

STAHL UND EISEN.

ZEITSCHRIFT

FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN.

Nr. 38.

18. September 1924.

44. Jahrgang.

Der Einfluß der ledeburitischen Gefügebestandteile bei der Erzeugung und Behandlung von Dreh- und Schnittstählen¹⁾.

Von F. Rapatz in Düsseldorf.

(Mitteilung aus der Versuchsanstalt der Firma Stahlwerk Gebr. Böhler, A.-G., Düsseldorf.)

(Hierzu Tafel Nr. 1.)

(Ledeburitstähle der Praxis. Wirkung der Ledeburitkarbide. Zusammensetzung und Größe der Ledeburitnetze. Verminderung der Härtebarkeit durch Ueberladung mit Legierungsmetallen. Einfluß der Erstarrungsgeschwindigkeit. Wärmeableitung der Blockformen. Schmieden und Walzen. Bestimmung des Warmverarbeitungsgrades aus der Streckung des Netzwerkes. Glühen, Härten.)

Seit Fettweis²⁾ weiß man, daß das in Edeltählen, insbesondere Chrom- und Wolframstählen, auftretende sogenannte Doppelkarbid einem Eutektikum entstammt, das etwa dem Ledeburit der reinen Eisen-Kohlenstoff-Legierungen entspricht. In späteren Arbeiten sind dann von Oberhoffer und Daeves³⁾, später Russel⁴⁾, die unteren Grenzen, bis zu denen in reinen Chrom- bzw. Wolframstählen das Eutektikum je nach dem Kohlenstoff- und Sondermetallgehalt auftrat, festgelegt und in einer Arbeit von Oberhoffer, Daeves und Rapatz⁵⁾ erneut nachgeprüft worden.

Ledeburitische Stähle, im folgenden einfach Ledeburitstähle genannt, werden in der Praxis hauptsächlich in vier Gruppen angewandt.

1. Die wichtigste Gruppe bilden die Schnellarbeitsstähle. Sie werden hauptsächlich für Dreh- und Hobelmesser, Fräser, Bohrer und Stempel verwendet, an die sehr hohe Anforderungen gestellt werden, und die selbst bei einer Dauererwärmung auf 400 bis 600° ihre Härte und Schneidkraft nicht verlieren dürfen. Ihre Zusammensetzung schwankt in den Grenzen 0,5 bis 0,9% C, 10 bis 20% W und 3 bis 6% Cr. Auch die an der unteren Grenze liegenden Stähle dieser Gruppe fallen nach den neueren Untersuchungen in den Bereich der Ledeburitstähle. Mit zunehmenden Legierungsbestandteilen wächst die Menge des Ledeburits; in ähnlichem Maße wirken auch die häufig gegebenen Zusätze von Molybdän und Vanadin.

2. Die zweite Gruppe bilden Chromstähle mit 1,4 bis 2,5% C, 4 bis 14% Cr. Sie werden für Zieh-

Schnitt- und Stanzwerkzeuge und in einigen Fällen auch als Fräser verwendet.

3. Eine dritte Gruppe bilden Stähle mit 1,3 bis 1,5% C, 4 bis 6% W und geringen Zusätzen von Chrom und Vanadin. Sie werden als Drehmesser zur Bearbeitung von besonders harten Werkstoffen, wie Hartguß, bei mittleren Schnittgeschwindigkeiten angewandt, so daß Härtebeständigkeit gegen hohe Anlaßtemperaturen von geringerer Bedeutung ist als gute Schneidkraft bei mäßiger Erwärmung. Man bezeichnet solche Stähle vielfach als Riffelstähle.

4. Schließlich gehören zu den Ledeburitstählen noch alle Kohlenstoffstähle mit mehr als 1,7% C. Bei ihrer Behandlung und Verwendung kann man sie trotz ihrer Zusammensetzung nicht mit dem dafür sonst üblichen Begriff „Roheisen“ bezeichnen, weil sie wie andere Stähle geschmiedet und unter Umständen auch gehärtet werden. Nach den Erfahrungen des Verfassers sind solche Stähle bis zu einem Gehalt von 2,8% C noch schmiedbar.

Alle diese Stähle können nur dann richtig erzeugt und behandelt werden, wenn man sich stets bewußt bleibt, daß sie im gegossenen Zustande ein Ledeburitnetz enthalten, das bei der Wärmebehandlung bis 1150° unverändert bleibt, und das beim Schmieden, Glühen und Härten in einschneidender Weise die Eigenschaften beeinflusst.

Ein Hauptgrund für die „Schneidhaltigkeit“ der Schnellarbeitsstähle liegt in der großen Anlaßbeständigkeit ihres Martensits. Daraus ergibt sich aber nicht ohne weiteres ein Anhaltspunkt, welche Rolle nun die in der martensitischen Grundmasse eingebetteten Karbide spielen.

Honda und Murakami⁶⁾ vermuten, daß die harten Körner ähnlich wie Sägezähne wirken. Zur Nachprüfung dieser Vorstellung wurde von einem gut durchgeschmiedeten, gehärteten und fertig zugschliffenen Schnellarbeitsmesser ein Querschliff hergestellt. Abb. 1 zeigt, daß unmittelbar an der Schneidkante auf einer Strecke von 1 mm vier bis

¹⁾ Bericht Nr. 41 des Werkstoffausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute. Zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf. Auszug aus der an der Techn. Hochschule in Aachen eingereichten Doktorarbeit.

²⁾ St. u. E. 32 (1912), S. 1866.

³⁾ St. u. E. 40 (1920), S. 1515/6; Z. anorg. Chem. 118 (1921), S. 55/74.

⁴⁾ J. Iron Steel Inst. 104 (1921), S. 247/95; vgl. St. u. E. 42 (1922), S. 429/30.

⁵⁾ St. u. E. 44 (1924), S. 432/5.

⁶⁾ J. Iron Steel Inst. 101 (1920), S. 647/57.

fünf Karbidkörner liegen. Das gleiche Messer ließ man auf einer Drehbank so lange arbeiten, bis die Schneidkante angefressen war. Im Gefügebild zeigte sich aber merkwürdigerweise keinerlei Änderung etwa derart, daß die Verteilung der Karbide eine andere geworden war oder einzelne Karbide erkennbar herausgebrochen waren.

Besteht die Auffassung, daß die Karbide wie harte Sägezähne in einer zäheren Masse wirken, zu Recht, so könnten vielleicht theoretische Erwägungen mechanischer Art Näheres über die günstigste Verteilung und Größe der Karbidkörner aussagen. Nach den Erfahrungen der Praxis scheinen gleich große und gleichmäßig verteilte Karbide am vorteilhaftesten zu sein. Das geht schon daraus hervor, daß bei größeren Schnellstahlwerkzeugen, wo aus Gründen der Verschmiedung eine gleichmäßige Verteilung nicht immer erreicht werden kann, nicht eine solche Leistungsfähigkeit zu erzielen ist wie bei kleinen Messern. Jedenfalls wird aber die Größe des Ledeburit-Netzwerkes bei gleichbleibendem Verarbeitungsgrad eine gewisse Rolle für die Schneideigenschaften spielen.

Es war deshalb wertvoll, festzustellen, in welcher Weise die chemische Zusammensetzung die Größe des Ledeburit-Netzwerkes beeinflusst. Zur Kornmessung wurde das übliche Kreisverfahren angewandt, die Ergebnisse sind in Abhängigkeit von der Zusammensetzung in Zahlentafel 1 eingetragen.

Man ersieht daraus, daß die Korngröße mit zunehmender Menge derjenigen Elemente, welche die Ledeburitbildung begünstigen (Kohlenstoff, Chrom, Wolfram), abnimmt. Die Versuche 5 bis 8 hatten den Zweck, zu untersuchen, ob durch geringe Mengen von Vanadin und Kobalt sowie von Aluminium und Kupfer ein Anreiz zur Kristallisationsbildung und damit eine Erhöhung der Kornzahl gegeben würde, die ihrerseits ein kleineres Netzwerk zur Folge haben muß. Sichere Schlüsse lassen sich aus den Ergebnissen in dieser Richtung jedoch nicht ziehen.

In reinen Kohlenstoffstählen bis zu 1,7% C enthält der Martensit, der durch Abschrecken aus dem Gebiet der festen Lösung erhalten wird, den gesamten Kohlenstoff. Durch Zusatz von Chrom und Wolfram wird, wie nachgewiesen, die Lösungsfähigkeit des Kohlenstoffs im Austenit vermindert und dadurch auch der Höchstkohlenstoffgehalt des

Zahlentafel 1. Korngröße des Ledeburit-Netzwerkes in Abhängigkeit von der Zusammensetzung.

Versuch Nr.	C %	Cr %	W %	V %	Al %	Co %	Cu %	Durchschnittskornzahl für den mm ²
1	0,60	1,08	13,36	—	—	—	—	23,8
2	0,70	1,08	13,41	—	—	—	—	30,6
3	0,82	2,90	13,98	—	—	—	—	174,6
4	0,84	2,80	14,99	—	—	—	—	209,1
5	0,92	2,33	14,66	0,73	—	—	—	197,4
6	0,78	2,72	14,59	—	0,32	—	—	174,9
7	0,90	2,67	14,59	—	—	1,02	—	151,4
8	0,75	3,03	14,60	—	—	—	0,75	102,3

Martensits herabgedrückt. Man kann annehmen, daß auch bei hochabgeschreckten Schnellstählen der Abschreckaustenit nicht mehr als etwa 0,5% C enthält, der Rest des Kohlenstoffs befindet sich in den Ledeburitkarbiden. Bei stärkeren Zusätzen von Chrom und Wolfram wird man schließlich zu einem Punkt gelangen, bei dem die Grundmasse so wenig Kohlenstoff enthält, daß sie nicht mehr härtpbar ist.

Zahlentafel 2 gibt die Ergebnisse der Härteprüfung an derartigen Eisenlegierungen. Man ersieht daraus, wie zu erwarten, daß bei Ueberladung mit Legierungsmetallen der Stahl seine Härtpbarkeit verliert; ferner, daß bei Chromlegierungen die Grenze der Härtpbarkeit höher liegt als bei Wolframlegierungen. So kann z. B. ein an sich nicht mehr härtpbarer Wolframstahl sogar durch Zusatz von Chrom bis zu einem gewissen Maße wieder härtpbar werden. Man kann dies vielleicht so erklären, daß bei Chrom und Austenit ein geringer Kohlenstoffgehalt zur Härtpbarkeit genügt, oder aber, daß bei einem gewissen Wolframgehalt bei Zusatz von Chrom letztgenanntes vorwiegend in die Grundmasse geht.

Das im homogenen Stahl vorhandene Ledeburit-Netzwerk läßt sich durch keinerlei in der Praxis übliche Wärmebehandlung beseitigen oder auch nur in seiner Größe verändern. Nun ist bekannt und später durch Oberhoffer⁷⁾ erneut nachgewiesen, daß die Größe des Netzwerkes, ebenso wie beim Roheisen, durch die Art der Erstarrung stark beeinflusst wird. Da aber durch Schmieden dieses Netzwerk zwar gestreckt, aber nicht zum Verschwinden gebracht wird, so müssen sich die Folgen eines groben Netzwerkes auch im

Zahlentafel 2. Ergebnisse der Härteprüfung.

Versuch Nr.	Zusammensetzung						Härte				
							im Rohzustand		bei 950° abgeschreckt		bei 1100° abgeschreckt
	C %	Cr %	W %	Mo %	V %	Co %	Sprung Brinell	Sprung Brinell	Sprung Brinell	Sprung Brinell	
1	0,91	0,19	23,07	—	—	—	45 360	45 352	—	—	
2	1,26	—	24,87	—	—	—	44 293	44 315	47 321	—	
3	1,51	6,97	16,92	—	—	—	60 477	74 534	—	—	
4	1,76	9,42	19,60	—	—	—	58 435	57 420	56 420	—	
5	1,84	6,62	17,81	—	—	—	53 314	70 584	—	—	
6	2,40	20,4	14,47	—	—	—	52 344	56 381	56 440	—	
7	2,88	15,27	12,46	—	—	—	59 514	66 540	56 450	—	
8	3,05	26,67	8,95	—	—	—	56 534	57 480	57 495	—	
9	0,65	5,20	24,72	1,97	1,0	2,29	35 270	—	—	34 270	
10	0,62	4,31	19,53	2,37	2,2	—	38 321	—	—	36 285	
11	Ferro-Chrom 2,80% C, 60,0% Cr						60 450	—	—	60 450	—

⁷⁾ St. u. E. 42 (1922), S. 1240.

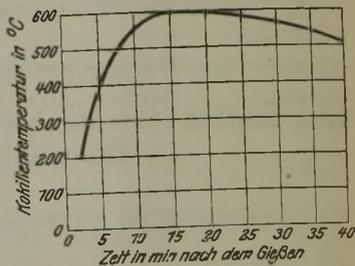


Abbildung 5. Temperaturanstieg der Kokille nach dem Eingießen.

weitgehend verschmiedeten Stück noch bemerkbar machen. Einige Versuche sollen den Einfluß der Abkühlungsgeschwindigkeit auf die Netzwerkbildung zeigen. Eine Probe der Zusammensetzung 0,61 % C, 4,74 % Cr, 19,85 % W, 0,83 % V und 1,38 % Mo wurde kurz vor dem Vergießen dem Elektroofen entnommen und in kaltes Wasser geworfen. Abb. 2 zeigt das Kleingefüge.

Ein größerer Stahlblock unterliegt in seinen verschiedenen Teilen sehr verschiedenen Abkühlungsbedingungen. Die in der Nähe der Oberfläche liegenden Teile werden durch die Kokillenwand schroff abgekühlt; je weiter die Teile von der Oberfläche entfernt sind, desto langsamer kühlt sich der Stab ab. Der Block zeigt infolgedessen in den Randteilen feines und gegen die Mitte zu immer gröberes Ledeburit-Netzwerk. Abb. 3 und 4 zeigen den Unterschied in der Korngröße bei vollkommen gleicher chemischer Zusammensetzung zwischen Mitte und Rand ein und desselben Blockes.

In Zahlentafel 3 sind die Ergebnisse der Kornmessungen an einer Reihe von Proben, die dem gleichen Block entnommen waren, wiedergegeben. Die chemische Untersuchung zeigte, daß gleichzeitig die Zusammensetzung in bezug auf Kohlenstoff-, Chrom- und Wolframgehalt nur sehr wenig

Zahlentafel 3. Korngröße des Ledeburits in verschiedenen Blockteilen.

Lage der Probe	Durchschnittliche Kornzahl auf 1 mm ²
Am Seitenrand des Blockes	2101
In der Blockachse unterhalb des Lunkers	131
Mittelpunkt des Blockes	151
10 mm von der Bodenplatte	726
38 mm vom Seitenrand	186
Blockkante an der Bodenplatte	2600

verschieden war. Die Grenzwerte betragen 0,87 bzw. 0,95 % C, 4,5 bzw. 4,7 % Cr, 19,5 bzw. 20,2 % W. Von nennenswerten Steigerungen kann also hier nicht gesprochen werden, der Unterschied zwischen Mitte und Rand besteht nur in der Ausbildung des Ledeburit-Netzwerkes.

Die Versuche zeigen:

1. Der Unterschied in der Korngröße zwischen Mitte und Rand des Blockes ist auffallend groß. Das Korn in der Blockachse ist etwa zwanzigmal so groß wie am unteren Seitenrand.

2. Durch das schroffe Abschrecken aus dem Schmelzfluß in Wasser ist merkwürdigerweise kein wesentlich feineres Korn zu erzielen, als es sich am Rand der Kokille bei normaler Abkühlungsweise bildet.

3. Die Bodenplatte zeigt etwa die gleiche Abschreckwirkung wie die Seitenwände.

Durch Berechnung sollte festgestellt werden, wie die Verhältnisse in der Praxis liegen und ob die Blockformen diejenige Wärme rasch aufnehmen, die bis zur völligen Erstarrung frei wird.

Der Rechnung wurde ein praktischer Fall zugrunde gelegt, bei der der Schnellstahlblock etwa

100 kg wog und die Blockform ungefähr gleich schwer war wie der Stahlblock. Um die Rechnung zu führen, mußten erst folgende Werte durch Versuche ermittelt werden:

1. Die gesamte Wärmemenge, die der Stahl von der Gießtemperatur bis zum Abkühlen auf Lufttemperatur abgibt. Dieser Wert wurde durch Abschrecken des schmelzflüssigen Stahles in kaltem Wasser kalorimetrisch ermittelt.

2. Die durchschnittliche spezifische Wärme der Schnelldrehstähle von 30 bis 1150°. Dieser Wert wurde wie bei 1 kalorimetrisch durch Abschrecken bestimmt.

3. Die Höchsttemperatur, die die Blockform annimmt. Der Verlauf der Blockformtemperatur wurde durch Schaulinien dargestellt und zeigte in allen untersuchten Fällen eine Form, wie sie aus Abb. 5 zu ersehen ist. Es fällt auf, daß die Höchsttemperatur der Blockform mit etwa 600° in raschem Anstieg erreicht wird, während die Abkühlung sehr langsam vor sich geht.

Untersucht wurden vier Schnellstahlschmelzungen mit 9 bis 18,5 % W.

Das Ergebnis der Versuche ist in Zahlentafel 4 zusammengefaßt. Um eine rasche Erstarrung zu gewährleisten, müßten die in Spalte 4 angegebenen

Zahlentafel 4. Ergebnisse der kalorimetrischen Messungen.

Nr.	1. Höchste Blockformtemperatur °C	2. Wärmeabgabe für 1 kg Stahl v. Gießen bis Lufttemperat.	3. Wärmeabgabe für 1 kg Stahl vom Gießen bis 1150°	4. Wärme, die 1 kg Stahl an Kokille rasch abgibt	Wolfram- und Vanadengehalt des Schnellstahles	
					% W	% V
1	610	292 WE	128 WE	102 WE	8,7	—
2	610	285 WE	132 WE	96 WE	13,9	—
3	600	253 WE	103 WE	93 WE	18,46	0,83
4	600	254 WE	105 WE	92 WE	18,46	0,15

Wärmemengen, das sind diejenigen, welche die Kokille rasch aufnimmt, größer sein als die der Spalte 3, das sind diejenigen, die der Stahl bis zur vollendeten Erstarrung abgibt. Das ist nicht der Fall, also war die Erstarrung noch nicht vollendet, als die Höchsttemperatur der Blockform erreicht wurde. Die Erstarrung des Blockinnern ging erst in einer zweiten Periode vor sich, als die Blockform sich langsam abkühlte; die Folge davon ist grobes Netzwerk im Innern.

Zu dieser Betrachtung ist eine Einschränkung hinzuzufügen. Sie gilt, streng genommen, nur dann, wenn der Stahl durch den ganzen Querschnitt gleichzeitig erstarrt. In Wirklichkeit liegen die Verhältnisse für die Bildung einer raschen Erstarrung durch den ganzen Blockquerschnitt und damit der Bildung feinen Netzwerkes noch ungünstiger. Die Randteile unterliegen günstigeren Abkühlungsbedingungen, als dieser Berechnung entspricht, d. h. sie werden schon erstarrt sein, wenn die Blockform noch immer stark aufnahmefähig ist. Dieser für den Randteil vorteilhafte Umstand benachteiligt aber das Innere, denn die Wärmemenge, die der Rand nach seinem Erstarren noch rasch an die

Blockform abgibt, geht auf Kosten derjenigen Wärmemengen, die das Innere des Blockes in dieser Zeit abgeben sollte, um rasch zu erstarren. Das Blockinnere ist demnach noch ungünstiger gestellt, als es sich nach der vorstehenden Rechnung ergäbe.

Hat man Blöcke vor sich, die sich nach oben verjüngen, so besteht keine Aussicht, eine günstigere Wirkung mit dickerer Kokille zu erreichen, da sich der Block nach kurzer Zeit von der Kokille ablöst. Es tritt hier dieselbe Erscheinung auf, wie Schütz⁸⁾ nachgewiesen hat. Verjüngt sich der Block nach unten, so wird sich nach einiger Zeit ein Luftraum zwischen Block und Kokille einstellen. Außerdem wird der Blockrand bald dieselbe Temperatur haben wie die Kokille, und der Blockrand wird mit der Kokille zusammen wie eine dicke heiße Kokille wirken, so daß es auch hier fraglich ist, ob durch dicke Kokillen eine bedeutende Besserung zu erzielen ist.

Es ergibt sich also, daß es praktisch nicht möglich ist, im Innern von größeren Blöcken rasche Erstarrung zu erreichen. Um feines Netzwerk durch den ganzen Querschnitt zu ermöglichen, müßten ganz dünne Blöcke gegossen werden, die aber den Nachteil hätten, daß sie infolge Transkristallisation sehr spröde wären. Daß man aber tatsächlich schon praktisch daran gedacht hat, Verfeinerung des Gefüges anstatt durch Schmieden durch Gießen von kleinen Stücken zu erzielen, beweisen öfters wiederkehrende Nachrichten aus Amerika, daß Schnellstahlwerkzeuge unmittelbar in die Form des Werkzeuges gegossen werden.

Das Schmieden aller Stähle findet meist im Bereiche der festen Lösung statt. Bei Ledeburistählen ist dies nicht möglich. Unterhalb 1150° stellen die Ledeburitkarbide harte Körner dar, die sich beim Schmieden wie Fremdkörper verhalten und durch Streckung mechanisch nur verteilt werden können. Oberhalb 1150° ist das Schmieden nicht ratsam, weil sich flüssige Schmelze bildet, die das Aufbrechen des Stahles zur Folge hätte.

Schon Oberhoffer⁹⁾ hat gezeigt, daß die Folgen groben Netzwerkes im Gußzustand sich noch im geschmiedeten Stück bemerkbar machen. Ist die Karbidverteilung schon im Guß eine feine, oder werden Blöcke, wenn auch bei etwas grober Karbidverteilung, sehr stark herabgeschmiedet, so ist eine gleichmäßig feine Verteilung im Querschnitt zu sehen. Sollen aber stärkere Stäbe hergestellt werden, für die nur große Blöcke verwendet werden können, in denen das Karbidnetzwerk grob ist, so ist eine gleichmäßige Verteilung im fertigen Querschnitt überhaupt nicht zu erreichen.

An folgenden Beispielen soll der Einfluß der Verschmiedung in verschiedenen Fällen gezeigt werden.

1. Schmiederversuch: Ein Knochenstück mit 12,5 % Cr, 2,10 % C und 50 mm Φ , dessen Gefüge durch den ganzen Querschnitt der Abb. 6 entsprach, wurde durch Schmieden auf vierfache Länge gestreckt. Das Gefüge des geschmiedeten Stückes

im Querschliff ist aus Abb. 7 ersichtlich. In diesem Falle genügte also vierfache Verschmiedung, um die Karbide im Querschnitt gleichmäßig zu verteilen.

2. Schmiederversuch: Aus einem Rundblock eines Schnellarbeitsstahles von 300 mm Φ wurde ein Stab mit 20 mm Φ gewalzt, was einer 250fachen Verwalzung entspricht. Im Querschliff zeigte sich gleichmäßige Verteilung. Im Längsschliff (Abb. 8) aber ist selbst in diesem Falle äußerst weitgehender Verwalzung immer noch zeilenförmige Anordnung der Karbide zu bemerken. Hier wird besonders deutlich, daß sich die Karbide beim Schmieden unterhalb 1150° wie fremde Einschlüsse verhalten.

