. Ueberall, wo es nötig war, berichtet ein besonderer Abschnitt über die chemischen Untersuchungsmethoden der betreffenden Mineralsubstanz, während den Beschluß jedesmal Ausführungen wirtschaftlicher Natur, so über die Gewinnung, die Preise u. dgl. bilden.

Der Hauptteil der Beschreibung rührt von den beiden Herausgebern her, daneben sind noch einige andere namhafte Gelehrte an der Abfassung dieses ersten Bandes tätig gewesen, so Bürtling, Krusch, Pufahl und Scheibe.

Es war offenbar die Absicht der Verfasser, mit ihrem Werke ein Seitenstück zu der im gleichen Verlage erscheinenden Lagerstättenkunde von Beyschlag, Krusch und Vogt zu schaffen¹⁾. Daß diese Absicht erreicht ist, darf wohl zugegeben werden. Das Buch stellt nicht nur einen allgemein empfundenen Mangel ab, sondern bildet auch eine zweckmäßige Ergänzung zu jedem Lehrbuche der anorganischen Chemie, der Mineralogie und der Erz-lagerstättenlehre; es wird so eines größeren Kreises dankbarer Interessenten gewiß sein.

F. Klockmann.

¹⁾ Vgl. die vorhergehende Besprechung.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Ernst Lange †.

Am 11. Februar d. J. verschied, völlig unerwartet, infolge eines Schlaganfalles ein wertgeschätztes Mitglied unseres Vereines, der Betriebsdirektor Ernst Lange zu Rheinhausen-Friemersheim.

Als Sohn des verdienten und in den Kreisen der Eisenhüttenleute wohlbekanntesten Hüttenleiters F. Lange am 18. Februar 1866 zu Meppen a. d. Ems geboren, besuchte der Verewigte zunächst das Königliche Gymnasium zu Essen a. d. Ruhr, absolvierte darauf mit bestem Erfolge die Fachschule zu Hagen i. W. und widmete sich dann in den Jahren 1889 bis 1891 an der Technischen Hochschule zu Aachen dem Studium der Hüttenkunde. Während der Ferien arbeitete er zu seiner praktischen Ausbildung auf verschiedenen Werken. Seiner Militärpflicht hatte er schon vorher, in den Jahren 1882 und 1883, als Einjährig-Freiwilliger beim 2. Rheinischen Feldartillerie-Regiment in Koblenz genügt.

Nach Beendigung seiner Studien erhielt Lange zunächst eine Stelle als Konstrukteur beim „Phoenix“ in Ruhrort, wo er ein Jahr blieb, und kam sodann als Assistent seines Vaters an das ebenfalls dem Phoenix gehörige Hochofenwerk zu Borbeck. Von dort wurde der Heimgegangene im Jahre 1908 als Hochofenchef an das Hörder Werk des Phoenix versetzt. Diesen Wirkungskreis verließ er jedoch nach drei Jahren, um am 1. Oktober 1911 als Betriebsdirektor die Leitung der Hochofenanlage auf der Krupp'schen Friedrich-Alfred-Hütte in Rheinhausen zu übernehmen.



Reiches Wissen und tüchtiges Können verschafften dem vereinigten Berufsgenossen hohes Ansehen bei Vorgesetzten und Untergebenen. Die gleichen Eigenschaften waren es, die ihn zu einem willkommenen Mitarbeiter bei verschiedenen Aufgaben der Hochofenkommission des Vereines deutscher Eisenhüttenleute machten; die Bereitwilligkeit, mit der er hier seine Dienste zur Verfügung stellte, sichert ihm auch über das Grab hinaus den Dank des Vereines, dem er nahezu anderthalb Jahrzehnte als treues Mitglied angehörte. Im persönlichen Verkehr wußte der Heimgegangene sich die Herzen aller, zu denen er in nähere Beziehung trat, durch sein einfaches Wesen und seine lebenswürdige Art des Umganges sehr bald zu gewinnen, zumal da ein urwüchsiger, nie versagender Humor ihn zum überall beliebten Gesellschafter machte.

Um sein vorzeitiges Scheiden trauern außer dem Vater und Bruder die Gattin nebst den beiden noch unmündigen Kindern, mit denen er ein harmonisches, glückliches Familienleben führen durfte; sonst kaum je von ihm getrennt, mußte die treue Lebensgefährtin gerade in der Ferne weilen, als der Tod mit rauher Hand dem Geschicke Ernst Langes ein rasches Ziel setzte. Aufrichtig beklagen den Verlust des sympathischen Menschen auch die zahlreichen Männer, denen er dank seines ehrlichen und offenen Charakters durch Freundschaft im edelsten Sinne des Wortes innig verbunden war. Ihrer aller Zuneigung wird die Erinnerung an den teuren Toten nicht so bald verblassen lassen!

6. Internationaler Kongreß für Bergbau, Hüttenwesen, Angewandte Mechanik und Praktische Geologie, London 1915.

Auf dem 5. Internationalen Kongreß für Bergbau, Hüttenwesen, Angewandte Mechanik und Praktische Geologie, der im Juni 1910 in Düsseldorf abgehalten wurde war beschlossen worden, den 6. Kongreß in London abzuhalten. Soeben ergeht von dem Vorsitzenden, dem stellvertretenden Vorsitzenden und dem vorbereitenden Ausschuß des 6. Kongresses die Einladung zur Teilnahme an den Sitzungen und Veranstaltungen dieses Kongresses, der vom 12. bis 17. Juli 1915 in London abgehalten werden wird. Die Mitglieder des Vereines deutscher Eisenhüttenleute sind zu dem Kongreß und den sich daran anschließenden Exkursionen und Veranstaltungen eingeladen.

Nähere Auskunft erteilt: The Secretary of the Executive Committee, Iron and Steel Institute, 28, Victoria Street, London SW. Die Geschäftsstelle.

Änderungen in der Mitgliederliste.

Dicke, Hugo, Direktor, Paris 16, Frankreich, 4 Rue Edouard Fournier.
Grafenauer, Rudolf, Ingenieur des Stahlw. Streiteben, Post Guttenstein, Kärnten.
Haan, Gottfried, Dipl.-Ing., Metallhütte A. G., Duisburg-Wanheim.

Horn, Otto, Ing. u. Walzwerkschef des Lothr. Hüttenvereines Aumetz-Friede, Kneuttingen-Hütte i. Lothr.
Kirmse, Karl L., Directeur de la Maison Schuchardt & Schütte, Paris 3 e, Frankreich, 327 Rue Saint Martin.
Koch, Richard, Direktor, Pittsburg, Pa., U. S. A., 308 Manufacturers Building.
Kundl, Karl, Ingenieur, Innsbruck, Tirol, Bankstr. 1.
Liebig, Kurt, Oberingenieur, Düsseldorf-Oberkassel, Schorlemerstr. 28.
Mann, Emil, K., Oberingenieur der Oesterr.-Alpinen Montan-Ges., Donawitz bei Loeben, Steiermark.
Rosenstengel, Nicholas, Ingenieur, Metz, Straßburgerstraße 76.
Schröder, Dr. Friedrich August, Stahlwerkschef der Rhein. Stahlwerke, Duisburg-Meiderich, Feodorstr. 20.
Sevieri, Dr. Vieri, Portoferrajo, Alti Forni, Italien.
Thomas, Dr.-Ing. Friedrich, Direktor des Stahlw. Traisen, Traisen, Nieder-Oesterr.

Neue Mitglieder.

Rassow, Dr. phil. Berthold, Professor, Leipzig 13, Nürnbergerstr. 48.
Schiffer, Heinrich, Ingenieur des Eisen- u. Stahlw. Hoesch, A. G., Dortmund, Stauffenstr. 55.
Verlohr, Wilhelm, Direktor der Stahlw. Thyssen-A. G., Mitglied des Grubenvorstandes der Gewerkschaft Jacobus, Hagendingen i. Lothr.
Zucchi, Gerolamo, Ing., Hochofenchef der Società Ilva, Bagnoli di Napoli, Italien.