3. Schmiederversuch: Ein Rundblock mit 12,8 % Cr, 2,20 % C, mit rd. 350 mm Φ wurde auf rd. 140 mm Φ ausgeschmiedet. Von dem mithin auf ein Sechstel des ursprünglichen Blockquerschnittes verschmiedeten Stabes wurden Querschliffe vom Stabinnern (Abb. 9) und vom Stabrand (Abb. 10) hergestellt. Das Bild aus der Mitte macht noch den Eindruck wenig veränderten Gußgefüges, trotzdem die Verschmiedung ziemlich stark war. Man sieht, daß es in diesen und ähnlichen Fällen nahezu unmöglich ist, die für das Werkzeug günstigste Karbidverteilung zu erzielen. Sie bleibt bei größeren Querschnitten weit hinter dem gewünschten Maß zurück. Der innere Teil des Blockes wird durch Schmieden nur gestreckt, und die am Rande wirksame karbidverteilende Durchknetung dringt nicht bis in die Mitte vor. Außerdem liegen die Verhältnisse für den Rand an und für sich günstig, weil er vom Guß her noch feineres Netzwerk hat als die Mitte. Vollkommene Durchknetung des Innern könnte nur durch starkes Stauchen und darauffolgendes nochmaliges Strecken erreicht werden, ein Verfahren, das aus praktischen Gründen kaum durchführbar ist.

Es bleibt nichts anderes übrig, als den Fehler so klein wie möglich zu machen und zwischen den verschiedenen Schwierigkeiten zu wählen. Gießt man kleine Blöcke mit feinerem Ledeburit-Netzwerk, so muß man auf starke Durchschmiedung verzichten. Wählt man die Blöcke aber groß, um starke Verschmiedung geben zu können, so wird das Netzwerk durch langsames Abkühlen außerordentlich vergrößert. Es zeigt sich hier wieder, wie wichtig es ist, schon im Block feine Karbidverteilung zu erzielen.

Es ist von Bedeutung, zu entscheiden, ob es günstiger ist, große Blöcke zu gießen und stark zu strecken, oder bei kleinen Blöcken auf starke Streckung zu verzichten. Die praktische Erfahrung scheint zu lehren, daß günstigere Karbidverteilung erzielt wird, wenn man den zweiten Fall wählt. Dies hat noch den großen Vorteil, daß man sich viel Schmiede- oder Walzarbeit erspart.

Hier möge noch erwähnt werden, daß Ledeburistähle in starken Abmessungen im Innenteil oft schieferbruchähnliche Bruchgefüge aufweisen; die Ursache des Schieferbruches ist eben immer irgendeine Zeilenstruktur, möge sie nun durch Phosphor-seigerungen, Schlackeneinschlüsse oder Karbidzeilen hervorgerufen sein.

⁸⁾ St. u. E. 42 (1022), S. 1610.

⁹⁾ A. a. O.

Da das Ledeburit-Karbid-Netzwerk beim Schmieden weder durch Auflösung noch durch Rekristallisationserscheinungen verändert wird, so bildet seine Streckung ein bequemes Maß für den Grad der Durchschmiedung. Es beruht auf denselben Grundsätzen, wie sie Heyn und Bauer¹⁰⁾ für kaltgestrecktes Eisen verwenden. Das Verschmiedungsmaß läßt sich auf Grund folgender Ueberlegung berechnen: Unter Streckungsgrad verstehen Heyn und Bauer nur das Verhältnis von Längs- zur Querstreckung der Kristalle. Dieses Verhältnis gibt noch nicht das Maß der Verschmiedung. Es ist z. B. bei einem flachen Stück für den Streckungsgrad nicht gleichgültig, ob es von der schmalen oder breiten Seite angesehen wird. An der Breitseite wird der Heyn-Bauersche Streckungsgrad kleiner sein als an der Schmalseite, obwohl selbstverständlich für den Stab nur ein einziges Verschmiedungsmaß in Betracht kommt. Denken wir uns im Innern eines Blockes einen würfelförmigen Teil: mit der Seitenlänge a (Abb. 11). Wird nun der Block durch Schmieden oder Walzen gestreckt, so entsteht aus dem Würfel ein Prisma mit quadratischer Grundfläche. Die Breite des Prismas sei b und die Länge l . Das Maß der Verschmiedung als Verhältnis von Block zum Stabquerschnitt ist $\frac{a^2}{b^2}$. Da der Rauminhalt des Würfels gleich ist dem des Prismas, so gilt:

$$a^3 = l b^2, \text{ daraus folgt } a^2 = \sqrt[3]{l^2 \cdot b^4} \text{ und}$$

$$\frac{a^2}{b^2} = \sqrt[3]{\frac{l^2 \cdot b^4}{b^2}} = \sqrt[3]{\frac{l^2 \cdot b^4}{b^6}} = \sqrt[3]{\left(\frac{l}{b}\right)^2}.$$

Das gewünschte Maß der Verschmiedung $\frac{a^2}{b^2}$ läßt sich also errechnen aus dem Verhältnis Länge zur Breite der gestreckten Kristallkörner.

An einem praktischen Beispiel möge die Anwendbarkeit dieses Verfahrens gezeigt werden. Ein

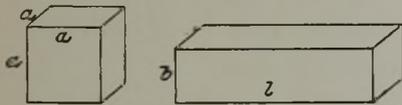


Abbildung 11. Schema der Raumverteilung bei der Streckung.

Block mit ungefähr 220 mm Φ wurde auf 150 mm Φ verschmiedet. Das Verschmiedungsmaß war also 3,4; nach obigem Verfahren erhielt man 3,8. Die Uebereinstimmung ist also für praktische Zwecke genügend genau. Ist die Verschmiedung so weit gegangen, daß mehr parallel gerichtete Körner zu sehen sind, was schon bei zehnfacher Verschmiedung der Fall ist, so ist das Verfahren nicht mehr anwendbar. Auch ist darauf aufmerksam zu machen, daß das Verfahren nur dann brauchbar ist, wenn der Stahl einen dem Block ähnlichen Querschnitt hat.

Alle Glühversuche mit Ledeburitstählen bewiesen, daß bis zu einer Glüh Temperatur von 1150° der Bestandteil, der als Ledeburit angesprochen wird, sich nicht änderte. Die Aenderungen erstreckten sich ausschließlich auf die Grundmasse, aus der je nach der Glüh Temperatur und je nach

der darauffolgenden Abkühlung mehr oder weniger Zementit abgeschieden wurde. Werden geschmiedete Stähle mit gestreckten Karbidzeilen geglüht, so bleiben die Zeilen bis zu 1150° vollständig bestehen; erst darüber hinaus treten Aenderungen ein. Besonders lehrreich ist folgender Versuch: Ein geschmiedeter Rundstab wurde nach dem von Daev¹¹⁾ angegebenen Verfahren der stetigen Schlifflie behandelt, in der Mitte durchbohrt, in die Bohrung ein Pyrometer eingeführt und eine Stunde so erhitzt, daß das eine Ende 1200° innehielt, während das andere Ende aus dem Ofen an die kalte Luft herausreichte. Die stetige Gefügeuntersuchung ergab, daß die Polyederbildung erst bei ungefähr 1150° (Abb. 12) beginnt, bei 1180° (Abb. 13) waren alle Karbide in ein neues Eutektikum zusammengeflossen. Anschließende Haltepunktbestimmungen fanden bei 12-%-Chromstählen und bei 17-%-Wolframstählen Haltepunkte zwischen 1150 und 1160°¹²⁾.

Beim Härten der Ledeburitstähle muß berücksichtigt werden, daß sich die Ledeburitikarbid bis zu einer Abschrecktemperatur von 1150° nicht ändern. Ueber diese Temperatur hinaus kann sich, wie Oberhoffer¹²⁾ beschreibt, Ledeburit neu bilden. Wird der Stahl aber nur kurze Zeit über 1150° gehalten, so können trotzdem die Ledeburitikarbid noch unverändert bleiben, wenn der Stahl so gehärtet wurde, daß man ihn rasch erhitzte und, ohne auf der Temperatur zu halten, abschreckte.

Nach allgemeiner Erfahrung ist es notwendig, bei Schnellarbeitsstählen eine sehr hohe Härtetemperatur anzuwenden, da dadurch die Schneidhaltigkeit erhöht wird. Die aus hohen Temperaturen abgeschreckten Schnellstähle behalten ihre Härte beim Anlassen länger als die aus niedrigen Temperaturen abgeschreckten. Die Härtetemperatur liegt zwischen 1100 und 1300°, in vielen Fällen also oberhalb 1150°, d. h. oberhalb des Schmelzpunktes des Ledeburits. Aus diesem Grunde dürfen Schnellstähle nur ganz kurze Zeit auf Härtetemperatur gehalten werden, damit die Ledeburitikarbid keine Zeit haben, zusammenzufließen und neues Gußgefüge zu bilden, weil dies Sprödigkeit und schlechten Bruch hervorruft und Ueberhitzung beim Härten bedeutet. Um nun zu erreichen, daß bei möglichst hoher Härtetemperatur noch kein Zusammenfließen eintritt, ist die Zusammensetzung des Stabes entsprechend zu wählen. Erhöhung der Legierungsbestandteile Wolfram, Molybdän, Vanadin bis zu einem gewissen Grad macht den Stahl unempfindlicher gegen Ueberhitzung, d. h. die Diffusion der Karbide in ein Eutektikum wird verzögert, obwohl die Gleichgewichtstemperatur des Eutektikums durch die in der Praxis vorkommenden Zusätze kaum geändert wird; sie liegt immer bei etwa 1150 bis 1160°¹³⁾.

Ueber ein gewisses Maß an Legierungsgehalt hinaus werden die Stähle wieder empfindlicher beim Härten, wahrscheinlich deshalb, weil die große

¹¹⁾ Vgl. St. u. E. 43 (1923), S. 1137.

¹²⁾ Oberhoffer: Das schmiedbare Eisen. Berlin. Springer 1920. S. 306.

¹⁰⁾ Metallographie II, S. 118 (Sammlung Göschen).

Menge von ledeburitischen Bestandteilen die Neubildung des Eutektikums trotz geringerer Diffusionsgeschwindigkeit erleichtert. Besonders der Ueberzehrung förderlich ist hoher Kohlenstoffgehalt.

Es ist einigermaßen erstaunlich, daß die Tatsache der ledeburitischen Eigenschaften vieler Stähle, besonders der so wichtigen Schnelldrehstähle, fast nicht beachtet wird, obwohl schon Fettweis vor 12 Jahren klar darauf hingewiesen hat. Man findet oft die merkwürdigsten Ansichten über den Ursprung und die Eigenschaften des Karbidnetzwerkes, das einige Verfasser durch Glühen, andere durch Schmieden zum Verschwinden bringen wollen. Es sei hier der Vorschlag gemacht, die Stähle dieser Art nicht „Doppelkarbidstähle“, sondern „Ledeburitstähle“ zu nennen, da unter „Doppelkarbid“ nicht nur das ledeburitische Karbid, sondern allerlei andere mehr oder weniger theoretisch festgelegte chemische Verbindungen verstanden werden, die sich auch in einem Stahl vorfinden können, wo keine freien Karbidkörner zugegen sind.

Zusammenfassung.

1. Es werden die in der Praxis in größerer Zahl verwendeten Ledeburitstähle aufgezählt und im Anschluß daran die Wirkungsweise der Karbide bei der Schneidarbeit gestreift.

2. Es wird der Einfluß der Zusammensetzung auf die Größe des Netzwerkes untersucht und gefunden, daß im allgemeinen das Netzwerk um so kleiner ist, je mehr ledeburitbildende Bestandteile vorhanden sind.

3. Bei der Wahl der Zusammensetzung von Ledeburitstählen ist darauf zu achten, daß nicht zu

viel Legierungsbestandteile vorhanden sind, weil sonst die Härte verloren geht.

4. Im Anschluß an Oberhoffer wird der Einfluß verschiedener Erstarrungsbedingungen, wie er bei der Erzeugung im großen vorkommt, behandelt. Es wird gezeigt, daß die Größe des Netzwerkes in verschiedenen Teilen von in Kokillen gegossenen Stahlblöcken sehr verschieden ist.

5. Es wird festgestellt, daß unter praktischen Verhältnissen das Blockinnere zu langsam abkühlt, um dort feines Netzwerk entstehen zu lassen.

6. An mehreren Beispielen wird der Einfluß der Schmiedung untersucht und darauf hingewiesen, wie schwer es ist, bei größeren Querschnitten gleichmäßige Karbidverteilung durch Verschmiedung zu erreichen. Es wird ein Verfahren angegeben, aus der Streckung des Netzwerkes das Verschmiedungs- oder Verwalzungsmaß zu berechnen.

7. Glühungen bis 1150° ändern in keiner Weise das Netzwerk. Selbst bei noch höherer Temperatur ist die Korngröße schwer zu ändern. Als Schmelzpunkt des Ledeburits in Chrom- und Wolframstählen werden Temperaturen zwischen 1150° und 1160° gefunden¹³⁾.

8. Das Verhalten der Karbide beim Härten der Schnellstähle und bei Abschrecktemperaturen über 1150° wird untersucht.

¹³⁾ Nach einer Mitteilung von Dr. Ing. W. Oertel liegt die Schmelztemperatur des Ledeburits wohl bei Chromstählen zwischen 1150 und 1160° , dagegen bei Wolframstählen höher. Diese Angabe wurde vom Verfasser nachgeprüft und gefunden, daß die betreffende Temperatur bei Schnellstählen tatsächlich zwischen 1200 und 1300° liegt, wobei die Schmelztemperatur mit dem Wolframgehalt ansteigt. Diese hohe Schmelztemperatur des Schnellstahl-Ledeburits würde erklären, warum hochwolframhaltige Schnellstähle gegen hohe Härtetemperaturen so unempfindlich sind.

Betriebsanlage und technische Gliederung nordamerikanischer Hochofenwerke.

Von Dr.-Ing. O. Wehrheim in Ymuiden (Holland).

(Schluß von Seite 1112.)

(Abwasserreinigung. Gießmaschine. Maschinenbetrieb. Richtlinien für die konstruktive Durchbildung der Hochofenanlage. Leistungen verschiedener Hochofenanlagen vor und nach ihrem Umbau. Ofenbetrieb.)

Die Abwasserreinigung.

Für die Reinigung der Abwässer aus den Gaswaschern und Kläranlagen von Hütten und chemischen Werken hat sich der Dorr-Reiniger allgemein eingebürgert. Er besteht (s. Abb. 18) aus einem kreisrunden Betonbehälter mit einem nach seiner Mitte hin konisch verlaufenden Boden, über dessen Mitte ein mit schräggestellten Zinken versehenes Kreuzstück aufgestellt ist, das durch Motorantrieb in drehende Bewegung versetzt, dauernd den Bodensatz nach der tiefsten Stelle bewegt, von wo der Schlamm durch eine selbsttätig arbeitende Diaphragmapumpe in bestimmten Zeitabständen entfernt wird. Die zu klärenden Abwässer fließen aus einer Rinne in der Mitte des Behälters aus und verteilen sich über dessen ganze Oberfläche, wobei die Schwebstoffe allmählich niedersinken. Der Behälter besitzt am äußeren Um-

fang einen Trog, über dessen äußere niedrigere Wand das gereinigte Wasser abfließt.

Für etwa 7000 m^3 Abwässer in 24 st besitzt der Betonbehälter einen Durchmesser von rd. 14 m. Von einer Menge von 35 t Schwebstoffe im einfließenden Wasser werden etwa $33,25 \text{ t} = 95\%$ in 24 st niedergeschlagen. Versuche ergaben bei 118 g Gichtstaub je m^3 einfließenden Wassers $5,5 \text{ g}$ Schwebstoffe im abfließenden Wasser, während der abgeführte Schlamm 52% Schwebstoffe enthielt.

Man kann damit rechnen, daß das den Reinigungsapparat verlassende Abwasser je m^3 $0,1$ bis $0,2 \text{ g}$ Schwebstoffe enthält. Dieser Apparat besitzt einen ausgezeichneten Wirkungsgrad bei einfacher Handhabung. Die gleichzeitige Anwendung von Vor- und Nachreinigungsbecken und somit auch die Notwendigkeit der Zentralisation der Klä-

anlagen fällt bei diesem Verfahren fort. Die Anlagekosten des flachen, zu ebener Erde gelegenen Dorr-Apparates für zwei Hochofen werden auf höchstens 50 % einer Reinigungsanlage gleicher Wirkung und anderer Herkunft berechnet.

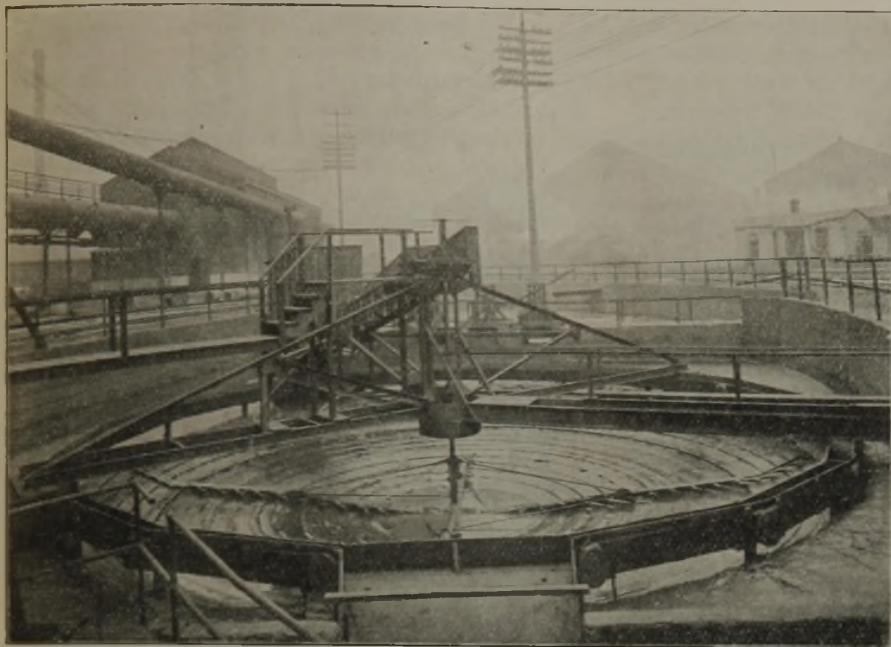


Abbildung 18. Dorr-Abwasserreiniger.

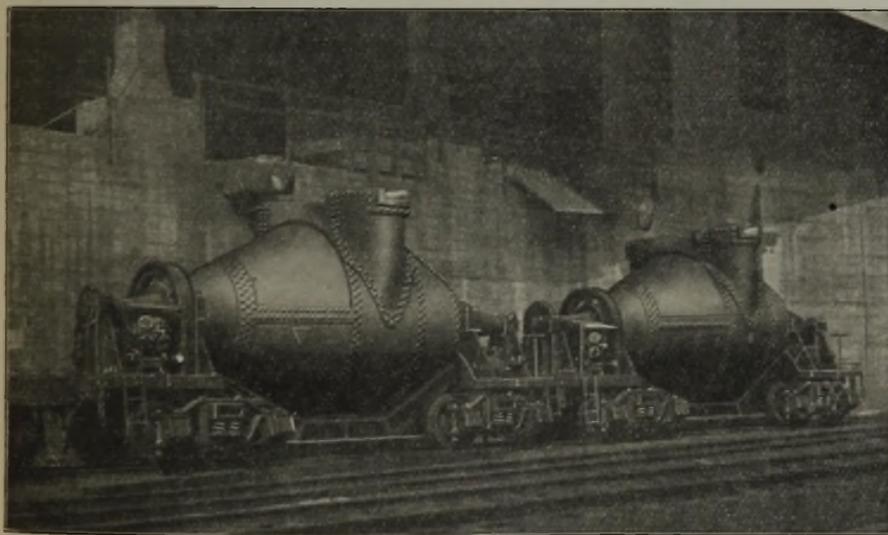


Abbildung 19. Geschlossene 100-t-Roheisenpfanne.

Der Apparat arbeitet mechanisch und bedarf keiner dauernden Ueberwachung. Von Bedeutung ist eine Versuchsanlage zu dem Zweck, den gewonnenen Schlamm unter Anwendung eines Vakuums von Wasser zu befreien. Erhalten wird ein Kuchen mit 12 bis 18 % Wasser und 35 bis 40 % Eisen. Er wird mit zwei Teilen Trockenstaub vermischt, unmittelbar verarbeitet oder gesintert. Auf diese Weise sollen die Verluste an Eisen im Abwasser der Gaswascher verhindert werden. Diesem Verfahren bringt man große Aufmerksamkeit entgegen.

Die Gießmaschine.

Die in Amerika zuverlässig entwickelte Roheisen-Gießmaschine ist zu einem unentbehrlichen Bestandteil des Hochofenbetriebes geworden. Ungefähr 10 bis 12 % der Roheisenerzeugung werden in Sand und 35 % mit der Gießmaschine vergossen, während der Rest flüssig weiter verarbeitet wird. Das Vorurteil der amerikanischen Gießereien gegen das feinkörnigere Gießmaschineneisen zugunsten grobkörnigen Sandeisens von oft chemisch schlechterer Beschaffenheit ist seit langer Zeit überwunden. Seitdem hat sich der Großbetrieb durch den Fortfall ausgedehnter Gießhallen, ihres schwierigen Handbetriebes und der Eisenverluste vereinfacht und verbilligt. Nur wenige kleinere Gießereien bevorzugen heute noch das Sandeisen.

Die muldenförmigen Gießformen sind in endlose Gliederketten eingebaut (s. Abb. 5). Der Antrieb der Maschine geschieht vermittels 20- bis 25-PS-Motoren. Eine starke Beanspruchung der einzelnen Teile durch das flüssig vergossene Eisen und dessen Gewicht setzt eine sorgfältige Auswahl der verwendeten Baustoffe voraus.

Die mittlere Leistung einer doppelteiligen Gießmaschine beträgt 100 t arbeitsstündlich vergossenen Eisens. Ein 300-t-Hochofen ist meist mit einer einteiligen Maschine ausgerüstet, während für einen 400- bis 700-t-Ofen die Doppelmaschine gewählt wird. Vielfach stehen die Hochofen durch Vermittlung einer Gießpfanne unmittelbar mit der Gießmaschine in Verbindung, so daß ein Transport des flüssigen Eisens in Pfannen fortfällt (Abb. 19). Die Bedienung der Gießmaschine erfordert 4 bis 5 Mann, die während der Zwischenzeit mit anderen

Arbeiten, wie Ausbesserung und Reinigung der Pfannen, beschäftigt werden. Von Vorteil ist der Fortfall von Verlusten an Schrott- und Abfalleisen, wie er häufig beim Sandbetrieb zu beobachten ist. Einschließlich der Betriebs- und Reparaturlöhne, der Schmiermittel, anderer Materialien, des Licht- und Kraftbedarfs und der Unterhaltung stellen sich die Gießkosten je Tonne vergossenen Roheisens nach zuverlässigen Ermittlungen auf weniger als 1% der Gesteungskosten für die Tonne Roheisen.