C. Köbrich: Die Eisenerzlagerstätten in Oberhessen, die heutigen Aufschlüsse und ihre zukünftige Bedeutung.

Übersichts-Karte der Provinz Oberhessen und ihrer Eisenerz-Vorkommen.

Geologische Signaturen:

- Devon und Culm.
- Rotliegendes.
- Zechstein.
- Buntsandstein.
- Muschelkalk, Keuper und Jura.
- Tertiär und Quartär.
- Basaltische Gesteine.

⊗ Gruben auf Eisenerz, in und außer Förderung.

(Die Zahlen entsprechen denen der Tabelle.)

⊙ Alte Schmelz- u. Hammerstätten.



Zeichen-Erklärung:

- Haupteisenbahnen.
- Nebeneisenbahnen.
- Eisenbahnen im Bau.
- Landesgrenze.

Übersicht der Eisenerzbetriebe in der Provinz Oberhessen.

Lfd. Nr.	Name	Ort	Förderjahre
A. Erze in der Devonformation.			
1*	Braunsteinbergw.	Gießen	seit 1866.
2	Georg	Grüningen	1874, 04—09.
3	Vertrauen	Holzheim	1907—08.
4	Johannes	"	1873.
5	Gambach	Gambach	1807.
6	Adler	"	1800, 72—74, 80—81.
7	St. Wendel	"	1866, 07, 70—75.
8	Georghoffnung	Holzheim	1856—59, 75
9	Rottwegfeld	Lang-Göns	1906—07
10	Wehrholz	"	1863—04.
11	Rosengarten	"	1863.
12	Gans	"	1863—66.
13	Rosengarten	Kirch-Göns	1872—73, 70.
14	Ludwig	Pohlgöns	1808.
15	Johanna	"	1808.
16	Bodenhard	Butzbach	1865—69, 90, 07.
17	Johanna	"	1807—75.
18	Elise	"	1866.
19	Neugriedel	Griedel	1800—61.
20	Wingertsberg	"	1856—62, 73—75, 70.
21	Wilhelm	Ockstadt	1872—73.
22*	Ober-Rosbach	Ober-Rosbach	seit 1801.
23*	Roßbach	"	seit 1903.
24	Bergmannsgruß	"	1880—81, 06—07.
25	Vulkan	Rodheim-Wald	1884—85, 04.
26	Oberfeld	Fauerbach v.H.	1872—74.
B. Basaltteisenstein.			
27	Ernst Dieffenbach	Eberstadt	1862.
28	Glückauf	Hofgüll	1876—76.
29	Vereinigte Clara	Arnsburg	1870—78.
30	Birklar	Birklar	1871, 95—96.
31	Schöner Fund	Lieh	1856, 88, 99, 00, 12.
32	Eisenkaute	Albach	1862, 77.
33	Edelstein	Beuern	1873—74, 07—99.
34	Julia	Geilshausen	1891—95.
35	Rabenau	"	1871—75, 81—84, 99—03.
36	Theodor	Maulbach	1862—63, 73.
37	Stahl	Büßfeld	1890—95.
38	Vulkan	Blidenrod	1889—92, 97—00.
39	Glückauf	Weitershad	1868, 73—74, 83—84.
40*	Eichholz	Bernsfeld	1863—65, 71—75, 88—92, seit 05.
41*	Hedwig	Ndr.-Ohmen	1872—78, 83—85, 80—01, seit 05.
42	Ernestine	"	1883—06.
43	Toni	"	1872.
44	Bertha	Elpenrod	1884.
45	Alfred	"	1884.
46	Hanna	Wettershausen	1884, 00—02.
47*	Atzenhain	Atzenhain	sehr alt!
48	Eisenhoffnung	Lunda	1874—76, 96—02, 07—08.
49	Roth	"	1888—01.
50	Triangel	Beltershain	1874—75.
51	Reinhold	Reinhardshain	1881—82.
52	Brauner Berg	Grünberg	1888—95, 07—08.
53	Margaretha	"	1899—01.