Bei Sandeisenbetrieb werden die vergossenen Mengen nach ihrem Erkalten durch Masselbrecher zerkleinert, niemals wird das weiche Eisen von Hand aufgebrochen. Das Formen des Sandes erfolgt entweder mit Hilfe von Holzmasseln, von Hand oder durch Vermittlung von Stahlwalzen, die das Formen für 100 t Roheisen in 15 min erledigen.

Maschinenbetrieb.

In den amerikanischen Hochofenbetrieben, abgesehen von den größten, hat sich bis heute noch zäh die Dampfmaschine behauptet. Die Ueberzeugung von einer wirtschaftlichen Ueberlegenheit der Gasmaschine hat sich bei einer Anpassung der Dampfmaschine an eine wachsende Windpressung und Windmenge noch nicht durchsetzen können, auch fehlte es an einer frühzeitigen organischen Entwicklung der in Europa bereits mit großer Betriebssicherheit und Wirtschaftlichkeit arbeitenden Gasmaschine.

Den Mehraufwand an Brennstoff im Dampfbetrieb hielt man mehr als ausgeglichen durch das höhere Anlagekapital für die Gasmaschine und die mit ihr verbundene maschinelle Gasreinigungsanlage, ohne die ein geregelter Gasmaschinenbetrieb nicht denkbar ist.

In älteren amerikanischen Hochofenwerken findet man noch stehende, langsam laufende Dampfgebläse, während die neueren Anlagen liegende Verbundmaschinen mit hoher Umdrehungszahl (bis 90) oder Turbogebälse verwenden. Neben der liegenden Dampfmaschine mit unmittelbar angetriebenem stehendem Gebälse ist die neue, liegende Maschine in Zwillings-Tandem-Anordnung mit bester Ausnutzung hohen Vakuums im Betrieb zu finden. Die Verbesserung seines Wirkungsgrades und seiner Zuverlässigkeit bei hoher Pressung und Windmenge hat das Turbogebälse zu einem scharfen Wettbewerber des Kolbengebläses gemacht. Vermittels besonderer Regelung läßt sich eine gleichbleibende, innerhalb 3% schwankende Windmenge erreichen.

In fast allen Fällen wird der Antrieb der nach dem System Rateau und der General Electric Co. gebauten Turbogebälse durch unmittelbar gekuppelte Dampfturbinen, seltener durch Gleich- oder Drehstrommotoren bewirkt.

Die Gründe für die sich mehrende Anwendung der Turbine liegen in der Hauptsache in den niedrigeren Baukosten für die Maschine, ihrer Fundamente und Gebäude, die mit 80% der schnellaufenden Kolbengebläse gleicher Leistung angegeben werden; andererseits ist ihr Dampfverbrauch größer.

Nach allgemeinen Angaben werden die höheren Anlagekosten für das Kolbengebläse ausgeglichen durch ihre niedrigeren Betriebskosten (niedrigen Dampfverbrauch), so daß der Gesamtaufwand an Anlage- und Betriebskapital für beide Maschinenarten ungefähr der gleiche sein dürfte.

Bei gleich gearteten Verhältnissen sind die ersten niedrigeren Anlagekosten meist für die Wahl der Turbinen entscheidend. Da aber der Preis für Kohle und Brennstoffe neben den Löhnen in den räumlich voneinander getrennten Industriezentren (Pittsburgh, Chicago, Alabama) sehr verschieden ist, fällt auch die Entscheidung der Frage, welche Gebläsemaschine (Turbine, Gasmaschine, Kolbendampfmaschine) den Vorzug verdient, oft sehr verschieden aus. Die Gasmaschine ist nur auf die größten Hüttenwerke beschränkt und besitzt nicht überall dieselbe Zuverlässigkeit, wie sie in Europa erreicht worden ist.

Neben der Zweitaktmaschine sind Viertaktmaschinen verschiedener Herkunft und Konstruktion im Gebrauch, unter denen die Zwillings-Tandem-Anordnung am meisten der deutschen Bauart gleicht. Der Uebergang von kleineren zu größeren Einheiten mit 70 bis 85 Umdrehungen je min ist wegen der größeren Wirtschaftlichkeit überall bemerkbar.

Die ausgedehnte Verwendung des elektrischen Stromes zum Antrieb in den Walzwerken hat dazu geführt, alles Ueberschußgas in Strom zu verwandeln und die Zentralisation des Kraftbedarfs auf das Hochofenwerk zu verlegen. Der Stromüberschuß wird an fremde Werke verkauft. Die Frage, ob die Gasmaschine oder die Turbine für den Antrieb der Stromerzeuger mit Vorteil benutzt wird, hat noch zu keinem Ergebnis geführt, auch wenn man die diesbezüglichen Werte für Anschaffung, Betrieb und Brennstoff für beide Betriebsweisen gleich hoch einsetzte.

In einigen Fällen wird der Kostenaufwand für den Gasmaschinenbetrieb höher angegeben als für den Turbinenbetrieb gleicher Leistung. Ein anderer Punkt, der zugunsten der Stromerzeugung durch Turbinen für die Walzwerke angeführt wird, liegt in der Tatsache, daß nur selten ein Markt für den Ueberschußstrom vorhanden ist, weshalb die gewählten Kraftanlagen nur dem Stahlwerksbedarf mit einer stark wechselnden Belastung dienen. Da die Gasmaschine bei einem niedrigen Belastungsfaktor unwirtschaftlich arbeitet, verwendet man für gleichbleibende Belastungen vorwiegend die Gasmaschine und zur Aufnahme der Belastungsschwankungen die Dampfturbine. Neuere Bestrebungen zielen auf einen Zusammenschluß der Strom erzeugenden Werke und Verbraucher, um so eine günstige Ausnutzung sowohl der Maschinenleistungen als auch des Gasüberschusses zu gewährleisten.

Die wirtschaftliche Ausnutzung der Abhitze aus der Gasmaschine, die bisher nur gelegentlich zum Vorwärmen des Kesselspeisewassers diente, eröffnet auch dem amerikanischen Gasmaschinenbetrieb neue Möglichkeiten.

In den Kesselanlagen findet man neben dem Zweiflammrohrkessel neuzeitliche Dampfkesselbau-

F. Rapatz: Der Einfluß der ledeburitischen Gefügebestandteile bei der Erzeugung und Behandlung von Dreh- und Schnittstählen.



Abbildung 1. Schneidkante eines Schnellstahlmessers.

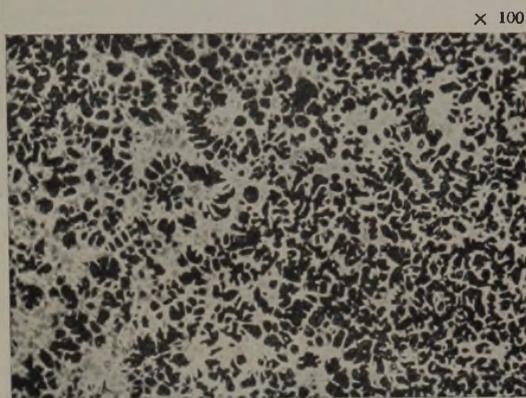


Abbildung 2. Schnellstahl, aus dem Schmelzfluß abgeschreckt.



Abbildung 3. Inneres eines Schnellstahlblockes.



Abbildung 4. Rand eines Schnellstahlblockes.



Abbildung 6. Unverschmiedetes Knochenstück.



Abbildung 7. Wie Abb. 6, aber auf vierfache Länge verschmiedet. Querschliiff.

× 100



Abbildung 8. Stark gestreckter Schnellstahl mit Karbidzeilen.

× 100



Abbildung 9. Stabinneres eines hochprozentigen Chromstahles.

× 100



Abbildung 10. Stabrand des hochproz. Chromstabes der Abb. 9.

× 250

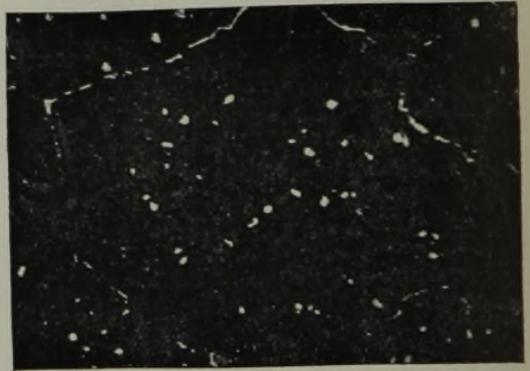


Abbildung 12. Geschmiedeter Schnellstahl eine Stunde auf 1150° erhitzt. Teilbild aus einem stetigen Schliff.

× 250

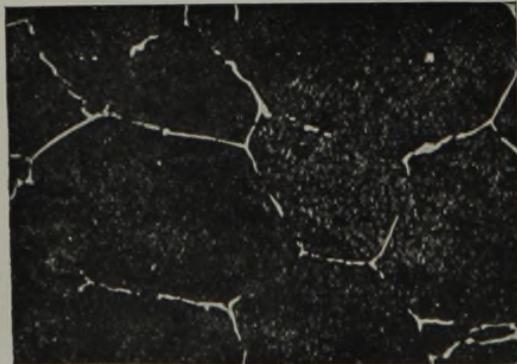


Abbildung 13. Geschmiedeter Schnellstahl eine Stunde auf 1180° erhitzt. Teilbild aus dem stetigen Schliff der Abb. 12.

arten mit Wasserkammer und Oberkessel (Bauart Babcock & Wilcox) und solche ohne Wasserkammer mit Oberkessel (Bauart Stirling) nach der Anordnung der Röhrenbündel, V-Typ genannt. Vielfach sind die Kessel mit einer kombinierten Gas- und Kohlenfeuerung ausgerüstet. Die Gasbrenner arbeiten auf einer Verbrennungskammer, die Gaszuleitungsrohre sind beweglich und gestatten eine störungsfreie Reinigung der Brenner während des Betriebes. Diese besitzen tangentialen Gaseintritt, um Gas und Luft durcheinander zu wirbeln. Die Kohlenstaubfeuerung erfährt eine ganz besondere Förderung. Bei neuen Anlagen ist im Kesselhaus auf die Verfeuerung der in der Kokssieberei anfallenden Koksasche Bedacht genommen, die im Steilrohrkessel mit Wanderrost verfeuert wird.

Wenn auch einzelne Werke mit sehr hohen Dampfleistungen Kessel mit mehr als 2500 PS Leistung aufgestellt haben, so ist man doch allgemein bemüht, eine Leistung von 1200 PS vorläufig nicht zu überschreiten.

Richtlinien für die konstruktive Durchbildung der Hochofenanlage.

Für die konstruktive Durchbildung des heutigen amerikanischen Hochofenwerkes sind in erster Linie Rücksichten auf höchste Erzeugungsmenge und ununterbrochenen Betriebsverlauf maßgebend. Dieser Forderung werden die übrigen Fragen untergeordnet.

Auf die Ausbildung des Ofens, seines Profils, auf die Vorbereitung und Verteilung der Rohstoffe im Ofen und die Aussonderung von überflüssiger Sonderarbeit verwendet man jede Sorgfalt, bevor man zu einer ins einzelne gehenden Ausbildung der übrigen Betriebsmittel für die Wärmewirtschaft und Gasreinigung schreitet, und man erblickt eine größere Wirtschaftlichkeit in einem ungestörten flotten Ofenbetrieb als in einer wirtschaftlichen Ausgestaltung untergeordneter Betriebsmittel bei unregelmäßigem Ofengang. Die wirtschaftliche und technische Vollendung der wärmewirtschaftlichen und Kraftanlagen wird der Forderung auf eine möglichst hohe Roheisenerzeugung untergeordnet, und der Gedanke größter Zuverlässigkeit und Betriebssicherheit der technischen Hilfsmittel überwiegt die Rücksicht auf eine Wirtschaftlichkeit weniger wichtiger Organe. Bei zweckmäßiger Arbeitsteilung ist der Grundsatz zu erkennen, die Zahl der verwendeten Einheiten weitestgehend zu beschränken.

Für den Ofenbetrieb gilt als Regel, die Windtemperaturen zugunsten einer Brennstoffersparnis nicht zu hoch zu wählen, vielmehr wendet man im Interesse eines guten Ofenganges niedrige Windtemperaturen an und sucht einen Ausgleich in der Wahl eines guten Ofenprofils, eines zweckmäßigen Möllers und dessen einwandfreier Verteilung im Hochofen. Man zieht es auch vor, einen möglichst großen Nutzen aus dem durch Ueberschußgas gewonnenen Strom zu erzielen, anstatt mit hohen Windtemperaturen ohne Reserven auf Kosten der Gaserzeugung zu arbeiten.

Der Grad einer Ersparnis an Baustoffen wird bestimmt durch die Forderung größter Betriebszuverlässigkeit. Verhältnismäßig große Mengen an

Baustoffen werden für die Lagerung und Beförderung der Rohstoffe, besonders der Erze, aufgewendet, weil die Versorgung der Hüttenwerke mit Erz vielfach sich nur auf sieben Sommermonate beschränkt, während in den Wintermonaten die Schifffahrt ruht. Deshalb steht das Anlagekapital für diese Zwecke in einem gewissen Gegensatz zu der sonst zu beobachtenden Ersparnis an Baustoffen, sofern man von der schwereren Bauweise aller der Teile absieht, die durch Wärme oder mechanische Einflüsse stark beansprucht werden.

Einen Anhaltspunkt über die Verteilung der Anlagekosten eines reinen Hochofenwerkes, die sich jedoch in weiten Grenzen bewegen können, gibt die folgende Aufstellung.

Von dem Anlagekapital entfallen auf:

Hochofen	9,25 %
Winderhitzung	9,50 %
Rohstofflagerung und Beförderungsmittel	12,50 %
Aufzug, Maschinen- und Erztaschenbetrieb	9,75 %
Gasreinigung, Gas- und Windleitungen	5,50 %
Gießhallen, Eisen- und Schlackenrinnen	7,25 %
Kesselhaus und Wasserreinigung	8,75 %
Gebläse, Kraft und Pumpsanlagen	16,50 %
Wasserleitungen, Kanäle	4,25 %
Eisenbahnbau und rollendes Material	4,00 %
Laboratorium, Büros, Werkstätten, Lager und Sonstiges	12,75 %
	100,00 %

An Baustoffen werden ungefähr gebraucht für einen

	600-t-Ofen	500-t-Ofen	400-t-Ofen
Ofeninhalt m ³	700	560	450
Tägliche Erzeugung t	6-700	5-575	4-450
Stahl u. Eisen f. d. Hochofen t	605	438	311
Gasabzugsrohre, Staub-			
sammler t	122	111	77
Wirbler u. Gaswascher . . . t	77	73	66
Gas- u. Windleitungen . . . t	259	225	203
Winderhitzer u. Kamine . . . t	553	518	478
Aufzug, Kippgefäße u. Gicht-			
verschuß t	190	162	151
Erztaschen t	495	450	428
für die Gießhalle t	281	203	158
Zusammen t	2582	2180	1872

Werden Erztaschen und Schornstein nicht in Blechkonstruktion ausgeführt, dann ermäßigt sich der angegebene Bedarf von 2582 t um etwa 565 t.

Kupferarmaturen, Kühlkäst. t	29,5	27	22,5
ff. Steinmaterial am Ofen . . t	1300	1175	1060
ff. Steinmaterial für die Wind-			
erhitzer t	4350	4700	3900
Beton in Fundamenten:	3 Erhitzer	4 Erhitzer	3 Erhitzer
1. am Ofen m ³	2900	2800	1860
2. Winderhitzer m ³	2375	1945	1540
3. Gießhalle m ³	560	640	350

Ueber die Gesteigungskosten für eine Tonne Roheisen, bezogen auf 12-Stunden-Tag und Roheisenpreis von 26 bis 32 \$ bei Pfannenbetrieb, gibt die folgende Aufstellung einen Anhaltspunkt:

I. Rohstoffe	Oestlich. Bezirk	Bezirk Chicago	
Erz	51 %	43 %	} 84 %
Koks	27 %	37 %	
Zuschlag	4,4 %	6,4 %	
II. Betriebskosten			
Löhne	3,6 %		} 9,6 %
Laufende Ausgaben, außer Löhnen . . .	6 %		
III. Kapitalverzinsung, Abschreibung-, Steuern	8 %	8,0 %	
Zusammen		100 %	

Die unter II genannten Betriebskosten setzen sich aus folgenden Beträgen zusammen:

Verwaltung, Laboratorium	10,9 %
Allgemeine Betriebslöhne	22,7 %
Reparaturlöhne und Material für Reparaturen und Unterhaltung	15,9 %
Roheisen- und Schlackenverarbeitung (Gießmaschine)	14,8 %
Kraft-, Licht-, Wasser- u. Dampfversorgung	8,1 %
Erzlagerung und Beförderung	4,3 %
Eisenbahnbetrieb	8,8 %
Erneuerungsfonds	14,5 %

Leistungen verschiedener Hochofenanlagen vor und nach ihrem Umbau.

	Leistungen	
	v. d. Umbau	n. d. Umbau
Beispiel 1 (1 Ofen):		
Erzeugung	185 t	250 t
Koksverbrauch je t Roheisen	1080 kg	990 kg
Belegschaft und Beamte	117	98
Arbeitsstunden je t Roheisen	7,6	4,7
Erzeugung je Kopf der Belegschaft	1,6 t	2,6 t
Beispiel 2 (1 Ofen):		
Erzeugung	175 t	250 t
Koksverbrauch je t Roheisen	1125 kg	990 kg
Belegschaft und Beamte	118	73
Arbeitsstunden je t Roheisen	7,6	3,5
Erzeugung je Kopf der Belegschaft	1,5 t	3,45 t
Beispiel 3 (2 Oefen):		
Erzeugung	455 t	643 t
Koksverbrauch je t Roheisen	1126 kg	891 kg
Belegschaft und Beamte	151	138
Arbeitsstunden je t Roheisen	4,0	2,6
Erzeugung je Kopf der Belegschaft	3,03 t	4,65 t
Beispiel 4 (1 Ofen):		
Erzeugung	430 t	608 t
Koksverbrauch je t Roheisen	1035 kg	918 kg
Belegschaft und Beamte	140	140
Arbeitsstunden je t Roheisen	3,92	2,75
Erzeugung je Kopf der Belegschaft	3,07 t	4,35 t

Die Verbesserungen wurden erzielt ohne Veränderungen der Gebläseeinrichtungen nach Einführung mechanischer Hilfsmittel für die Lagerung der Rohstoffe und die Beschickung der Oefen und durch die Verwendung der Gießmaschine. Die Ofenleistungen sind auf die verbesserten Ofenprofile und Winderhitzerleistungen zurückzuführen.

Der Ofenbetrieb.

Bei geeigneten Möllergrundlagen und einem deshalb wenig veränderlichen wärmewirtschaftlichen Gleichgewicht, bei der großen Zuverlässigkeit der angewandten Betriebsmittel und der Art des amerikanischen Ofenbetriebes kommt eine auffallende Regelmäßigkeit und Gleichmäßigkeit in den Erzeugungsmengen, der Roheisen- und Schlackenzusammensetzung, der Windpressung und Windmenge und endlich der Gaserzeugung zustande.

In einer aus mehreren Hochöfen bestehenden Hochofenanlage bildet jeder Ofen mit Maschine, Kalt- und Heißwindleitung, Winderhitzergruppe und Gasreinigungsanlage eine geschlossene Betriebseinheit. Die Windversorgung mehrerer Oefen aus einer gemeinsamen Kalt- oder Heißwindleitung ist nicht üblich. Deshalb entfallen die möglichen Schwankungen im Ofengang infolge ungleichmäßiger Windannahme bei Oefen verschiedener Profile und Höhe, die mit verschiedenartigen Möllern für verschiedene

Roheisensorten gespeist werden und deshalb eine individuelle Behandlung erfordern.

Da der amerikanische Ofenbetrieb nur selten eine Unterbrechung erfährt, sind die Maschinen dauernd voll ausgenutzt und schicken nur beim Stopfen des Ofens für 1 bis 2 min einen Teil des angesammelten Windes durch ein Abbläventil in den Abgaskanal, um dann sofort zur vollen Umdrehungszahl zurückzukehren.

Zur Aufrechterhaltung eines Dauer-Ofenbetriebes gehören stets gleichbleibende Windmengen. Während in Europa meist mit einer Windpressung gearbeitet wird, die für die Verbrennungsgeschwindigkeit des Kokes wenig zu bedeuten hat, ist der amerikanische Ofen auf unveränderliche Sauerstoff- bzw. Windmengen eingestellt, die auch bei wechselnder Pressung dem Ofen zugeführt werden. In monatelangem Betrieb läßt sich so der ideale Zustand: gleichbleibende Windmengen bei gleichbleibender Pressung aufrecht erhalten. Die beigefügten Windmengen- bzw. Druckstreifen veranschaulichen diesen Zustand, wie er die Regel bildet (Abb. 20 u. 21).

Sorgfältig verlegte, vernietete oder neuerdings geschweißte Windleitungen mit guten Flanschdichtungen und gut sitzenden Windstöcken vermindern die Windverluste trotz der hohen Windpressung von 1 bis 1,5 at Ueberdruck.

Für die Verhütung des leicht reduzierbaren, feinkörnigen Mesabaerzes werden erfahrungsgemäß zweckmäßig mittlere Temperaturen von 600° verwendet, die nach Beendigung des Abstichs für kurze Zeit um 100 bis 200° ermäßigt werden. Andernfalls steigt die Windpressung im Ofen und die Neigung zum Hängen. Die Erklärung für diese Erscheinung sucht Brassert in der Bildung eines größeren Gasvolumens vor den Formen, das in der nach dem Gießen dicht gelagerten Beschickung nicht genügend Raum findet und den Winddruck erhöht. Im Zusammenhang hiermit steht auch die Gepflogenheit, während der Gießzeiten den Wind nicht abzustellen, sondern ihn nur beim Stopfen des Ofens für 1 oder 2 min auf etwa ein Drittel der normalen Menge zu ermäßigen, damit die Beschickung dauernd vom Wind durchflossen wird und der Ofen wieder schnell in einen normalen Gang kommt. Bereits beim Nachstopfen kehrt man zur vollen Pressung zurück und unterbricht so die normalen Bewegungen der Beschickung nur für kurze Zeit.

Von Bedeutung für die Aufrechterhaltung eines Dauerbetriebes ist auch die Führung einer frühzeitig und leicht schmelzbaren sauren Schlacke. Die Wahl zerkleinerter, zweckmäßig zusammengesetzter Rohstoffe bot erst die Möglichkeit, verhältnismäßig saure Schlacken zu führen und trotzdem den Schwefelgehalt im Roheisen in Grenzen unter 0,05 % zu halten. Der Schlackenfluß ist so geregelt, daß etwa 50 % Nachschlacke entfallen.

Dauernder Nachprüfung unterliegt auch die Schlackenmenge, die im Mittel etwa 600 kg je t Roheisen beträgt.

Die zerkleinerten und feinen Erze begünstigen auch die Wärmeabgabe des Gasgemisches an die

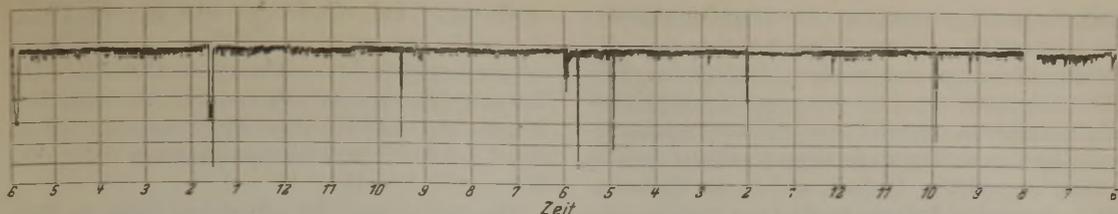


Abbildung 20. Regelmäßigkeit der Windmenge.

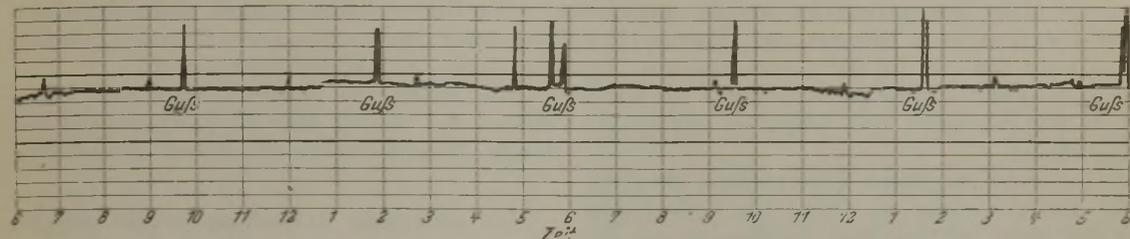


Abbildung 21. Regelmäßigkeit der Windpressung.

Ofenbeschickung und vermindern so die Menge des im Gestell aufzuwendenden Kokskohlenstoffs.

Bekanntlich sind hohe Gichttemperaturen häufig die Ursache am Gichtverschluß auftretender Beschädigungen. Die in Amerika zu beobachtenden niedrigen Gichttemperaturen haben ihren Grund in der Verwendung feinstückiger Erzmöller und der Anwendung des weiten Gestells, in dem eine bessere Wärmekonzentration in der Formebene stattfindet, als in einem engen Gestell mit enger Rast, in der Wahl der richtigen Ofenhöhe und in der Koksbeschaffenheit. Erreichen bei unveränderlichem Ofengang die Gichttemperaturen eine unerwünschte Höhe, dann werden unbedenklich den Erzgichten größere Wassermengen zugesetzt. In den meisten Fällen wird bei der Art des amerikanischen Ofenbetriebes ein Auswechseln der Gichtlocken während einer Ofenreise überflüssig.

Die amerikanischen Koksverbrauchsziffern je Tonne Roheisen liegen bei normalen Betriebsverhältnissen niedriger als die in Europa ermittelten Zahlen. Neben einer chemisch und physikalisch großen Regelmäßigkeit der verwendeten zerkleinerten

Erz- und Koksarten sind hierfür die Profilgestaltung der Oefen und die Art des Ofenbetriebes ausschlaggebend.

Koksverbrauchsziffern unter 800 kg Koks je Tonne Roheisen sind nur gelegentlich erreichte Rekordziffern. Dagegen läßt sich die Tonne Roheisen mit 1 % Si ohne Schrottzusatz mit 800 bis 850 kg Koks im Dauerbetrieb herstellen. Voraussetzung sind gute Oefen, leicht reduzierbarer Erzmöller, dem härtere Hämatite beigemischt sein können, und gute Koksarten. Nicht selten werden 900 kg Koks und mehr benötigt. Bei Magnetit-Erzmöllern liegt die Koksverbrauchsziffer zwischen 850 und 900 kg.

Die Unterschiede in der chemischen Zusammensetzung deutscher und amerikanischer Koksarten sind nicht derartig, daß sie bei ähnlich zusammengesetzten Möllern die verschiedenen Verbrauchsziffern erklären. Auch zeigt sich im Gefüge und in der Festigkeit häufig eine große Übereinstimmung, so daß die Gründe für die verschiedenen Verbrauchsziffern mehr in der größeren Unregelmäßigkeit der in Deutschland verarbeiteten Koksarten, in ihrer

Zahlentafel 2. Betriebsergebnisse eines gutgehenden amerikanischen Hochofenwerkes für einen Monat.

Ofen-Nr.	1	2	3	4	5	6	7	Gesamt	Gesamt	Zu-
Roheisensorte	Basisch.	Basisch.	Basisch.	Basisch.	Basisch	Bessem.	Bessem.	Pessem.	Basisch.	zusammen
	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Eisen	Bessem.
										und
										Basisch.
										Eisen
Gesamterzeugung im Monat t. . .	21 313	18 880	20 168	18 543	20 325	16 992	18 594	35 586	99 229	134 815
Durchschn. - Tageserzeugung t. . .	687,2	609	650,6	598,2	655,7	548,1	599,8	574	640	621,3
Analyse des Eisens. Si in % . . .	0,93	1,45	1,20	0,97	0,98	1,42	1,55	1,48	1,11	1,21
S	0,038	0,037	0,037	0,032	0,036	0,039	0,034	0,036	0,036	0,036
P	0,266	0,119	0,269	0,203	0,201	0,086	0,085	0,085	0,212	0,175
Mn	1,62	0,93	1,23	1,82	1,70	0,72	0,68	0,70	1,46	1,24
Koksverbrauch kg je t Eisen . . .	843,5	908	844	897,5	898	990	909,8	948	877,1	896
Durchschn. Pressung mm Hg . . .	915	910	912	912	875	865	942	900	905	900
Windtemperatur ° C	593	600	602	532	580	535	590	562	581	571
Gichttemperatur ° C	135	156	157	139	190	203	182	192	155	173
Wind in m ³ je kg verbrannten										
Kokes	3,3	3,4	3,4	3,5	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4
Gesamtstillstände im Monat st u. min	-55	2-3	-32	-8	-	2,40	-	2,40	3,38	6-18
Formenverbrauch im Monat . . .	1	-	-	-	4	6	1	7	5	12
Erzausbringen % (theoretisch) . .	53,0	55,38	52,75	52,88	52,96	57,64	58,18	57,93	53,38	54,46

mangelhaften Aufbereitung, der Ungleichmäßigkeit des Möllers und im Ofenbetrieb zu suchen sind. Bei flottem Ofengang und wenigen Stillständen vollzieht sich auch die Gasversorgung amerikanischer Hüttenwerke naturgemäß mit größter Regelmäßigkeit. Daneben verhindert der doppelte Gichtverschluß größere Gasverluste. Deshalb sind die das Hochofengas verfeuernden Anlagen in die Lage versetzt, den Gasbetrieb in vollem Umfang durchzuführen.

Ein weiteres Mittel zur Steigerung der Erzeugung besteht in der Verringerung der Zahl der Abstiche, die 4 bis 6 in 24 st betragen und jedesmal 150 t und mehr Roheisen bei 600-t-Oefen umfassen. Da beim Stopfen des Ofens der Wind nur 1 bis 2 min vom Ofen genommen wird, vergrößern sich die Betriebszeiten.

Dauernder sorgfältiger Ueberwachung unterliegt die Möllerverteilung im Ofen. Die Gichtglocken großer Oefen besitzen einen Durchmesser von annähernd 4 m. Zentralrohre und andere, ähnlichen Zwecken dienende Einrichtungen sind nicht im Gebrauch. Der mit der kleinen Glocke in Verbindung stehende Verteiler sichert eine einwandfreie Schüttung der Ofenfüllung.

Zum beschleunigten Öffnen des Eisenabstichs dienen kleine, durch Druckluft betätigte Bohrmaschinen, zum Schließen des Eisenabstichs verwendet man in einigen Werken eine Stopfmaschine, deren Bewegungen sich unter der Verwendung von Druckluft oder Dampf vollziehen. Das Nachstopfen des Ofens geschieht von Hand.

Auch in der Bedienung des Hochofens läßt sich das Bestreben erkennen, die Handarbeit allmählich durch maschinelle Hilfsmittel zu ersetzen.

Zu dem Betriebsbericht der Zahlentafel 2 ist folgendes zu bemerken: Die sieben Oefen haben moderne Profillinien und verschiedenen Kubikinhalt. Ofen 1 besitzt 6,3 m Gestelldurchmesser. Die normale Erzeugung des Vormonats wurde an einigen Oefen wegen wechselnder Kokssorten nicht erreicht.

Der verarbeitete Koks hatte im Durchschnitt

O	Asche	S	Wasser	fl. Bestand
%	%	%	%	%
85,02	9,10	0,59	4,54	1,34
84,01	9,84	0,58	4,92	1,22

also eine gute chemische Zusammensetzung. Unter den durch die Streiklage geschaffenen Bedingungen war er jedoch physikalisch ungleichmäßig, so daß mit größeren Temperaturreserven gearbeitet werden mußte, was höhere Kokssätze bedingte. Infolgedessen war der Koksverbrauch je Tonne Roheisen allgemein höher.

Ofen 6 mit 990 kg Koksverbrauch je Tonne Roheisen ist ein älterer Ofen von unregelmäßigem Gang, deformiertem Profil und infolgedessen unregelmäßiger Verteilung des Möllers im Ofen. Die niedrigsten Kokssätze besaßen die neueren Oefen 1, 3, 4 und 5. Ofen 6 und 7 verarbeiteten 3 bis 4 % Schrott, berechnet auf das Erzgewicht. Die Verluste an Eisen im Gichtstaub betragen im Mittel 5 %. Der Möller bestand aus 80 % leicht reduzierbaren Mesabaerzen. Die Schlacke führte 37 bis 38 % SiO₂, 11,3 % Al₂O₃, 47 % CaO, 1,3 % MgO und 1,1 % S. Die Schlackenmenge betrug 600 kg je Tonne Roheisen.

Pressung und Windmenge blieben während des ganzen Monats von der größten Regelmäßigkeit entsprechend den Schaubildern Abb. 20 und 21. Die Pressung betrug etwa 900 mm Hg, die minutliche Windmenge 1300 m³. Die Windtemperatur lag im Mittel bei 600°. Die Gichtgase besaßen 12,5 % CO₂, 26,5 % CO, 3 % H₂.

Der Monat weist für alle sieben Oefen an Stillständen 6 st 18 min, oder 12,2 min täglich, oder für einen Ofen weniger als 2 min, auf.

Die Gasversorgung vollzieht sich infolgedessen ohne jede Störung und gestattet die größte Belastung der Kessel- und Winderhitzeranlagen.

Das vorstehende Betriebsergebnis stellt keinen Rekord dar, beweist aber die Zuverlässigkeit und Gleichmäßigkeit des amerikanischen Ofenbetriebes.

* * *

Die vorliegende Abhandlung enthält eine Beschreibung der in nordamerikanischen Hochofenwerken verwendeten Betriebsanlagen und eine Uebersicht über die mit ihnen erzielten Betriebsergebnisse. Ihr Vorzug liegt in der Einfachheit und Beschränkung der Betriebsmittel neben größter Regelmäßigkeit und Gleichmäßigkeit des Betriebsverlaufs bei Erreichung höchster Erzeugungsziffern in kürzester Zeit. Diese werden des öfteren mit der angeblich günstigeren Rohstofflage Nordamerikas zu erklären versucht, auch finden sich Hinweise auf die auch in Deutschland gelegentlich erreichten ähnlichen Erzeugungsziffern. Bei der Beurteilung dieser Einwände darf jedoch nicht übersehen werden, daß Nordamerika zwar zum großen Teil über leicht reduzierbare Möllergrundlagen verfügt, daß aber erst nach jahrzehntelangen zielbewußten Untersuchungen die wirtschaftliche Verhüttung dieser auf den Erzfeldern chemisch und physikalisch unregelmäßigen Feinerze möglich geworden ist. Insofern ist diese Leistung als ein bedeutender Fortschritt amerikanischer Hochofentechnik anzusehen.

Berücksichtigt man weiter die in den letzten zwanzig Jahren in der Kokereitechnik gemachten Fortschritte unter Einstellung auf die Bedürfnisse des Hochofenbetriebes, dann läßt sich unschwer die auf dem Gebiet der gesamten Rohstofffrage geleistete einheitliche Arbeit erkennen. Dagegen ist die Rohstoffversorgung der Eisenhütten Europas heute noch wenig einheitlich und vollzieht sich nicht in der gleichen wirtschaftlichen Form. Die Bildung der gleichgearteten Rohstoffgrundlage führte wiederum zu einer Uebereinstimmung der Anschauungen über die betriebstechnischen Bedürfnisse und förderte eine zielsichere Entwicklung einfacher klarer Lösungen der technischen Gestaltung eines normalisierten, für alle Roheisensorten verwendbaren Ofenprofils und begünstigte eine Beschränkung der Betriebsmittel auf eine geringe Zahl wirksamster, bestausgenutzter Einheiten. Ihnen stehen in Europa eine Vielgestaltigkeit der Ofenprofile, der Armaturen, der oft über ein notwendiges Maß hinausgehenden Betriebsgliederung und Betriebsmittel gegenüber, in denen sich die verschiedenartigen Anschauungen widerspiegeln.

Bei den Fortschritten der amerikanischen Hochofentechnik darf nicht die Gießmaschine vergessen werden, die besonders dem Großbetrieb zugute kommt, den umständlichen Gießhallenbetrieb ersetzt, Handarbeit erspart und so wesentlich zur Vereinfachung des Betriebs beiträgt.

Daß neuerdings auch in Deutschland die Erzeugungsziffern steigen und die Beachtung der Organisation und der Leistungen nordamerikanischer Hochofenwerke reger wird, ist ein erfreuliches Zeichen für die Zukunft und ein Schritt zur Vereinheitlichung und Vereinfachung des deutschen Hochofenbetriebes.

Zuschriften an die Schriftleitung.

(Für die in dieser Abteilung erscheinenden Veröffentlichungen übernimmt die Schriftleitung keine Verantwortung.)

Ueber das chemische Verhalten von Eisen-Kohlenstoff-Legierungen im gereinigten Stickstoffstrom bei 1100 bis 1300°.

In den Untersuchungen über „Zerstörbarkeit des Primärgefüges in technischen Eisensorten“¹⁾ und „Beobachtungen über das Entkohlen, über Stickstoff- und Siliziumaufnahme beim Glühen von Eisen und Stahl bei 1100 bis 1300° im reinen Stickstoffstrom“²⁾ haben Oberhoffer und Heger eine größere Anzahl von Werkstoffstücken in einem gereinigten Stickstoffstrom bis 205 st geglüht und hierbei die Feststellung gemacht, daß der Kohlenstoffgehalt der angewendeten Stähle während der Glühungen eine teilweise nicht unerhebliche Verminderung erfuhr, welche sie der Einwirkung des Stickstoffes zuschrieben. Ferner beobachteten sie in Probestücken, auf welche sie Kieselsäure in Form eines Quarzrohres oder von Quarzsand legten, nach längerer Glühung im Stickstoff außer einer Entkohlung auch eine starke Siliziumaufnahme an der Oberfläche und brachten diese Erscheinungen mit einer in den Probestücken gleichzeitig festgestellten Stickstoffzunahme in Zusammenhang. Diese beschriebenen Ergebnisse der Arbeiten stehen zum Teil in völligem Gegensatz zu einigen Resultaten, welche ich in meiner von Oberhoffer und Heger angeführten Arbeit „Untersuchungen über die Gesetzmäßigkeit der chemischen Einwirkungen der Gase auf Eisen und seine Verbindungen mit Nichtmetallen bei höheren Temperaturen“ veröffentlichte, und in welcher ich u. a. zu der Schlußfolgerung kam, daß Stickstoff sich den im Eisen vorhandenen Nichtmetallen gegenüber neutral verhalte.

Zunächst teile ich nicht die Ansicht Oberhoffers und Hegers, daß die von ihnen während ihrer Glühversuche beobachtete Stickstoffaufnahme mit der festgestellten Entkohlung und Silizierung in Verbindung steht. Vielmehr ist eine Aufnahme von Stickstoff bei höheren Temperaturen auch ohne gleichzeitige Aenderung der Gehalte der Proben an Kohlenstoff und Silizium denkbar, da der Stickstoff während der Versuche nicht im Entstehungszustande, sondern als elementares, chemisch als sehr träge bekanntes Gas auf die Stahlproben einwirkte. Als paralleles Beispiel könnte man vielleicht das teilweise Lösen (Beizen) einer Stahlprobe in verdünnter Salzsäure bei niedriger Temperatur ansehen. Während sich hierbei an der Oberfläche der Probe der dort befindliche Kohlenstoff mit dem in den Entstehungszustand übertretenden Wasserstoff der Säure zu Kohlenwasserstoff umsetzt, ist eine Verminderung

des Kohlenstoffgehaltes dicht unter der gelösten Oberfläche der Probe oder weiter im Innern nicht feststellbar, obwohl der Wasserstoff tief in das Innere der Probe eindringt und dieses beizbrüchig macht. Es erscheint daher eine Diffusion des Stickstoffes in die Eisenprobe ohne gleichzeitige Einwirkung auf die in dem Eisen enthaltenen Nichtmetalle auch wohl als immerhin möglich.

Ferner dürfte der Vorgang noch nicht genügend geklärt sein, bei welchem Oberhoffer und Heger durch Auflegen eines Stückes Quarzrohr oder von Quarzsand nach vielstündiger Glühung bei 1200° im Stickstoffstrom eine Siliziumaufnahme der Proben erhielten. Wenn Oberhoffer und Heger die beobachtete Entkohlung und Silizierung bei Versuchen, bei welchen Stahl und Kieselsäure im gereinigten Stickstoffstrom sich in enger Berührung miteinander befanden, der Einwirkung des Stickstoffes zuschrieben, so müßte als indirekter Beweis für die Richtigkeit ihrer Ansicht noch erst nachgewiesen werden, daß im Vakuum, d. h. bei völliger Abwesenheit von Stickstoff, der beschriebene Vorgang der Entkohlung und Silizierung nicht stattfindet.

Als bemerkenswerte Tatsache einer nicht unbedeutlichen Siliziumaufnahme durch die Stickstoffatmosphäre führen Oberhoffer und Heger weiter an, daß an allen Flächen der Probestücke, auch dort, wo sich kein Quarz vorgefunden hatte, eine Silizierung durch chemische Untersuchung festgestellt werden konnte. Aus ihren Angaben ist nicht ersichtlich, ob die für die chemische Untersuchung verwendete Fläche des Probestückes nicht vielleicht sich mit dem Porzellanrohr in enger Berührung befand, wodurch die Siliziumaufnahme dieser Fläche erklärt werden könnte. Die Verwendung eines Glührohres aus siliziumfreiem blankem Eisen oder besser Nickel würde eine solche Möglichkeit ausschließen. Eine derartige Versuchsausführung wäre zur Nachprüfung der Beteiligung des reinen Stickstoffes an der Siliziumaufnahme auch günstiger als die Glühversuche gewesen, welche Oberhoffer und Heger mit vier Würfeln eines Kesselbleches in Quarzsand bzw. Mischungen derselben mit Holzkohlepulver in Luftatmosphäre vorgenommen haben, da sich bei meinen Versuchen ergeben hatte, daß bereits sehr geringe Mengen freien Sauerstoffes in der Glühatmosfera eine Silizierung des Eisens fast völlig zu verhindern vermögen, wie auch in Untersuchungen von Fry bestätigt worden ist. Auch Glühversuche, welche von Stead, Sorby, Lange und Lürmann jun. zum

¹⁾ St. u. E. 43 (1923), S. 1151/5.

²⁾ St. u. E. 43 (1923), S. 1474/6.

Zwecke einer Silizierung von Eisen mit elementarem Silizium bzw. Rohkarborundum in Luft ausgeführt worden sind, hatten wegen der größeren chemischen Verwandtschaft des Siliziums zu Sauerstoff als zu Eisen bei höheren Temperaturen daher ein negatives Ergebnis.

Die Frage, ob kohlenstoffhaltiges Eisen durch Stickstoff bei 1100 bis 1300° entkohlt wird, kann nur dann endgültig gelöst werden, wenn man den Stickstoff restlos von den ihm meist in beträchtlicher Menge verunreinigenden Gasen, insbesondere Sauerstoff, zu befreien vermag. Die von Oberhoffer und Heger geäußerte Ansicht, nach welcher das Fehlen oxydischer Anlauffarben bei in Stickstoff geglühten Eisenproben als Beweis für die Abwesenheit von Sauerstoff angesehen werden könnte, teile ich nicht und weise auf die Beschreibung von Versuch 68 meiner Dissertation hin. Es wurde an dieser Stelle über Oxydation und Entkohlung im Stickstoff folgendes gesagt: „Anscheinend tritt bei höherer Temperatur eine Oxydation des Eisens noch nicht ein, wenn die Oberfläche des Eisens noch Kohlenstoff enthält, der sich zunächst mit dem Sauerstoff zu verbinden sucht. Wenn die Eisenspäne bei einigen der vorher beschriebenen Versuche keine Oxydationsfarben zeigten, kann also doch schon eine geringe Oberflächenentkohlung durch zugleich im Stickstoff in geringer Menge vorhandenen Sauerstoff stattgefunden haben — infolge der größeren chemischen Verwandtschaft des Sauerstoffs zum Kohlenstoff (und Silizium) als zum Eisen bei höheren Temperaturen.“ Die restlose Reinigung des Stickstoffgases von Sauerstoff und sauerstoffhaltigen Gasen ist sehr schwierig. Das günstigste Ergebnis erhielt ich, als ich neben einer großen Menge Eisenspäne noch hochprozentiges Ferrosilizium anwendete. Bei meinen Versuchen zeigte sich, daß die Unterschiede der Kohlenstoffgehalte vor und nach den Versuchen um so geringer wurden, je intensiver die Reinigung des Stickstoffs von Sauerstoff erfolgt war. Dabei war es zur rein qualitativen Prüfung der Wirkung reinen Stickstoffs günstig, daß die von mir angewendeten Proben fast durchweg in Form dünner Drehspäne mit großer Gesamtoberfläche vorlagen, wohingegen Oberhoffer und Heger die für die qualitative Prüfung etwas ungünstigere Form kompakter Probestücke mit geringer Oberfläche anwendeten, was für die Bewertung der zahlenmäßigen Unterschiede der Entkohlungen nicht übersehen werden darf. Auch ist die Durchleitung gereinigten Stickstoffs durch hochkohlenstoffhaltiges flüssiges Roheisen als mindestens ebenso scharfe Probe für eine etwaige Entkohlung anzusehen, wie eine lange andauernde Glühung von unterperlitischen Stahlproben.

Da der restlosen Reinigung des Stickstoffs von Sauerstoff in vorliegenden Untersuchungen größte Wichtigkeit beizumessen ist, so ist meines Erachtens zur schnelleren Vertreibung der die Apparatur vor dem Versuch teilweise ausfüllenden Luft die von mir angewendete Porzellanröhre eines Marsofens (etwa 15 mm Innendurchmesser) vorteilhafter als die von Oberhoffer und Heger benutzte Röhre von 60 mm

Durchmesser. Ebenso erscheint die von mir ausgeführte Trocknung des Stickstoffs in konzentrierter Schwefelsäure und Phosphorpentoxyd sicherer als nur in konzentrierter Schwefelsäure nach Oberhoffer und Heger. Daß ebenfalls die von Oberhoffer und Heger angewendete lange Glühdauer (bis 205 st) nicht gerade zu einer größeren Sicherheit in der Frage der Entkohlung durch Stickstoff beiträgt, dürfte bei den großen und mannigfaltigen Schwierigkeiten in der Reinigung dieses Gases daher wohl einleuchten.