54	Stangenrod	Stangenrod	1870—76, 80—85, 99—05.
55	Arnold	"	1860, 80—84, 99—01.
56	Ludwig	Lehnheim	1874—76, 80—85.
57	Eisen	Merlau	1889.
58	Ludwigsagen	"	1860—63, 70—75, 88, 91.
59	Mücke	Illdorf	1904—08.
60*	Illdorf	"	seit 1883.
61*	Luse	Gr.-Eichen	1877—85, 99—01.
62	Martin	Ruppertshain	seit 1909.
63*	Gehalt	Solms-Illdorf	1873—75, 79—80, 13.
64*	Emil	Flensungerhof	1873—75, 99—08, seit 13.
65*	Sophia	"	1874—75, seit 1888.
66*	Antonie	Stockhausen	1872—74, seit 08.
67*	Hoffnung	Weickartshain	1883—85, 99—02, seit 08.
68*	Stockhausen	Freinseen	1873—75, 88—01, 13.
69*	Weickartshain	"	1873.
70*	Neugrün-Hoffnung	Lardenbach	1873, seit 08.
71*	Schöne Aussicht	"	1888—90, 99—01.
72	Lardenbach	Laubach	1889—90, 03—07.
73*	Maximus	"	1889—90.
74	Christian	Selhröd	1889—90.
75	Vulkan	Laubach	1889—90.
76	Laubach I	Laubach	uralt!
77	Alte Gruben bei	Laubach	1888—91.
78	Abendröthe	Ettingshausen	1876.
79	Ettingshausen I	"	1862, 95.
80	Johanna	"	1887.
81	Marie	Münster	1872—75, 89—94.
82	Oswald	Ob.-Besingen	1877—80, 06.
83	Richard	Röthges	1877—85, 99—01.
84	Glücksfund	Ruppertsburg	1873—74, 83—84.
85	Hermann	Ndr.-Besingen	1872—74.
86	Eisenroth	Nonnenroth	1872.
87	Maria	"	1872—76, 83, 86, 07—11.
88	Marie	Villingen	1880—05.
89	Alte Hoffnung	Langsdorf	1872—73.
90	Anschluß	"	1872.
91	Rose	"	1872.
92	Hoffnung	"	1875—76.
93	Heegerich	"	1859—60.
94	Bertha	Hungen	1871.
95	Ferdinand	"	1872—74.
96*	Redemta	Feldheim	seit 05.
97	Feldheim	"	1868, 72—76, 83—86.
98	Julia	Bellersheim	1897—98.
99	Inheiden	Inheiden	1875.
100*	Verein. Wilhelm	Hungen	1863, 09—91, seit 07.
101	Moritz	"	1899—03.
102*	Abendstern	"	sehr alt!
103	Vereinigung	Stammheim	1873.
104	Struthwald	Gelnhair	sehr alt!
105	Bleichenbach	"	sehr alt!
106	Birkerts	Wenings	1866, 80, alt!
107	Mühlwäldchen	"	alt!
108	Stolberg	Glashütten	1871—73, 76, 80, 82.
109	Eisenberg	"	sehr alt!
110	Wolfgang	Burgbracht	1856.
111	Greibenhain	Greibenhain	uralt!
112	Adolf	Zell	1883—84.
113*	Marie I	"	seit 1893.

Anmerkung: Die mit * versehenen Gruben stehen zurzeit in Betrieb.

2

Geologische Zusammenfassung:

- Übersicht über die Geologie
- Geologische Karte
- Geologische Beschreibung
- Geologische Zusammenfassung
- Geologische Karte
- Geologische Beschreibung
- Geologische Zusammenfassung



~~AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
w KRAKOWIE
BIBLIOTEKA~~

Die Geologie der Gegend ist durch die
folgende Literatur
für die Gegend der Gegend
die Geologie der Gegend