Wenn ich schließlich noch darauf hinweise, daß Oberhoffer und Heger die Frage der chemischen Vorgänge der von ihnen nach der Glühung im gereinigten Stickstoff beobachteten Entkohlung und Silizierung völlig ungelöst lassen, erscheint mir die aus meinen Untersuchungen gezogene Schlußfolgerung, daß Stickstoff sich den im Eisen enthaltenen Nichtmetallen gegenüber bei höheren Temperaturen neutral verhalte, durch die Versuche von Oberhoffer und Heger in keiner Weise entkräftigt.

Düsseldorf-Rath, im Februar 1924.

Dr.-Ing. F. Schmitz.

* * *

F. Schmitz setzt bei unseren Versuchen die Anwesenheit von Sauerstoff voraus und führt mit dieser Annahme den Hauptbeweis gegen unsere Versuche. Diese Annahme trifft aber nicht zu, was die bei unseren Versuchen eingetretene starke Silizierung aus dem sehr beständigen Oxyd des Siliziums (Quarz) beweist. Nach Schmitz selbst würden ja sogar sehr geringe Spuren von Sauerstoff die Silizierung fast völlig verhindert haben. Ferner unterlagen auch die mitten in den Glühproben vorhandenen Schlackeneinschlüsse einer starken Reduktion. Nach längerer Glühdauer klebten nur noch winzige Reste an den Wänden der Aushöhlungen, die von Schlacken vorher ausgefüllt waren.

Wir reinigten den technisch hergestellten Stickstoff auf folgende Weise: Der der Bombe entnommene Stickstoff durchströmte eine Waschflasche mit Kalilauge, zwei mit alkalischer Pyrogalllösung, eine mit konzentrierter Schwefelsäure, dann einen 1000 mm langen Röhrenofen von 50 mm Durchmesser mit feinen Kupferspänen, die auf 600 bis 700° erhitzt waren. Hieran schlossen sich eine Waschflasche mit Ferrosulfat zur Zerstörung etwa gebildeter Stickoxyde, zwei weitere mit alkalischer Pyrogalllösung und konzentrierter Schwefelsäure, ein Marsofen mit weichen Flußeisenspänen von 600 bis 700° und endlich zwei Waschflaschen mit Kalilauge und konzentrierter Schwefelsäure. Der so gereinigte, in den nun folgenden Versuchsofen eingeleitete Stickstoffstrom war völlig von Sauerstoff befreit; denn die in dem vorgeschalteten Marsofen befindlichen weichen Eisenspäne zeigten nur an der Gaseintrittsseite nach sehr langer Glühdauer geringe Anlauffarben. Dagegen blieben die im Versuchsofen befindlichen Eisenschliffproben stets blank. Die Entgegnung Schmitz', daß in Gegenwart von Kohlenstoff bei höheren Temperaturen zunächst keine Oxydation des Eisens eintrete, wird widerlegt einmal durch die Tatsache, daß weiches

Flußeisen zur Reinigung benutzt und teilweise auch oxydiert wurde, sodann, daß die Schlißproben mit der Zeit ja entkohlten und trotzdem keine Anlauf-farben zeigten, endlich, daß es uns an gleichem Material bei Heißätzungen¹⁾ gelungen ist, den Austenitätzbildern oxydische Kornätzungen zu überlagern. Schmitz' Bedenken hinsichtlich der langen Glühdauer beruhen ebenfalls auf einer Annahme. Die längste von uns angewandte Glühdauer von 205 st setzte sich aus sechs Perioden derart zusammen, daß je nach Art der Versuchsführung nach 20 bis 60 st die Kupferspäne regeneriert, die Flußeisenspäne und der Waschflascheninhalt erneuert wurden. Der Nachteil, den Schmitz in der Verwendung groß dimensionierter Röhrenöfen sieht, dürfte durch die größere Aufnahme an Kupferspänen mehr als ausgeglichen sein. Die Größe des Versuchsofens selbst war durch die Dimensionen der Zerreißstäbe gegeben, die über ihre Länge eine gleichmäßige Temperaturverteilung erforderten. Der Anwendung großer Röhrenöfen wurde auch genügende Beachtung geschenkt, indem vor Beginn jedes Versuchs zunächst 2 st lang ein kräftiger, gereinigter Stickstoffstrom durch den mit Proben beschickten Versuchsofen hindurchgeleitet und dann erst dieser innerhalb 3—4 st auf Temperatur gebracht wurde. Schmitz' Vermutungen über die Ursache der Siliziumaufnahme an Stellen, wo kein Quarz aufgelegt worden war, also aus der Stickstoffatmosphäre heraus, bestehen auch nicht zu Recht. Eine Berührung der untersuchten Flächen der Eisenprobe mit der Marquartschen Masse der Glühröhre hat selbstverständlich nicht stattgefunden. Den geforderten indirekten Beweis für die Beteiligung elementaren Stickstoffs durch Versuche im Vakuum dürfte bereits McCance²⁾ erbracht haben, der beim Umschmelzen eines gewöhnlichen Kohlenstoffstahls mit 0,5 % C im Vakuum Entkohlung feststellte, die aber nicht eintrat, wenn er dasselbe Material zementierte. Wir halten daher unsere Beobachtungen über die Entkohlung und Silizierung im bestgereinigten Stickstoffstrom durch die Schmitzschen Ausführungen keineswegs für widerlegt und hoffen, daß der dadurch hervorgerufene Meinungs-austausch der Klärung der dabei stattfindenden chemischen Vorgänge zugute kommt.

Aachen-Völklingen, im Februar 1924.

P. Oberhoffer und A. Heger.

* * *

Die von Oberhoffer und Heger geäußerten Ansichten über die Ursache der von ihnen beobachteten Entkohlung und Silizierung von Eisenproben im gereinigten Stickstoffstrom bei 1100 bis 1300° kann ich auch nach den von ihnen mitgeteilten Ergänzungen und Erläuterungen nicht teilen. Die Forderung einer restlosen Reinigung des Stickstoffs erscheint mir von ihnen nicht genügend erfüllt. Insbesondere trifft dies für die Trocknung des Gases vor Eintritt desselben in den Versuchsofen zu, wobei unbedingt

das schärfste uns zur Verfügung stehende Trocknungsmittel, Phosphorpentoxyd, angewendet werden muß. Der in der Apparatur von Oberhoffer und Heger gereinigte Stickstoff wurde nur durch konzentrierte Schwefelsäure getrocknet, obwohl er unmittelbar vorher in der vorgeschalteten Kalilauge sich mit Feuchtigkeit stark anreichern konnte. Wird nun, was sehr wahrscheinlich ist, die Feuchtigkeit in der Schwefelsäure nicht restlos zurückgehalten, so muß sie insbesondere bei langer Glühdauer bei den in dem nachfolgenden Versuchsofen befindlichen Probestücken eine erhebliche Entkohlung hervorrufen, an der sowohl Sauerstoff als auch Wasserstoff, also beide im Wasser vorkommenden Elemente, teilnehmen konnten.

Oberhoffer und Heger weisen im Zusammenhang mit der Frage der Silizierung darauf hin, daß die mitten in den Glühproben vorhandenen Schlackeneinschlüsse einer starken Reduktion unterlagen, wodurch Aushöhlungen in den Proben entstanden sind, die vorher von Schlacken ausgefüllt waren. Wenn es sich bei den Schlacken um Oxyde oder Sulfide handelte, so kann die Entstehung der Höhlen ohne Schwierigkeit wohl meist durch eine Einwirkung des in den Proben gleichzeitig vorhandenen Kohlenstoffs zurückgeführt werden. Bestanden die Schlacken jedoch aus Silikaten, so können auch hier die nach den Glühungen an ihre Stelle tretenden Höhlungen durch den Kohlenstoff der Stähle entstanden sein; es ist jedoch nach Untersuchungen, welche Heike¹⁾, Yaneske und Wood, McCance²⁾ u. a. an flüssigem Stahl über die Reduktion der Kieselsäure ausführten, anzunehmen, daß auch im festen Zustande der Stähle Reduktionsvorgänge bei der Kieselsäure sich in hohen Temperaturgebieten abspielen können nach Art der in den Arbeiten obgenannter Forscher angeführten Gleichungen:

1. $\text{SiO}_2 + 2 \text{C} = \text{Si} + 2 \text{CO}$;
2. $\text{SiO}_2 + \text{Fe} = \text{FeSi} + \text{O}_2$;
3. $\text{SiO}_2 + 2 \text{Fe} = \text{Si} + 2 \text{FeO}$.

Vermutlich spielt der Vorgang der Reduktion der Kieselsäure sich bei den Versuchen von Oberhoffer und Heger nach der Gleichung 2 ab, weil durch diesen Vorgang Hohlräume sich bilden können unter Entstehung von Siliziden, wie sie in ähnlicher Weise in der Arbeit von F. Schmitz und T. Maire³⁾ „Ueber die maßanalytische Bestimmung des Eisens in Eisenerzen und Schlacken durch Reduktion im Wasserstoffstrom und Titration in schwefelsaurer Lösung“ bei der Reduktion von Eisenerzen und Schlacken durch Glühen im reinen Wasserstoffstrom sich zeigten.

Zusammenfassend komme ich daher zu der bereits ausgesprochenen Schlußfolgerung, daß in Anbetracht unserer Unklarheit oder Unkenntnis über die von Oberhoffer und Heger dem Stickstoff zugeschriebenen chemischen Einwirkungen auf den Kohlenstoff und das Silizium in Stählen dem Stickstoff ein klar zu erkennender Einfluß auf diese Elemente in Temperaturen von 1100 bis 1300° nicht zu

¹⁾ St. u. E. 43 (1923), S. 1322.

²⁾ McCance, A. Dr.: Diskussion I. Iron Steel Inst. 103 (1921).

³⁾ St. u. E. 41 (1921), S. 1569.

²⁾ St. u. E. 40 (1920), S. 1614/16.

³⁾ St. u. E. 40 (1920), S. 335.

geschrieben werden kann, und daß die meisten der bei den Versuchen von Oberhoffer und Heger und mir aufgetretenen Erscheinungen für eine völlige Neutralität desselben gegenüber Kohlenstoff und Silizium im Stahl in dem genannten Temperaturgebiet sprechen.

Düsseldorf-Rath, im April 1924.

Dr.-Ing. F. Schmitz.

* * *

Wir haben in Anlehnung an unsere beim Glühen im Stickstoffstrom benutzte Apparatur zum Nachprüfen der Trocknung eines Gasstromes beim Durchleiten von konzentrierter Schwefelsäure folgende Versuche ausgeführt:

Durch zwei parallel geschaltete Waschflaschenpaare, von denen die erste Waschflasche 100 cm³ 10-prozentige, die zweite 100 cm³ konzentrierte Schwefelsäure enthielt, wurde gleichzeitig ein Luftstrom mit einer Geschwindigkeit von 40 Blasen je Minute hindurchgesaugt. Die Luftmenge betrug je Stunde ungefähr 450 cm³. Hinter der Schwefelsäureflasche eines jeden Waschflaschenpaares war ein Absorptionsröhrchen mit Phosphorpentoxyd geschaltet. Durch Wägung der Röhrchen wurde die mitgerissene Feuchtigkeit bestimmt. Die Schwefelsäure war während der 80 st Gesamtversuchsdauer nicht erneuert worden. Nachstehende Zahlentafel enthält die gefundenen Werte.

Die Gewichtszunahme liegt bei den Versuchen 1 bis 5 innerhalb der Wägefahlergrenzen. Versuch 6 zeigt, daß nach 60 st bei Durchgang von 27 l Luft (740 mm und etwa 15°) eine sehr geringe Gewichtszunahme stattgefunden hat. Ist die aufgenommene Feuchtigkeitsmenge schon einmal eine sehr minimale,

Lfd. Nr.	Dauer in Stunden	Waschflaschenpaar	
		Gewichtszunahme in g	
		1	2
1	1	0,0004	0,0005
2	1	0,0002	0,0003
3	1	0,0000	0,0000
4	3	0,0005	—
5	14	0,0001	0,0004
6	60	0,0036	0,0074

so läßt der zwischen den Waschflaschenpaaren 1 und 2 bestehende Unterschied in der Gewichtszunahme weiter vermuten, daß, da die Versuchsbedingungen für beide die gleichen waren, die aufgenommene Feuchtigkeit aus der Zimmerluft herrührt, welche bei dem in der Leitung herrschenden geringen Unterdruck durch die Gummischlauchverbindungen zwischen Schwefelsäurewaschflaschen und Absorptionsröhrchen eingesaugt wurde. Berücksichtigt man, daß bei unseren Glühversuchen Stickstoff durch die Apparatur hindurchgedrückt wurde, so geht aus unseren früheren Ausführungen und obigen Versuchen deutlich hervor, daß die Vermutung Schmitz', daß die von uns beim Glühen im Stickstoffstrom beobachtete Entkohlung einer ungenügenden Gasreinigung zuzuschreiben sei, ganz und gar nicht zu Recht besteht.

Ueber die sich beim Entkohlen und Silizieren bei 1100 bis 1300° im Stickstoffstrom in technischen Eisensorten abspielenden chemischen Vorgänge können wir leider auch heute noch keine bestimmten Angaben machen.

Aachen-Völklingen, im Mai 1924.

P. Oberhoffer und A. Heger.

Umschau.

Zerstörungsformen bei Schienen im Eisenbahnbetrieb.

Neben den bekannten Erscheinungen, wie: der regelmäßigen Abnutzung der Laufflächen, dem Niederhämmern der Enden, dem Ausschlagen der Laschenkammern, den Schienenanrissen und Schienenbrüchen, dem Einreiben des Schwellenrückens in den Schienenfuß, desgleichen des Klemmplattenstegs in diesen, dem Verrosten von Schienenfuß und Schienensteg in Tunneln u. dgl., treten nach den bei den früheren badischen Staatseisenbahnen gemachten Erfahrungen der letzten Jahrzehnte zwei bisher noch wenig erörterte Zerstörungsformen auf, auf die im folgenden kurz eingegangen werden soll, weil auch sie auf die Lebensdauer der Schienen unter Umständen von wesentlichem Einfluß sind: die sogenannten Schlaglöcher und die Riffel, die früher in der Hauptsache nur bei Straßenbahnen in größerem Umfange beobachtet wurden.

1. Schlaglöcher. Die Schlaglöcher zeigen sich als schalenartige, fehlerhafte Stellen in der Lauffläche der Schienen. Ihre Ursache liegt z. T. in Materialfehlern (eingewalzte Blasen u. dgl.), z. T. werden sie durch äußere Einwirkungen (Verletzungen der Fahrfläche der Schienen durch in die Radbandagen eingedrückte sehr harte Fremdkörper) hervorgerufen. Die im Material liegenden Fehler (eingewalzte Gasblasen oder Lunken) sind bei der Abnahme meist nicht erkennbar, wenn sie nicht bis an die Oberfläche heranreichen. Sie finden sich meistens im Innern der Schiene und treten erst nach entsprechender Abnutzung der Fahrfläche in Erscheinung. Solange sie nur klein sind — ganz im Anfang sind sie oft nur als

dunkle Flecken erkennbar —, haben sie keinen Einfluß auf den ruhigen Gang der Fahrzeuge, erst nach jahrelangem Befahren vergrößern sie sich zusehends, es springen einzelne Splitter ab; die fehlerhafte Stelle ist in folge des Schlages beim Ueberfahren leicht kenntlich. Die Schwellen können an solchen Stellen erfahrungsgemäß nur schwer auf längere Zeit in guter Unterstopfung gehalten werden. Als sehr unerwünschte Folgeerscheinung treten oft feine, schwer erkennbare Querrisse auf, die von der Schlagstelle aus zu beiden Seiten des Schienenkopfes herabziehen, und die in einzelnen Fällen schon zu Vollbrüchen der Schiene geführt haben.

Ähnliche Schlagstellen treten oft bei Schienen vor Signalen auf, hervorgerufen durch Radschleudern einzelner im Anfahren begriffener Lokomotiven; sie können gleichfalls die obengenannten Querrisse nach sich ziehen.

Auf eigenartige Weise sind dieselben Erscheinungen schon entstanden durch eine ursprünglich ganz kleine körnerartige Verletzung der Lauffläche der Schienen, hervorgerufen durch sehr harte Fremdkörper, die sich in die Bandage eines Rades eingedrückt hatten. Diese Verletzungen fanden sich auf längere Strecken verteilt und in regelmäßigen Abständen sich wiederholend an verschiedenen Stellen der Hauptbahn Mannheim—Basel und der Schwarzwaldbahn Offenburg—Konstanz vor; die Abstände waren in den einzelnen Fällen: 3,14 m, 3,97 m, 2,70 m und 2,46 m, entsprechend einem Laufkreisdurchmesser von 1,00 m, 1,26 m, 0,86 m und 0,78 m.

In dem letztgenannten Fall wurde als Ursache eine in die Bandage eines Lokomotivlaufrades eingedrückte Stahlkugel ermittelt. Diese Verletzungen der Schienenoberfläche hatten ursprünglich einen nur wenige Milli-

meter großen Durchmesser und eine Tiefe von kaum 1 bis 2 mm, vergrößerten sich im Laufe der Zeit aber zu Schlaglöchern von mehreren Zentimetern Durchmesser, so daß die Auswechslung der Schienen erforderlich wurde. Genauere Untersuchungen haben ergeben, daß das Schienenmaterial einwandfrei war, und daß die Zerstörung nur auf äußere, der obengenannten Ursache ähnliche Einflüsse zurückzuführen war, wie übrigens auch aus dem Umstand hervorgeht, daß die Eindrückungen bei Schienen verschiedener Erzeugungswerke in regelmäßigen Abständen durchlaufend sich vorfinden. In mehreren Fällen haben auch diese unerheblichen, zunächst kaum erkennbaren äußeren Verletzungen zu den schon genannten Querrissen und Anbrüchen geführt.

Die Erscheinungen zeigen jedenfalls, zu welchen unliebsamen Folgen die durchaus nicht seltenen und zunächst nur ganz geringfügigen Verletzungen der Fahrfläche der Schienen führen können. In mehreren Fällen mußten derartige Schienen ausgebaut werden, ehe ihre Lebensdauer infolge regelmäßiger Abnutzung erreicht war.

2. Riffel. Unter Riffelbildung versteht man einen ungleichmäßigen, meist wellenförmigen Verschleiß an den Fahrflächen, der bald in Form von linsen- bis pfenniggroßen, hellglänzenden Flecken, die eine Eindrückung kaum erkennen lassen, vorkommt, bald in Form von größeren, unregelmäßig geformten Flächen mit deutlich wahrnehmbaren Einpressungen, bald in Form eines oft mehrere Meter langen über die Schienenfläche hinlaufenden geraden oder gezackten Bandes, oder in krassen Fällen in Form von etwa spannenlangen Wellen mit deutlich erkennbaren Wellenbergen und Wellentälern.

Nach den bisher gemachten Beobachtungen treten die Riffel bei Schienen jeder Herkunft auf, bei Bahnen mit gemischtem Verkehr wie bei reinen Güterlinien, bei Schienen verschiedener Profile, in Geraden wie in flachen Bögen, in Tunneln wie im Freien, auf harter Unterlage (bei anstehendem Fels) wie auf nachgiebigem Untergrund (bei hohen Dämmen). Allerdings lassen sich einige Einschränkungen beobachten; Riffel zeigten sich bisher nicht in scharfen Bögen, d. h. bei einem Halbmesser, der kleiner als etwa 800 bis 1000 m war, ebenso nur ganz selten in den stark (1:50 bis 1:55) geneigten Rampen der Schwarzwaldbahn Offenburg—Konstanz, wo sie nur an zwei Stellen in Tunneln im Gefälle und bei flacher Krümmung sich bemerkbar machten. In der Hauptsache treten sie bei 140 mm hohen Schienen und hier in allen eingangs genannten Erscheinungsformen auf, seltener bei 129 mm hohen Schienen; bei diesen ist bisher die Form mit stark erkennbaren Wellen nur sehr selten beobachtet worden; bei dieser Walzform zeigten sich auch die Riffel meist nur an den Schienen, die von englischen Erzeugungswerken im Anfang der neunziger Jahre des vorigen Jahrhunderts geliefert wurden. Im allgemeinen treten die Riffel erst nach längerer Benutzungsdauer, oft erst wenn die Abnutzung schon ziemlich weit vorgeschritten ist, in die Erscheinung. Eine Unterbrechung der Riffelbildung auf einer längeren Riffelstrecke tritt meistens dann auf, wenn Schienen anderen Ursprungs folgen; umgekehrt sind schon in langen Riffelstrecken einzelne riffelfreie Schienen beobachtet worden, die das gleiche Walzzeichen wie die mit Riffel behafteten Schienen tragen. In Tunneln wurden die Riffel in der Hauptsache nur an nassen Stellen beobachtet; Frost als Ursache kommt hier nicht in Frage, da in den vorliegenden Fällen dieser bei der Länge der Tunnel nicht eintritt. In weitaus den häufigsten Fällen zeigen sie sich in Bremsstrecken zwischen Vorsignal und Hauptsignal, vereinzelt auch in Anfahrstrecken, insbesondere dort, wo eine Brücke oder ein ähnlicher, die Stetigkeit der Linie unterbrechender Einbau offenbar den ersten Anstoß zu besonders gearteten Schwingungen gibt. In Bremsstrecken finden sie sich sehr häufig in Form kurzer, rasch aufeinanderfolgender Eindrücke. In Anfahrstrecken ist dagegen häufig die Riffelform mit langen Wellenbergen und Wellentälern beobachtet worden.

Die bisherigen Ergebnisse lassen erkennen, daß die Riffelbildung vorwiegend auf dynamische Einwirkungen

der Fahrzeuge zurückzuführen ist, jedenfalls viel eher auf solche als auf Fehler im Material der Schienen. Die Stoffbeschaffenheit spielt selbstredend mit eine Rolle, wenn auch keine ausschlaggebende. Das häufige Auftreten der Riffel in Bremsstrecken vor Signalen, ebenso auch in Anfahrstrecken weist darauf hin, daß rasch auftretende Veränderungen im Lauf der Fahrzeuge von großem Einfluß auf die Riffelbildung sind. Der Umstand, daß die Riffelbildung auf solchen Strecken nur selten oder in geringem Maße auftritt, die nur von leichten Zügen, insbesondere Personenzügen befahren werden, auf Linien mit gemischtem Verkehr und reinem Güterverkehr aber verhältnismäßig stark sich zeigt, dürfte vielleicht darauf hinweisen, daß schwere Güterzüge von größerem Einfluß auf die Riffelbildung sind als Schnell- und Personenzüge. Bei ihnen mag es eher vorkommen, daß die beiden Räder einer Achse ungleich stark gebremst werden, was verschiedene Umlaufgeschwindigkeit und damit eine Torsion der Achse sowie ein periodisches Voreilen und Zurückschnellen des schwächer gebremsten Rades verursacht. Daß bei diesen Gleitbewegungen die Verschiedenartigkeit der Härte des Schienenmaterials, von der auch der Grad der Reibung und die Größe der spezifischen Pressung im jeweiligen Berührungspunkt abhängt, eine gewisse Rolle spielt, ist einleuchtend.

Bei der Reichsbahn ist die Riffelbildung bisher noch nicht in dem Umfang wie bei den Straßenbahnen aufgetreten, wenn auch in mehreren Fällen die Auswechslung von längeren Gleisstrecken lediglich wegen Riffelbildung erfolgen mußte. Es ist aber nach den Erfahrungen in allerletzter Zeit zu erwarten, daß die unliebsame Erscheinung in Hinkunft in wachsendem Maße sich bemerkbar machen wird.

Regierungsbaurat Dr.-Ing. A. Diehl, Karlsruhe.

Ein amerikanisches Feinblechwalzwerk.

Ein größeres Blechwalzwerk ist nach einer Bauzeit von 9½ Monaten im September 1923 in Granite City, U. S. A.¹⁾ in Betrieb gekommen. Bemerkenswert ist die auch hier angewandte amerikanische Straßenanordnung (vgl. Abb. 1) mit einem einzigen Antrieb in der Mitte der in einer Reihe stehenden 16 Walzgerüste. Es werden der Feinbleche und Mittelbleche bis 60" Breite und in Stärken von 0,30 bis 3,00 mm hergestellt. Die Platinen kommen von einem Nachbarwerk, welches 10 S.-M.-Öfen von je 60 t, eine 850er Blockstraße und eine 600er Platinenstraße besitzt.

Das Platinenlagerhaus ist 13,7 m breit und kann einen Vorrat von 35 bis 40 Tagen aufnehmen. Anschließend steht die Ofenhalle von nur 3 m Breite, um die Ofenkamine außerhalb der Kranbahnen ins Freie führen zu können. Es folgt die Walzhalle von 25 m Breite und zuletzt die Adjustage und Lagerhalle von ebenfalls 25 m Breite. Die Gesamtlänge des Walzbaues beträgt 252 m, und die Platinenhalle besitzt einen Kran von 10 t, die Walzhalle, in der auch die Scheren aufgestellt sind, einen solchen von 40 t mit einem 10-t-Hilfskran und die Lagerhalle einen Kran von 10 t.

Zur guten Innenbeleuchtung sind die Dächer der einzelnen Hallen verschieden hoch gehalten. Die Platinen-Blechwärmöfen und die beiden Dampfkessel, die Dampf für die Beizen und die Blechdoppler liefern, haben Unterschubfeuerungen; über jeder Feuerstelle ist ein Kohlenbunker angeordnet, der von einem 250 t fassenden Hauptbunker versorgt wird. Die Ofenanlage besteht aus fünf verbundenen Blech- und Platinenöfen, einem einfachen Platinofen und einem Doppel-Blechofen für die Feinblechgerüste, während das Mittelblechgerüst einen Stoßofen und einen Nachwärmofen besitzt. Der Stoßofen sowohl als auch die Platinenwärmöfen haben elektrisch betriebene Einstoßmaschinen.

Auf der einen Seite des Walzwerksantriebes sind vier Feinblechgerüstgruppen, jede bestehend aus einem Vor- und einem Fertigerüst, angeordnet; eins davon hat Walzen von 750 mm ϕ und 950 mm Ballenlänge,

¹⁾ Iron Trade Rev. 73 (1923), S. 1363/6.

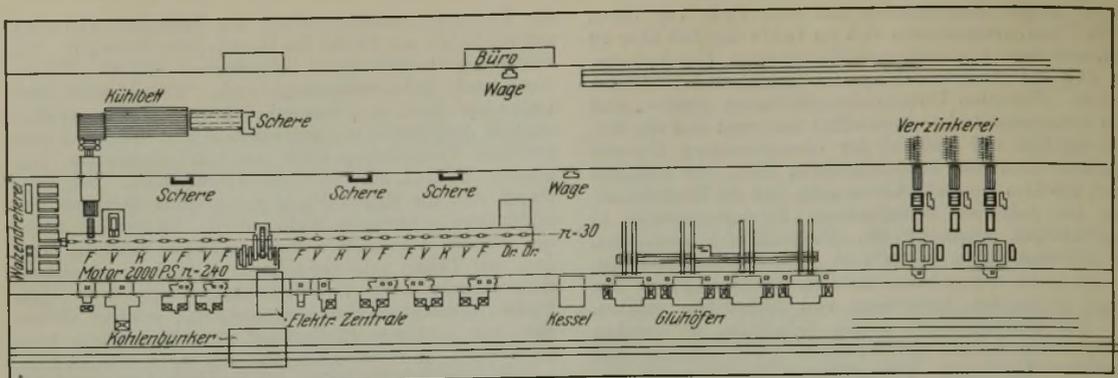


Abbildung 1. Lageplan des Blechwalzwerks in Granite City.

und drei Gerüste haben 950 mm ϕ und 1200 mm Ballenlänge. Am Ende dieser Straße sind zwei Dressiergerüste von 650 mm ϕ und 950 mm Ballenlänge aufgestellt. Auf der anderen Seite befinden sich zwei Gerüstgruppen von 750 mm ϕ und 980 mm Ballenlänge, von denen ein Vorgerüst ausbalanciert ist. Daneben stehen die beiden Mittelblechgerüste mit Wipp- und Hebetischen hinter der Walze. Die Walzenstraße läuft mit 30 Umdr./min, und der Motor ist für 2000 PS bei 2300 V gebaut. Zur Uebertragung wird das in Amerika fast ausschließlich gebrauchte Zahnradvorgelege benutzt. Die Vorwalzen sind durch Federn ausbalanciert und die Gerüste so angeordnet, daß zwischen zwei Vorgerüsten ein Kammwalzgerüst steht; zu beiden Seiten der Vorwalzgerüste steht je ein Fertigerüst. Ein Vorgerüst und ein Fertigerüst bilden eine Walzgruppe.

Die aus dem Fertigerüst der Mittelblechstraße kommenden Bleche durchwandern einen Glühofen, eine dahinterstehende Richtmaschine und kommen nun aufs Warmbett, an dessen Ende eine rd. 4 m breite Schere aufgestellt ist. In der verlängerten Ofenreihe sind vier Kistenglühöfen, mit elektrischen Einschubmaschinen ausgerüstet, aufgestellt, ferner ein fester und ein transportabler Blauglühofen; letztere werden mit Koks-Ofengas geheizt. Es schließt sich die Beizerei, die eine elektrisch betriebene Maschine hat, an, und von dieser kommen die Bleche zu den Verzinkmaschinen, die mit Walzen-transport und Kühlrechen ausgerüstet sind.

Es wird auf die gute Anordnung der Walzgerüste und auf die Ständerkonstruktion hingewiesen, die eine gute Luftzirkulation und gleichmäßige Abkühlung der Walzenoberfläche bewirken soll. Mit dem Kran kann die Walze gehoben oder gesenkt werden, ohne die Nachbarwalze zu stören, und zum Wenden der Walzen wird ein besonderer Apparat benutzt. Die Flurplatten zwischen Ofen und Walzenstraße sind mit Wasser gekühlt. Erzeugungszahlen sind nicht genannt. Im allgemeinen ist die Anordnung wie in den deutschen Feinblechwalzwerken der letzten Bauzeit. W. Krämer.

Eine bemerkenswerte Untersuchung eines Kesselschadens.

In der „Zeitschrift des Bayerischen Revisionsvereins“⁽¹⁾ wird neuerdings über die Untersuchung eines Dampfkeesselschadens berichtet. An einem aus dem Jahre 1899 stammenden Kessel eines Elektrizitätswerks zeigten sich im Frühjahr 1924 Anrisse im vollen Blech. Zerreißproben in der Nähe des Risses ergaben in der Querrichtung 41,5 kg/mm² bei 27,5 % Dehnung, in der Längsrichtung 44,0 kg/mm² bei 22 % Dehnung. Die Werte liegen innerhalb der zulässigen Grenzen. Daran wird nun die merkwürdige Behauptung geknüpft, daß die ursprüngliche Festigkeit sehr wahrscheinlich nicht so hoch (soll heißen nicht innerhalb der zulässigen Grenzen) gelegen habe, weil an einem ähnlichen, anderen Kessel, der sich auf einem anderen Werk befindet, aber von der gleichen Firma im gleichen Jahre erbaut war, nachweislich Kesselbleche von 35 kg/mm²

Festigkeit verwendet wurden. Es sei daher anzunehmen, „daß auch das untersuchte Kesselblech ursprünglich keine höhere Festigkeit hatte, also sogenanntes weiches Flußeisen war, und daß es durch die Beanspruchung im Laufe der Zeit spröde geworden ist“.

Das soll weiter belegt werden durch eine von Professor Dr. M. von Schwarz an der Technischen Hochschule München vorgenommene metallographische Untersuchung. Diese kommt zu dem verblüffenden Ergebnis, „daß ein kennzeichnender ‚Dauer- oder Ermüdungsbruch‘ vorliegt, denn der Anriß durchtrennt messerscharf die Fasern des Werkstoffs“.

Dieser „messerscharfe Anriß“ scheint für M. von Schwarz, wie bereits einige seiner früheren Untersuchungen zeigen, ein für allemal das Kennzeichen des Dauerbruchs zu sein. A. Pomp hat bereits in dieser Zeitschrift⁽¹⁾ gelegentlich eines Referates über die Arbeit von Schwarz: „Eine beachtenswerte Ermüdung des Stahldrahts“ darauf hingewiesen, daß nicht alles das, was der Einfachheit halber für Ermüdungsbruch gehalten wird, ein solcher ist, wenn auch die eigentlichen Ursachen des Bruchs für den Nichtfachmann nicht immer leicht erkennbar sind. Auch in diesem Falle ist interessant, daß M. von Schwarz mit seinen weiteren Feststellungen selbst dem Untersuchungsbericht widerspricht. Er findet nämlich in der Nähe des Risses eine Kerbzähigkeit von nur 0,55 mkg/cm³ und Biegezahlen nach Heyn von nur 15°. Das soll nach seiner Ansicht ein Nachweis der „erschöpften“ Arbeitsfähigkeit des Kesselblechs sein, während bekanntlich typische Dauer- oder Ermüdungsbrüche auch in der Nähe der Bruchstelle keine Erhöhung der Sprödigkeit aufweisen⁽²⁾. Weiter weist Schwarz darauf hin, daß der Kohlenstoffgehalt des Blechs, wie die Gefügebilder zeigen, an der oberen Grenze liegt, eine Tatsache, die wohl kaum mit der angeblich zu niedrigen Ursprungsfestigkeit des Blechs in Einklang zu bringen ist, es sei denn, daß man annimmt, durch die „Erschöpfung“ des Blechs sei gleichzeitig eine Erhöhung des Kohlenstoffgehaltes eingetreten.

Ob der Bruch, wie so oft in derartigen Fällen, auf Alterungserscheinungen zurückzuführen ist, läßt sich nach den vorliegenden Angaben nur vermuten. Es ist wohl nicht nötig, daß auf dem in jeder Beziehung so gefährlichen Gebiet der Kesselschäden durch unsachgemäße Untersuchungen die vorhandene Unsicherheit noch gesteigert wird.

Ursachen der schnellen Korrosion von Kondensatorrohren.

Versuche von Guy D. Bengough, R. May und Ruth Pirret ergaben nach einem eigenen Berichte der Genannten⁽³⁾ kurz zusammengefaßt folgendes:

¹⁾ St. u. E. 42 (1922), S. 780/1.

²⁾ Vgl. hierzu den zusammenfassenden Bericht über Ermüdungserscheinungen von R. Mailänder; Werkstoff-ausschuß-Bericht Nr. 38, S. 20, Abschnitt [15].

³⁾ The Causes of rapid corrosion of condenser tubes. A paper read before the North East Coast Institution of Engineers and Shipbuilders in Newcastle-on-Tyne, on the 19th October, 1923. (With 13 fig.) London: E. & F. N. Spon, Ltd., 1924 (100 p.) 8°. 5 S.

¹⁾ Z. Bayer. Rev.-V. 28 (1924) Nr. 13, S. 115/6.

1. Mitgerissene Luft verstärkt erheblich den Angriff fließenden Seewassers auf Messing (70 : 30) und auf andere Kupferlegierungen. — 2. Je größer die Geschwindigkeit des fließenden Wassers, um so stärker ist die Korrosion. — 3. Mit steigender Temperatur wächst der Angriff auf Kupfer und auf die meisten Kupferlegierungen, z. B. auf Kupfer-Nickel (80 : 20). Auffallenderweise ergab sich bei Messing 70 : 30 eine Verringerung des Angriffs mit steigender Temperatur. — 4. Elektrolytischer Schutz war in seiner Wirkung nur eng begrenzt, er wirkte meist nur an den Enden der Rohre und versagte auch dort gelegentlich¹⁾. — 5. Die kritische Zeit im Leben der Rohre ist die erste, solange sich noch keine Schutzschicht (Ablagerung aus den Salzen des Wassers) gebildet hat. — 6. Haben sich dagegen Ablagerungen gebildet, so bedingen sie, je nach der Natur der Salzablagerung, unter Umständen einen sehr guten Schutz.

An den Vortrag schloß sich eine eingehende Besprechung. Unter anderem wurde erwähnt, daß sich im praktischen Betriebe Rohre aus Kupfer-Nickel im Gegensatz zu den Versuchen der Verfasser, günstiger verhalten haben als Messingrohre. Die Betriebsverhältnisse (Art des Wassers, Geschwindigkeit des Durchströmens, Temperatur usw.) spielen bei der Korrosion eine wesentliche Rolle. Versuche im kleinen lassen sich daher nur mit Vorsicht auf die Verhältnisse in der Praxis übertragen.

O. Bauer.

Auswahl von Automobilstählen.

Nach W. E. Jominy²⁾ sind für die Herstellung von Automobilen folgende 12 Stähle ausreichend:

1. S.-M.-Stahl mit 0,10 % Kohlenstoff. Er findet in Form von Blechen und Bändern in den verschiedensten Härtegraden Verwendung für Schutzbleche, Hauben und zahlreiche Preß- und Ziehteile.

2. Kaltgewalzter oder gezogener Bessemerstahl mit 0,08–0,16 % Kohlenstoff für Automatenzwecke (Bolzen, Schrauben, Muttern u. dgl.).

3. Unlegierter Einsatzstahl mit 0,15–0,25 % Kohlenstoff, 0,30–0,60 % Mangan, höchstens 0,05 % Phosphor und 0,045 % Schwefel.

4. Mittelharter Kohlenstoffstahl mit 0,30–0,45 % Kohlenstoff und 0,50–0,80 % Mangan für nicht allzu hoch beanspruchte Teile.

5. Federstahl folgender Zusammensetzung:

C	0,58–0,70 %
Mn	0,70–1,00 %
S	unter 0,05 %
P	unter 0,045 %

6. Kohlenstoffstahl mit 0,90–1,05 % Kohlenstoff, 0,25–0,50 % Mangan, Schwefel unter 0,045 und Phosphor unter 0,04 % für dicke Federn, Kugeln für Kugellager u. dgl.

7. Legierter Einsatzstahl für Teile, die hohe Beanspruchungen auszuhalten haben und gleichzeitig starker Abnutzung unterworfen sind. Empfohlen wird eine Reihe von Nickel-, Chrom-, Chrom-Nickel- und Chrom-Vanadium-Stählen.

8. Legierter Stahl für hochbeanspruchte Teile. Hierfür kommen folgende legierte Stähle in Frage:

C	0,25–0,45	0,25–0,35	0,25–0,40	0,30–0,40
Mn	0,50–0,80	0,50–0,80	0,50–0,80	0,30–0,60
S		höchstens 0,045		
P		„ 0,040		
Cr	0,45–0,75	0,80–1,10		0,60–0,95
Ni	1,00–1,50		3,25–3,75	2,75–3,25
V		mindestens 0,15		

¹⁾ Nach Untersuchungen von O. Bauer und O. Vogel (St. u. E. 40 (1920), S. 45/52 u. S. 85/9) ist, um elektrolytischen Schutz zu erzielen, für jedes Metall und jede Legierung eine ganz bestimmte Stromdichte erforderlich (für Eisen z. B. 0,00001 A/cm²). Wird diese Stromdichte nicht erreicht, so kann auch kein Schutz eintreten.

²⁾ Trans. Am. Soc. Steel Treat. 2 (1922), S. 206/12.

9. Für Zahnräder, die im Einsatz gehärtet werden sollen, eignet sich Stahl Nr. 7, für in Oel zu härtende Zahnräder werden Nickelstähle mit 3,25–3,75 % Nickel, und Chrom-Nickel-Stähle mit 0,60–0,90 % Chrom und 1,50–2,00 % Nickel bzw. 0,45–0,75 % Chrom und 1,00–1,50 % Nickel empfohlen.

10. Für hochbeanspruchte Federn werden folgende Stähle vorgeschlagen:

C	0,45–0,55	0,40–0,50	0,65–0,75
Mn	0,60–0,80	0,80–1,00	0,85–1,05
S	max. 0,045	max. 0,040	max. 0,035
P	max. 0,045	max. 0,040	max. 0,035
Si	1,80–2,10	—	max. 0,30
Cr	—	1,05–1,20	0,30–0,45
V	—	mindest. 0,15	—

11. Magnetstahl folgender Zusammensetzung:

C	0,80–0,90
Mn	0,30–0,50
Si	0,25–0,40
Cr	1,90–2,10
W	0,75–1,00

12. Für Ventilkappenstahl, der hohe Festigkeit in Verbindung mit genügendem Widerstand gegen Abnutzung und Verzunderung besitzen muß, werden eine Anzahl Nickel-, Chrom-Nickel-, Chrom-Wolfram- und Nickel-Kobalt-Stähle angegeben.

A. Pöpp.

Aus Fachvereinen.

Iron and Steel Institute.

(Frühjahrsversammlung Mai 1924. — Schluß von S. 1118.)

C. A. Edwards und L. B. Pfeil legten einen Bericht vor über

Die Erzeugung von großen Kristallen durch Glühen gereckten Eisens.

Die Arbeit ist in Anlehnung an einen Vortrag, der bei der letzten Versammlung des Iron and Steel Institute gehalten wurde, und über den auch in dieser Zeitschrift berichtet worden ist¹⁾, ausgeführt worden. Zu ihren Untersuchungen benutzten die Verfasser drei Werkstoffe von folgender Zusammensetzung:

	C	Si	Mn	S	P
	%	%	%	%	%
1	0,105	0,021	0,380	0,045	0,019
2	0,130	0,023	0,440	0,028	0,020
3	0,100	0,000	0,350	0,072	0,086

Das Material lag in Form von Blechen von ungefähr 3 mm Stärke vor. Uebereinstimmende Ergebnisse wurden nur an den beiden ersten Blechen erhalten, während die Proben mit dem höheren Phosphor- und Schwefelgehalt abweichende Werte ergaben, die nicht berücksichtigt wurden.

Da bei früheren Untersuchungen festgestellt wurde, daß eine grobe Kristallisation besonders dort zu bemerken war, wo eine Entkohlung eingetreten war, so wurden die Proben vor der weiteren Behandlung in einer Wasserstoffatmosphäre geglüht, um eine vollständige Entkohlung herbeizuführen. Die Glühdauer betrug ungefähr 48 st. Zur besseren Aktivität wurde feuchter Wasserstoff benutzt. Die Entkohlung wurde als beendet angesprochen, wenn in dem Schliff kein Perlit oder Zementit mehr unter dem Mikroskop zu sehen war. Sodann wurden die Proben um verschiedene Grade, von 1 % beginnend, gereckt, danach 12 st bei 860° geglüht und nach Erkalten in 10prozentiger Salpetersäure geätzt. Hierbei zeigte sich, daß die um 2,75 % gereckte Probe die größten Kristalle von 84 mm Länge und 30 mm Breite aufwies, während mit zunehmender Streckung die Kristalle kleiner wurden (vgl. Abb. 1). Die Proben, die um weniger als 5 % gereckt waren, zeigten die sehr bemerkenswerte Erscheinung, daß die Oberfläche mit einer Schicht von feinen Kristallen, die in der Größenordnung mit dem Anfangskorn überein-

¹⁾ St. u. E. 43 (1923), S. 1458/9.

stimmten, bedeckt war (vgl. Abb. 2). Auf Grund der verschiedenen vergeblichen Versuche, diese Oberflächenschicht zum Verschwinden zu bringen, kamen die Verfasser zu der Ueberzeugung, daß die Entstehung dieser feinkristallinen Schicht darauf zurückzuführen ist, daß

Die Glühung nach den verschiedenen Reckgraden erfolgte bei 880° und währte 72 st. Hierbei ergab sich, daß bei der Korngröße A die geringste Streckung für abnormes Kornwachstum 2% betrug. Bei der Korngröße B war die geringste Verlängerung 3,25%. Bei diesem Material wurden die größten Körner erzielt. (Maximale Größe 100 × 30 × 3 mm.) Korngröße C: Die geringste Verlängerung betrug 3,75%, die größten Körner lagen ihrer Größenordnung nach zwischen denen des Materials von der Korngröße A und der Korngröße B. Korngröße D: Die kritische Reckung betrug 4,25%. Die größten Kristalle waren 25 mm lang, alle Proben zeigten auf der Oberfläche die oben erwähnte Schicht von kleinen Kristallen. Korngröße E: Bei dieser Anfangskorngröße war ein Wachstum nur mehr sehr schwer zu beobachten, die notwenige Verlängerung schien 8—12% zu betragen. Bei noch größerer Anfangskorngröße trat gewöhnlich Rekristallisation ein, bevor ein Kornwachstum zu entdecken war. Je größer die Anfangskorngröße also war, um so größer mußte die Streckung sein, um entweder Kornwachstum oder Rekristallisation hervorzurufen. Bei den

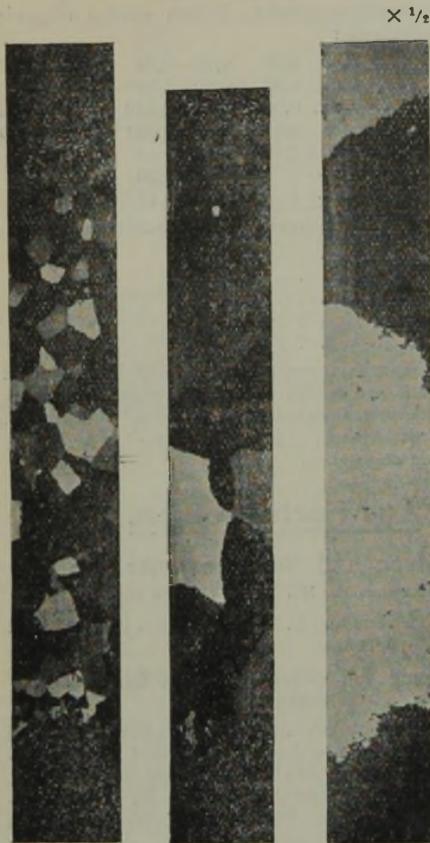


Abbildung 1. Um verschiedene Grade gereckte und bei 880° 72 st geglühte Proben. Entkohlt bei 925° 48 st.

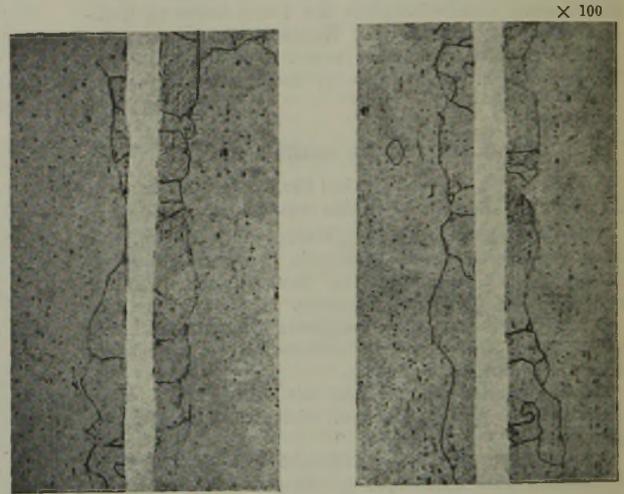


Abbildung 2. Querschnitt der Proben mit Oberflächenschicht kleiner Kristalle.

bei dem Reckversuch die an der Oberfläche liegenden Kristalle wegen der freien Fläche nicht in gleicher Weise an der Aufnahme der Belastung teilnehmen.

Des weiteren wurden Versuche ausgeführt, um den Einfluß der Anfangskorngröße festzulegen. Die Anfangskorngröße läßt sich auf folgende drei Arten verändern:

1. Veränderung der Entkohlungstemperatur,
2. Veränderung der Glühdauer bei der Entkohlungstemperatur, und
3. Streckung mit nachfolgender Glühung.

Die Verfasser bedienten sich nur der beiden ersten Faktoren und erhielten auf diese Weise folgende Ergebnisse:

1. 48 st bei 850° entkohlt, Kornzahl 1750 je mm², Korngröße A,
2. 48 st bei 950° entkohlt, 120 Körner je mm², Korngröße B,
3. 7 Tage bei 950° entkohlt, 80 Körner je mm², Korngröße C,
4. 7 Tage bei 1050° entkohlt, 50 Körner je mm², Korngröße D,
5. 21 Tage bei 1050° entkohlt, 16 Körner je mm² Korngröße E.



Abbildung 3. Rekristallisation an den Korngrenzen.

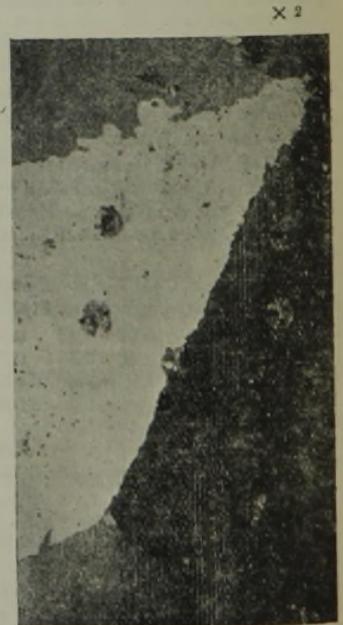


Abbildung 4. Kornwachstum großer Kristalle.

grobkristallinen Proben zeigte sich außerdem, daß die Streckung der einzelnen Kristalle innerhalb der Probe nicht gleichmäßig war. Bei diesen Proben trat die interessante Erscheinung auf, daß bei einem 24stündigen Glühen bei 880° Rekristallisation an den äußersten Grenzen der Körner eintrat, wie Abb. 3 zeigt. In einigen Fällen ließ sich auch ein Kornwachstum beobachten, (vgl. Abb. 4.) Die ursprüngliche, geradlinige Korngrenze war zwei Kristallen gemeinsam, von denen der eine um 19 und der andere um 20% gereckt war. Man sieht, daß die Korngrenze von dem hellen Kristall teilweise durchbrochen worden ist. Um eine größere Streckung dieser Bleche mit den großen Kristallen zu erreichen, wurden sie gewalzt. Durch diesen Arbeitsvorgang ließ sich kein Kornwachstum mehr erzielen, sondern es trat gewöhnlich eine Rekristallisation auf, die mit zunehmendem Streckungsgrad auch innerhalb der ursprünglichen Körner auftrat.

Schließlich wurden noch Versuche an Probestäben ausgeführt, bei denen die gesamte Meßlänge nur von einem einzigen Kristall gebildet wurde. Die Meßlänge betrug in diesen Fällen 63 x 19 x 3 mm. Die Proben, die bis zum Bruch gereckt wurden, ergaben Werte von ungefähr 14 bis 16 kg/mm² Endlast und 30 bis 50% Dehnung, während vergleichsweise der Stahl von der Korngröße A eine Endlast von 31 kg/mm² und 53,5% Dehnung ergab. Durch Walzen war es möglich, den Einkristall ohne Zwischenglühung auf das 100fache seiner Originallänge auszuwalzen, ohne daß ein Reißen an den Enden erfolgte. Bei einer Biegungsbeanspruchung (im Schraubstock) zeigte sich dieses Material mit den großen Kristallen außerordentlich spröde, und zwar trat das Brechen in Spaltflächen unter 45° zu der Streckrichtung auf. Nur in 5 Fällen gelang es den Verfassern, den Einkristall zu biegen, ohne daß Spalten auftrat. Brinelleindrücke auf den großen Kristallen hatten quadratische Form, und zwar lag fast in allen Fällen die eine Diagonale in der Streckrichtung. Ebenso verlief die Diagonale der quadratischen Aetzgruben stets in der Richtung der Streckung. Die Verfasser ziehen aus ihren Untersuchungen den Schluß, daß das Wachsen der Kristalle stets in Richtung ihrer Orientierung erfolgt.

Dr.-Ing. W. Schneider.

Ueber die Eindruckhärte der Metalle

berichteten Kôtarô Honda und Kinnoskê Takahasi. Die Ergebnisse der Brinellprobe werden durch zwei Fehlerquellen beeinflusst, einmal durch die elastische Zusammenziehung des Eindrucks, zum andern durch die während der Messung fortschreitende Verfestigung. Die erste Fehlerquelle ist bei weichen Materialien gering, nimmt aber bei gehärteten Stählen recht beträchtliche Werte an. Hand in Hand hiermit geht die bekannte Erscheinung der Abplattung der zum Eindruck benutzten Kugel. Die Wirkung dieser Abplattung ist dieselbe, als ob eine größere Kugel bei der Messung benutzt worden ist. Der Durchmesser dieser tatsächlich zur Wirkung kommenden Kugel kann durch Messung der Tiefe und des Durchmessers des bleibenden Eindrucks gemessen werden, wenn man die zulässige Annahme macht, daß die Fläche des Eindrucks tatsächlich der Oberfläche einer Kugel entspricht. Auf diesem Wege haben Verfasser bei ihren Versuchen mit einer 10-mm-Kugel die in Zahlentafel 1 wiedergegebenen „wirksamen“ Durchmesser ermittelt, die außerordentlich beträchtlich von dem Durchmesser der benutzten Kugel abweichen, wobei die Verfasser mit steigender Belastung

Zahlentafel 1. Abgeschreckter Kohlenstoffstahl. (1,2% C.)

Belastung kg	Radius des Eindrucks mm	Tiefe des Ein- drucks mm	Wirksamer Kugeldurch- messer mm
745	0,735	0,012	45,1
1245	0,870	0,020	37,9
1745	0,965	0,030	31,1
2245	1,080	0,040	29,2
2745	1,160	0,050	27,2

Zahlentafel 2.

Kohlenstoffstahl	C %	k	a	H	H bei 3000 kg
gewalzt	0,3	3265	0,289	104	115
	0,8	4793	0,534	154	186
	1,1	5230	0,722	166	212
geglüht	0,3	3000	0,322	95	113
	0,8	3828	0,514	122	144
	1,1	4123	0,562	132	162
in Oel abgeschreckt	0,3	4672	0,413	149	179
	0,8	5165	1,104	169	217
in Wasser abgeschreckt	1,1	5452	1,069	174	222
	0,8	5827	2,033	186	281
	1,1	6864	1,640	219	345

einen geringeren Unterschied fanden. Infolge der während des Versuches eintretenden Verfestigung steigt ferner die Härtezahl mit zunehmender Belastung, d. h. mit zunehmendem Eindruck stark an. Das zeigt Zahlentafel 2. Um die Ansicht näher zu belegen, hat der Verfasser eine Reihe von Würfeln desselben Materials mit verschiedenen großen Kugeleindrücken sowohl nach dem statischen als auch nach dem dynamischen Verfahren untersucht. Die Würfel wurden dann durch die Mitte des Kugeleindrucks durchschnitten und mit Hilfe des Skleroskops die Härte unterhalb des Eindrucks festgestellt; hierbei ergab sich, daß die Verfestigung um so tiefer ging, je größer der Eindruck war, und daß sie bei der statischen Probe weit höhere Werte erreichte als bei der dynamischen. Bei dieser Gelegenheit erwähnt der Verfasser das von T. W. Harris angegebene Verfahren zur Härtebestimmung, das ein mehrmaliges Drücken desselben Eindrucks mit dazwischen vorgenommenen Rekristallisationen vorsieht, und zwar so lange, bis keine Vergrößerung des Eindrucks mehr erfolgt. Verfasser bezeichnet die auf diesem Wege erhaltenen Ergebnisse als eine gewisse Annäherung an die „absolute Härte“, niemals aber als diese selbst.

Nach dem Vorhergehenden hält es der Verfasser für richtiger, als Maß für die Härte die Arbeit zu messen, die aufgewandt werden muß, um einen Eindruck von gegebenem Volumen zu erzeugen. Das ist die von Wüst und Bardenheuer für die dynamische Härteprüfung festgelegte Definition¹⁾. Bei der statischen Prüfung besteht nun zwischen der Last P und der Tiefe des Eindrucks h folgende Beziehung: $P = k \cdot h \cdot e^{a \cdot h}$. In dieser Gleichung sind k und a zwei Materialkonstanten, Elastizitäts- und Verfestigungskonstanten. Die Arbeit, die zur Erzeugung eines gegebenen Eindrucks aufzuwenden ist, ist

$$W = \int_0^h P dh = k \int_0^h h e^{ah} dh$$

$$= \frac{k}{a} \left(h e^{ah} - \frac{1}{a} \right) (e^{ah} - 1),$$

woraus unter Vernachlässigung des 4. Gliedes von h wegen der gewöhnlichen Kleinheit von h

$$W = kh^2 \left(\frac{1}{2} + \frac{1}{3} ah \right) \text{ wird.}$$

Wegen

$$V = \pi h^2 \left(\frac{D}{2} - h \right)$$

wird schließlich die Härte

$$H = \frac{k}{\pi} \left(\frac{1}{2} + \frac{1}{3} ah \right) = \frac{k(3 + 2ah)}{\pi(3D - 2h)}$$

k und a wird aus der Ph-Kurve und h bei dem Brinelleindruck während der Belastung bestimmt.

Für die „Anfangs- oder verfestigungsfreie Härte“ (h = 0) ergibt sich

$$H = \frac{k}{\pi D}$$

¹⁾ Mitt. a. d. Kaiser-Wilhelm-Inst. für Eisenforschung, Bd. 1 (1920), S. 1/30.

In Zahlentafel 2 sind für mehrere Kohlenstoffstähle in verschiedenen Zuständen die Materialkonstanten und die Härtezahlen (sowohl „Anfangshärte“ als auch die Härtezahl bei 3000 kg Belastung) wiedergegeben, wobei besonders die für die gehärteten Stähle gefundenen Härtezahlen auffällig sind und wohl noch einer Nachprüfung bedürfen.

W. Sch.

A. L. Norbury und T. Samuel berichteten über **Beziehungen zwischen Brinellhärte und Zerreißfestigkeit.**

Zwischen diesen beiden Größen besteht bekanntlich ein gleichbleibendes Zahlenverhältnis nur innerhalb einer Gruppe von ähnlichen Werkstoffen, so ist z. B. diese Verhältniszahl bei allen Kohlenstoffstählen ungefähr dieselbe, ändert sich jedoch schon bei Nickelstählen und weicht bei anderen Metallen noch mehr ab. Die Verfasser machen nun den Versuch, eine allgemein gültige Beziehung zwischen den beiden obigen Werten zu finden. Sie gehen von der Meyerschen Formel $P = ad^{2n}$ aus, wo P die Belastung und d den Durchmesser der Kalotte darstellt und a und n Werkstoffkonstanten sind. Bezeichnet man nun als „Grenzbelastung“ (ultimate load) diejenige, bei der rechnerisch eine 10-mm-Kugel zur Hälfte eingedrückt wird, also der Kalottendurchmesser 10 mm beträgt, so ergibt sich zwischen dieser „Grenzbelastung“ und der Zerreißfestigkeit eine Beziehung, wie sie aus Abb. 1 hervorgeht.

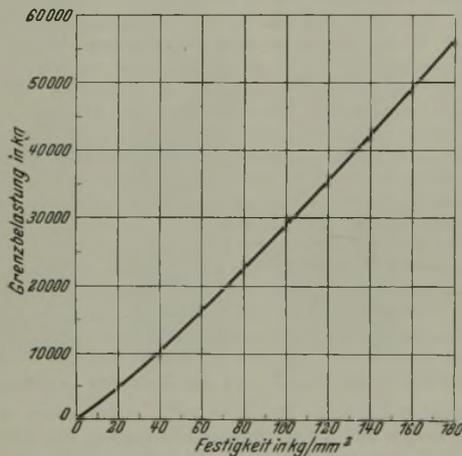


Abbildung 1. Beziehung zwischen „Grenzbelastung“ und Festigkeit.

Die „Grenzbelastung“ wird auf folgende Weise gefunden:

Man stellt bei zwei verschiedenen Belastungen den Durchmesser fest und errechnet sich daraus die Konstanten a und n und findet dann nach Einsetzung von 10 mm für d in die Formel den Wert P als „Grenzbelastung“.

Nach den Versuchen der Verfasser genügen der Beziehung nach Abb. 1 fast alle Werkstoffe, von den weichsten z. B. Zinn und Blei bis zu einem Stahl, der auf 170 kg vergütet ist. Eine Ausnahme macht nur Gußeisen und abgeschreckter hochprozentiger austenitischer Manganstahl. Bei Gußeisen ist die Festigkeit kleiner, als ihrer Grenzbelastung entspricht, und bei Manganstahl größer.

Bei Manganstahl ist dies wohl auf die im Verhältnis zur Festigkeit sehr niedrig liegende Streckgrenze zurückzuführen.

Eine ähnliche Beziehung findet sich zwischen „Grenzbelastung“ und Sprunghärte und zwischen Sprunghärte und Zerreißfestigkeit. In diesen Fällen bleibt auch der hochprozentige Manganstahl in der Reihe. F. Rapatz.

In ihrem Bericht über

Die plastische Formänderung von α - und γ -Eisen

gehen F. C. Thompson und W. E. Millington von der Vorstellung aus, daß die Kristallgitter aus dicht gepackten

kugelligen Atomen aufgebaut sind; sie glauben so wertvolle Aufklärungen über das Verhalten der Metalle bei plastischen Formänderungen zu erhalten, trotzdem als sicher gestellt gelten muß, daß die Grundannahme den Tatsachen nicht entspricht.

Sie erörtern zunächst kurz die Verhältnisse des kubisch-flächenzentrierten γ -Eisengitters; dieses kann aus Atomschichten von gleichseitiger Dreiecksymmetrie aufgebaut gedacht werden, wobei die zweite Schicht über den Lücken der ersten, die dritte über den Lücken der zweiten und erst die vierte Schicht wieder senkrecht über der ersten liegt. Die Gleitung erfolgt bei diesem Gittertyp sehr leicht auf der Oktaederebene, dabei geht die Struktur an der Gleitebene selbst in die hexagonal dicht gepackte Form über, deren größere Sprödigkeit die Ursache der dabei eintretenden Verfestigung darstellt. Aus der Gittergeometrie läßt sich weiter die Anlage zur Zwillingsbildung verstehen; bei dieser geht ebenfalls an der Zwillingsfläche die Symmetrie in die hexagonale Form über.

Der Einfluß überelastischer Formänderungen auf das kubisch-raumzentrierte α -Eisengitter wird sodann sehr ausführlich erörtert. Aus der Gittergeometrie würde zunächst folgen, daß die Rhombendodekaederebene sich als Gleitebene betätigt. Die Ursache dafür, daß im Gegensatz dazu die Gleitung nach der Würfeläche erfolgt, wird darin gesehen, daß die Dodekaedergleitung mit einer Aenderung der Struktur verknüpft ist, bei der das Gitter in eine raumzentrierte tetragonale Form von größerer Dichte übergeht; eine Gleitung nach der Würfeläche führt dagegen das Gitter ohne Dichtenänderung in sich über. Daher können nur in Einzelkristallen oder sehr grobkristallinem Material Gleitungen nach der Dodekaederebene auftreten; in polykristallinem Metall würden infolge der Vergrößerung der Dichte leere Räume entstehen müssen; die Gleitung erfolgt daher bei diesem bevorzugt nach der Würfelebene und erst bei starken Verformungen nach der Dodekaederebene. Bei sehr weitgehender Formänderung wird das Gitter schließlich unter weiterer Aenderung der Dichte einfach kubisch.

Zur Unterstützung ihrer Auffassung führen die Verfasser Dichtemessungen an plastisch verformten Metallen an, deren Ergebnisse sie als Beweis für ihre Theorie deuten. Eine weitere Stütze für ihre Vorstellungen erblicken sie darin, daß das raumzentrierte Gitter in Uebereinstimmung mit ihren geometrischen Vorstellungen keine oder nur geringe Neigung zur Zwillingsbildung aufweist.

Die Ausführungen der Autoren fanden in der anschließenden Diskussion ihres spekulativen Charakters wegen bereits heftigen Widerspruch. Wenngleich sich auch die Vorstellung symmetrielooser kugelliger Atome in der kinetischen Gastheorie bewährt hat, so ist es doch unzweifelhaft, daß eine vorbehaltlose Uebertragung dieser Vorstellung auf den kristallinen Zustand nicht berechtigt ist. Gegen die vorgetragene schematisch geometrische Auffassung spricht bereits, daß sich z. B. die flächenzentrierten Metalle keineswegs in ihren Eigenschaften decken; auch ist die Neigung zur Zwillingsbildung durchaus nicht bei allen flächenzentrierten Metallen vorhanden; Aluminium zeigt sie nur in verschwindendem Maße. Weitere schwerwiegende Einwände müssen sich gegen die Vorstellung richten, daß bei der plastischen Verformung tiefgehende Gitteränderungen eintreten, indem z. B. das kubisch-dichtgepackte in das hexagonal-dichtgepackte Gitter übergeht. Wenngleich zwischen diesen beiden Gitterarten nahe geometrische Beziehungen bestehen, so muß es doch als unwahrscheinlich bezeichnet werden, daß durch äußere Kräfte derartige Aenderungen veranlaßt werden könnten; diese würden im übrigen in scharfem Gegensatz zu dem heute bereits zu großem Umfang angewachsenen röntgenmetallographischen Beobachtungsmaterial stehen, durch das die Unbeeinflussbarkeit des Gitters auch bei stärkster Verformung zuverlässig nachgewiesen ist. F. Wever.

Auf den inhaltsreichen Vortrag von Ad. Dyrssen über Abhitzeverwertung beim Siemens-Martin-Betrieb kommen wir in einem besonderen Bericht zurück.

1) Z. V. d. I. 52 (1908), S. 645.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 36 vom 4. September 1924.)

Kl. 12 e, Gr. 2, E 28 589. Verfahren zur elektrischen Gasreinigung. Elektrische Gasreinigungs-G. m. b. H., Charlottenburg, und Dr. H. Rohmann, Saarbrücken, Viktoriast. 11 a.

Kl. 12 e, Gr. 2, K 80 674. Einführung der Hochspannungsleitungen in die Abscheidungskammer elektrischer Gasreinigungsanlagen. Dr.-Ing. Otto Kurz, Gelsenkirchen, Bulmkerstr. 56, und Elektrische Gasreinigungs-G. m. b. H., Charlottenburg.

Kl. 12 e, Gr. 2, L 58 697. Zentrifugalgasreiniger und Gasverdichter. Gretel Lehr, geb. Saßmann, Osnabrück, Georgstr. 4.

Kl. 12 e, Gr. 2, S 63 367. Anordnung zur Reinigung und zur Bewegung von durchlässigen Elektroden für elektrische Gasreinigung. Siemens-Schuckertwerke, G. m. b. H., Siemensstadt b. Berlin.

Kl. 12 e, Gr. 4, S 58 654. Verfahren und Einrichtung zur Verhütung der Ablagerung von Schwebeteilchen aus Gasen in wagerechten Rohrleitungen. Siemens-Schuckertwerke, G. m. b. H., Siemensstadt b. Berlin.

Kl. 12 i, Gr. 14, R 58 491. Verfahren zur Verhütung von Explosionen bei der Sauerstoffgewinnung. Rheinische Stahlwerke, Duisburg-Meiderich.

Kl. 13 b, Gr. 2, Sch 66 092. Einrichtung zum Verhüten des Auftretens von Undichtheiten an Einwalzstellen von Rohren, insbesondere bei schmiedeisernen Abgasvorwärmern. Schmidt'sche Heißdampf-Gesellschaft m. b. H., Cassel-Wilhelmshöhe.

Kl. 21 g, Gr. 20, D 43 805. Verfahren zur Herstellung eines für magnetische Kerne geeigneten Materials. Deutsch-Luxemburgische Bergwerks- und Hütten-Akt.-Ges. und Dipl.-Ing. Adolf Schneider, Dortmund.

Kl. 31 c, Gr. 6, O 14 127. Sandmischmaschine mit gegenläufigen Schlagstiften. C. Ostermann & Sohn, Laatzen bei Hannover.

Kl. 49 i, Gr. 5, W 63 956. Herstellung von Verbundmetallen. Dr.-Ing. Fritz Wüst, Düsseldorf, Burgmüllerstr. 57.

Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

(Patentblatt Nr. 36 vom 4. September 1924.)

Kl. 7 c, Nr. 881 386. Antrieb einer Vorrichtung zum Ein- und Ausbringen von Stäben bei Pressen. J. L. Hütten, G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 24 h, Nr. 881 350. Brennstoffbeschickungsvorrichtung für Ringöfen u. dgl. M. Schneider, Gochsheim bei Bruchsal i. B.

Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 b, Gr. 14, Nr. 388 548, vom 2. Februar 1922. Friedrich Siemens in Berlin. *Regenerativgasöfen.*

Die Querschnitte der in den Ofenraum führenden Kanäle werden ausschließlich nach den Bedürfnissen des Gaseintritts bemessen, und die Erfordernisse, die der Gasaustritt stellt, sollen durch Erhöhung des Zuges erreicht werden. Dies läßt sich nur erreichen, wenn die Kammern, die durch die engen Kanäle mit dem Ofenraum verbunden sind, wenn sie als Abzugskammern dienen, unter einen wesentlich höheren Unterdruck gesetzt werden, als sonst in der Technik üblich. Die dazu erforderlichen Vorrichtungen sind in erster Linie ein starker Ventilator. Ferner kann die Benutzung eines dauernd im Gebrauch befindlichen Abzugskanals für einen Teil der Abgase denselben Zweck erfüllen.

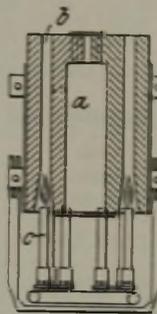
Kl. 18 b, Gr. 21, Nr. 388 549, vom 25. Juni 1920. Dipl.-Ing. Heinrich Oettinger in Berlin-Wilmersdorf. *Verfahren zur elektrolytischen Abscheidung von*

Eisenlegierungen aus wässrigen, freie Flußsäure enthaltenden Lösungen.

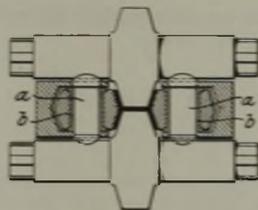
Durch beträchtliche Alkalifluoridmengen, etwa 1 bis 2 Mol. Fluorid auf 1 Mol. Eisensalz, in dem aus Eisenchlorür, Natriumfluorid und Salzsäure zusammengesetzten Elektrolyten lassen sich nicht nur Niederschläge von reinem Eisen, sondern auch Legierungen des Eisens, namentlich solche mit Nickel oder Kobalt erzielen, und zwar hängt die Menge des mit dem Eisen sich kathodisch abscheidenden zweiten Metalls von dem Verhältnis der im Elektrolyten befindlichen beiden Schwermetallsalze ab und kann durch Veränderung dieses Verhältnisses in gewissen Grenzen verändert werden.

Kl. 18 e, Gr. 9, Nr. 388 550, vom 17. August 1920. Dr. Georg Welter in Frankfurt a. M. *Senkrechter Ofen zum Glühen von Metallproben usw.*

Der Ofen bezweckt die gleichmäßige Erhitzung von Metallproben durch konzentrisch um den gesonderten Erhitzungsraum a gelegene Heizkanäle b oder Heizkörper, wobei die Brenner c im unteren Teil des Ofens angebracht sind und der Erhitzungsraum in der Richtung des Temperaturgefälles von einem Gas- oder Luftstrom zum Ausgleich der Temperatur durchströmt wird.



Kl. 7 a, Gr. 15, Nr. 388 606, vom 7. Juni 1922. Franz Lünz in Peine b. Hannover. *Verfahren und Vorrichtung zum Kühlen der Achsen von Vertikalwalzen bei Universalwalzwerken.*

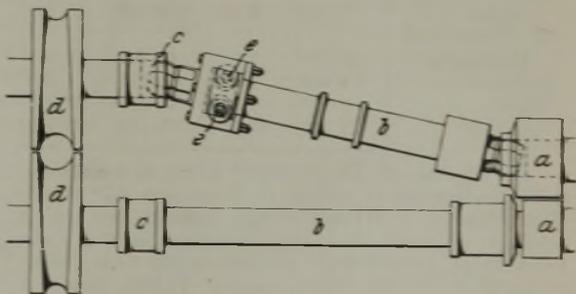


Zwischen Achse a und Lagerbüchsen b der Vertikalwalzen, denen bisher nur ein Schmiermittel zugeführt wurde, wird von innen Wasser und Fett oder Preßluft und

Fett getrennt zugeführt. Da durch das Wasser oder die Preßluft eine rasche Ableitung der Wärme gewährleistet ist, so ist ein Festbrennen der Achsen infolge der hohen Drücke und der dadurch erzeugten Wärme vollkommen ausgeschlossen.

Kl. 7 a, Gr. 6, Nr. 388 851, vom 22. August 1922. Eduard Schloemann, Hydraulische Anlagen in Düsseldorf. *Einstellvorrichtung für die Arbeitswalzen von Pilgerschrittrollwerken.*

Um im Bedarfsfalle in wenigen Augenblicken das Einstellen der Arbeitswalzen d zu erreichen, ohne die



Verbindung der Kuppelstange zu lösen und die damit verbundenen Arbeiten vorzunehmen, wird bei mindestens einer der Arbeitswalzen die Verbindungswelle b mit der Kammwalze a zweiteilig und der eine Teil der Welle als Hülse c ausgebildet, in der der andere Teil der Welle auf einer Seite gelagert ist und mittels Druckschrauben e gegenüber dem anderen Teil der Welle verdreht werden kann.

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

Statistisches.

Frankreichs Eisenerzförderung im Juni 1924.

Bezirk	Förderung		Vorräte am Ende des Monats Juni 1924	Beschäftigte Arbeiter	
	Monatsdurchschnitt 1913	Juni 1924		1913	Juni 1924
	t	t	t		
Lothringen					
Metz, Diedenhofen . . .	1 761 250	924 718	1 189 168	17 700	9 666
Briey, Longwy . . .	1 505 168	1 080 496	353 816	15 537	10 530
Nancy . . .	159 743	56 449	596 673	2 103	995
Normandie . . .	63 896	67 301	279 347	2 808	1 401
Anjou, Bretagne . . .	32 079	30 643	127 212	1 471	804
Pyrenäen . . .	32 821	22 622	18 791	2 168	990
andere Bezirke . . .	26 745	5 866	36 516	1 250	238
zusammen	3 581 702	2 188 095	2 601 523	43 037	24 624

Frankreichs Hochofen am 1. August 1924.

	Im Feuer	Außer Betrieb	Im Bau oder in Ausbesserung	Insgesamt
	Ostfrankreich	51	17	17
Elsaß-Lothringen	44	9	15	68
Nordfrankreich	10	3	7	20
Mittelfrankreich	8	3	2	13
Südwestfrankreich	9	3	6	18
Südostfrankreich	4	—	3	7
Westfrankreich	7	—	2	9
Zus. Frankreich	133	35	52	220

Frankreichs Roheisen- und Rohstahlerzeugung im Juli 1924.

1924	Puddel-	Gießerei-	Bessemer-	Thomas-	Verschiedenes	Insgesamt	Davon		Bessemer-	Thomas-	Siemens-Martin-	Tiegel-	Elektro-	Insgesamt
							Koks-roheisen	Elektro-roheisen						
							Roheisen t							
Januar bis April . . .	126 520	472 690	14 208	1 793 402	60 355	2 467 175	2 447 004	20 171	27 642	1 444 345	736 931	4 672	22 465	2 236 055
Mai . . .	34 208	140 727	3 085	464 015	16 362	658 397	652 390	6 007	7 177	381 999	202 175	949	6 127	598 427
Juni . . .	31 477	140 552	3 263	444 759	18 822	638 873	633 039	5 834	7 521	364 097	176 488	1 170	5 645	554 921
Jan. bis Juni	192 205	753 969	20 556	2 702 176	95 539	3 764 445	3 732 433	32 012	42 340	2 190 441	1 115 594	6 791	34 237	3 389 403
Juli . . .	34 090	142 633	2 847	444 402	12 196	636 163	630 963	5 205	6 687	375 705	175 917	1 234	5 333	564 876
Zusammen	226 295	896 602	23 403	3 146 578	107 735	4 400 613	4 363 396	37 217	49 027	2 566 146	1 291 511	8 025	39 570	3 954 279

Der Außenhandel der belgisch-luxemburgischen Zollunion im 1. Halbjahre 1924.

	Einfuhr im 1. Halbjahre		Ausfuhr im 1. Halbjahre	
	1924	1923	1924	1923
	t	t	t	t
Kohle	4 406 409	3 656 445	1 101 431	1 422 951
Koks	1 179 901	493 851	375 582	298 980
Briketts	84 422	34 832	192 611	179 075
Manganerz	116 416	79 757	1 021	570
Eisenerz	4 259 041	3 387 958	667 443	315 481
Alteisen	95 279	58 508	50 382	31 574
Roheisen	195 213	134 811	57 737	42 700
Rohblöcke, vorgew. Blöcke	51 109	37 180	365 378	232 684
Schmiedestücke	2 057	809	767	39
Weißblech	7 892	7 451	544	1 029
Gußstücke	2 149	3 102	14 914	12 511
Träger	3 149	2 202	120 764	90 180
Schienen	5 947	6 829	131 344	72 236
Grob- u. Feinbleche	7 522	5 211	128 157	85 732
Walzdraht und Drahtstäbe	25 779	9 517	42 775	34 397
Röhren	6 984	5 250	8 751	5 270
Nägeln	402	325	35 337	32 077
Sonstiges	27 345	17 914	773 678	529 576

An der Steinkohleneinfuhr waren in der Hauptsache Deutschland (2 230 100 t), Frankreich (422 782 t), Großbritannien (1 471 805 t) und Holland (281 556 t) beteiligt. Von der Koks-einfuhr kamen 968 571 t aus Deutschland, 115 848 t aus Holland, 44 549 t aus Frankreich und 50 933 t aus Großbritannien. Fast die gesamten eingefuhrten Briketts (82 507 t) wurden aus Deutschland bezogen. An Eisenerzen wurden eingeführt aus: Frankreich 3 859 550 t, Norwegen 273 477 t, Spanien 67 654 t, Schweden 27 966 t. Manganerze kamen in der Hauptsache aus Britisch-Indien (63 893 t) und Aegypten (25 208 t). Von der Alteisen-einfuhr lieferten Frankreich 58 070 t, Deutschland 26 492 t und Holland 10 619 t. An Roheisen wurden aus Deutschland 65 680 t, aus Frankreich 66 280 t und aus Großbritannien 55 351 t ein-

geführt. Halbzeug kam in der Hauptsache aus Frankreich (47 461 t).

Ausgeführt wurden: Steinkohlen nach Frankreich 852 001 t, Holland 125 316 t, Schweiz 70 952 t. Auch für Koks (347 692 t) und Briketts (104 471 t) war Frankreich Hauptabnehmer. Die Eisenerzaufuhr ging ebenfalls in der Mehrzahl nach Frankreich (369 660 t), aber auch Deutschland trat als Bezugsland wieder in Erscheinung (273 538 t). Mehr als die Hälfte der Alteisen-ausfuhr (34 952 t) war für Großbritannien bestimmt. An Roheisen nahmen Großbritannien 33 572 t und Deutschland 10 048 t, an Halbzeug 235 703 bzw. 98 811 t ab. Fertigerzeugnisse wurden in der Hauptsache nach Großbritannien, Frankreich, Holland, Spanien, Argentinien, Brasilien, China und Britisch-Indien ausgeführt.

Die Roheisen- und Stahlerzeugung wichtiger Länder im 1. Halbjahre 1924.

Der Beschäftigungsgrad der Eisen- und Stahlindustrie war in den meisten Ländern während der Monate Januar bis März gut. Die Zahl der unter Feuer befindlichen Hochofen stieg im allgemeinen und dementsprechend auch die Menge des erzeugten Roheisens und -stahls. Im April trat dann ein Umschwung ein, der sich am stärksten in den Vereinigten Staaten auswirkte. Die Rohstahlerzeugung sank hier um 19 % gegenüber dem Vormonat. Die Zahl der unter Feuer stehenden Hochofen ging um 40 zurück, allerdings zum Teil erst gegen Ende des Monats, so daß die Erzeugung an Roheisen weniger stark sank. Auch in England nahm die Erzeugung an Roheisen und -stahl ab, während die Zahl der Hochofen unverändert blieb. In Frankreich und Belgien steigerte sich die Roheisenerzeugung weiter; die Stahlerzeugung sank dagegen in Frankreich etwas, während Belgien hier keine Aenderung aufweist. Die rückläufige Bewegung hielt in den Vereinigten Staaten auch im Mai und Juni an. Die Junierzeugung an Roheisen lag um 40 %, an Rohstahl um 43 % unter dem Monatsdurchschnitt 1923. In England sank zwar im Mai die Zahl der im Betrieb befindlichen Hochofen, aber die Roheisenerzeugung und die Stahlherstellung stiegen wieder an. Der Juni brachte jedoch einen erneuten Rückschlag. In Frankreich, Belgien und Luxemburg trat im Juni ebenfalls ein merklicher Erzeugungsrückgang ein. Ueber Einzelheiten unterrichten nachstehende Zahlentafel 1 sowie das beigegebene Schaubild.

Zahlentafel 1. Die Roheisen- und Stahlerzeugung wichtiger Länder im ersten Halbjahre 1924.

Monat		Großbritannien	Frankreich	Belgien	Luxemburg	Schweden	Vereinigte Staaten von Amerika	Kanada	Monat		Großbritannien	Frankreich	Belgien	Luxemburg	Schweden	Vereinigte Staaten von Amerika	Kanada		
		1. Roheisen 1000 t										1924							
Monats- durch- schnitt	1913	869	756	207	212	61	2622	85	Januar	705	541	231	147	49	3692	42			
	1922	415	436	134	140	22	2305	32	Februar	780	555	226	151	48	3870	72			
	1923	630	453	182	117	23	3417	75	März	830	573	241	156	46	4255	96			
	1924								April	723	567	241	157	48	3387	106			
	Januar	647	586	209	162	48	3064	65	Mai	823	598	251	152	49	2670	110			
	Februar	623	590	206	165	42	3121	61	Juni	662	555	225	144	35	2089	70			
	März	679	640	230	187	43	3521	79	Zahl der Hochöfen										
	April	628	651	241	186	46	3278	85	Vorhanden	481	220	56	48	132	411	20			
	Mai	661	658	247	184	47	2662	86	im Feuer ¹⁾ :										
	Juni	618	639	237	175	36	2054	58	Januar	190	134	41	31	248	5				
		2. Rohstahl 1000 t								Februar	202	134	42	34	264	7			
Monats- durch- schnitt	1913	649	581	205	99	62	2651	88	März	194	136	45	36	270	7				
	1922	498	373	130	117	29	2465	41	April	194	136	47	35	230	.				
	1923	719	426	190	100	25	3488	75	Mai	191	135	47	36	187	.				
									Juni	185	135	48	36	160	.				

Monatliche Roheisen-Erzeugung in den Verein. Staaten, Großbritannien, Frankreich, Belgien. 1000 metr. t

Monatliche Flußstahl-Erzeugung in den Verein. Staaten, Großbritannien, Frankreich, Belgien. 1000 metr. t

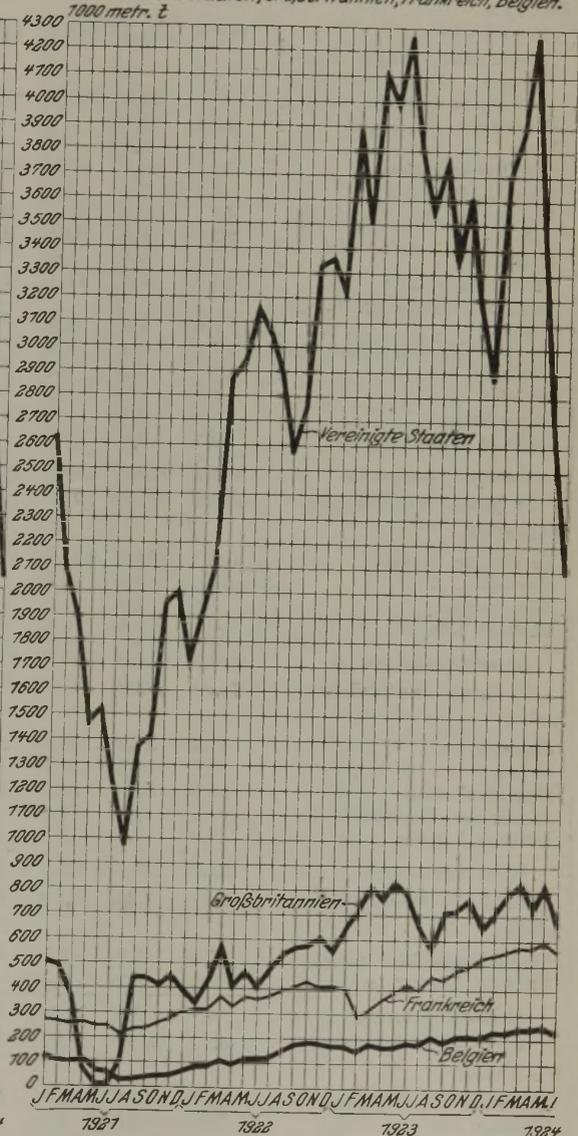
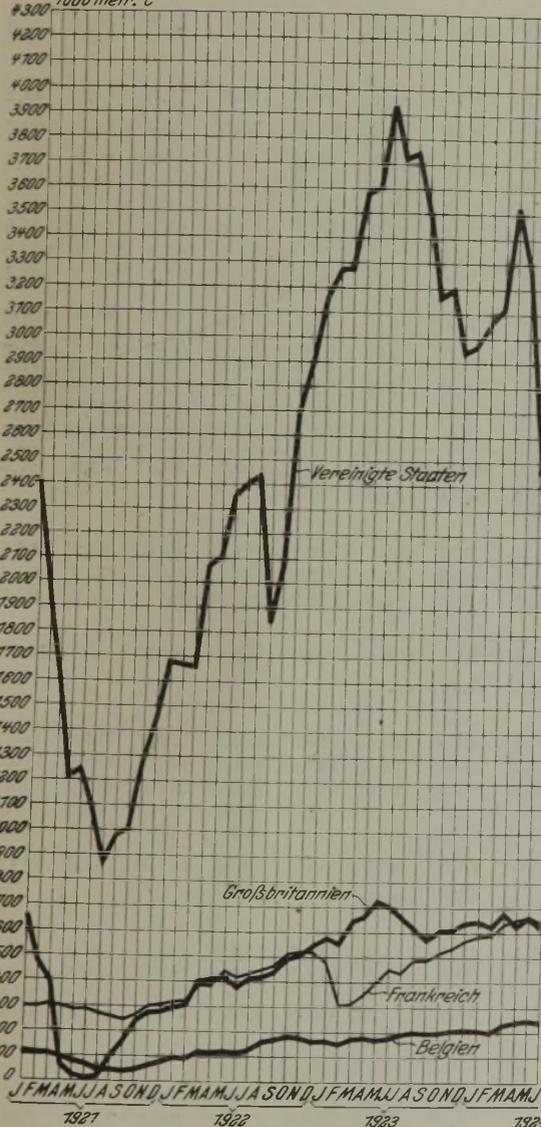


Abbildung 1. Monatliche Roheisen- und Stahlerzeugung wichtiger Länder seit dem Jahre 1921.

¹⁾ Am Monatsende.

Wirtschaftliche Rundschau.

Die Kohlenwirtschaft des Deutschen Reiches und der Welt in den Jahren 1922 und 1923.

Die nachfolgenden Ausführungen entnehmen wir dem Jahresbericht der Aktiengesellschaft Reichskohlenverband für das Geschäftsjahr 1923/24. Der Bericht erstreckt sich auf die zwei letzten Geschäftsjahre, da für das vorletzte, am 31. März 1923 endende Geschäftsjahr von wirtschaftlichen Mitteilungen abgesehen war. Er enthält reichhaltige zahlenmäßige Unterlagen der Kohlenwirtschaft der ganzen Welt, die gemeinsam mit der Geschäftsführung des Reichskohlenrats zusammengestellt sind.

Die Stein- und Braunkohlenförderung der Welt

hat sich in den letzten Jahren wie folgt entwickelt (s. Zahlentafel 1 und 2):

Die Steinkohlenförderung zeigt im Jahre 1923 gegenüber den beiden Vorjahren eine erhebliche Steigerung. Die Förderung in den Vorjahren wurde durch die mehrwöchigen Bergarbeiterausstände in England im Jahre 1921 und in Amerika im Jahre 1922 stark beeinträchtigt. Gegenüber dem Jahre 1920 mit einer Förderleistung von 1155,9 Millionen t weist das Jahr 1923 keinen bedeutenden Zuwachs auf, und es bleibt hinter dem Ergebnis der Jahre 1917 und 1918 (1270 und 1255 Millionen t) und auch hinter der Förderung des Jahres 1913 (1218 Millionen t) beträchtlich zurück.

Der Anteil Europas an der Weltförderung ist gegenüber 1922 um 7,54 % gefallen und bleibt mit 8,20 % hinter

Zahlentafel 1. Steinkohlenförderung der Welt.

	In Millionen metr. t						Entwicklung in % (1913 = 100)				
	1913	1919	1920	1921	1922	1923	1919	1920	1921	1922	1923
Europa											
Großbritannien	292,0	233,5	233,3	165,9	253,6	282,6	79,9	79,9	56,8	86,8	96,8
Deutschland, ohne Saar-											
bezirk, Pfalz, Ost-Ober-											
schlesien und Els.-Lothr.	140,8	88,0	107,4	113,9	119,1	62,2	62,5	76,3	80,9	84,6	44,2
Saarbezirk	12,4	8,4	9,4	9,6	11,2	9,2	68,2	71,2	72,7	84,9	69,7
Pfalz	0,8	0,6									
Ost-Oberschlesien	32,7	19,6	23,9	22,3	25,6	26,5	59,9	73,1	68,2	78,3	81,0
Elsaß-Lothringen	4,0	2,4	3,2	3,6	4,2	4,2	60,0	80,0	90,0	105,0	105,0
Frankreich ohne Els.-Lothr.	40,1	19,2	21,1	24,6	26,9	33,5	46,8	52,6	61,3	67,1	83,5
Belgien	22,8	18,5	22,4	21,8	21,2	22,9	81,1	98,2	95,6	93,0	100,0
Holland	1,9	3,4	3,9	3,9	4,6	5,3	179,0	203,5	205,3	242,1	279,0
Tschechoslowakei	14,3	11,5	11,1	11,6	9,9	11,6	80,4	77,5	81,1	69,2	81,1
Deutsch-Oesterreich u. Un-											
garn	1,4	1,0	1,0	1,2	1,3	1,3	71,4	71,4	85,7	92,9	107,0
Polen ohne Ost-Oberschles.	8,9	6,1	6,9	5,9	9,5	10,8	68,5	77,5	66,3	106,7	121,3
Rußland	27,3	6,4	6,1	7,2	9,6	1,7	23,4	22,3	26,4	35,2	42,3
Spanien	4,0	5,7	5,4	5,0	4,4	5,9	142,5	135,0	125,0	110,0	147,5
Jugoslawien ¹⁾	3,6	2,1	2,7	2,9	4,0	4,0	58,3	75,0	80,6	111,1	111,1
Uebrige Länder	0,7	2,0	2,1	2,2	2,6	2,7	285,7	300,0	314,3	371,0	385,7
Europa zusammen	607,7	428,3	460,1	401,6	508,0	494,4	70,5	75,7	66,1	83,6	81,3
<i>in % der Weltförderung:</i>	<i>49,90</i>	<i>41,16</i>	<i>39,80</i>	<i>41,45</i>	<i>49,24</i>	<i>41,76</i>					
Amerika											
Vereinigte Staaten	517,1	502,5	585,6	459,4	417,5	581,5	97,2	113,2	88,8	80,7	112,5
Kanada	13,6	9,8	12,0	10,7	10,6	12,3	72,0	88,2	78,7	77,9	90,4
Südamerika	1,6	2,0	1,6	1,7	1,3	1,5	125,0	100,0	100,0	81,3	93,7
Uebrige Länder	—	0,6	0,1	—	0,4	0,3	—	—	—	—	—
Amerika zusammen	532,3	514,9	599,3	471,8	429,8	595,6	96,7	112,6	88,6	80,7	111,9
<i>in % der Weltförderung:</i>	<i>43,71</i>	<i>49,41</i>	<i>51,85</i>	<i>48,65</i>	<i>41,66</i>	<i>41,81</i>					
Asien											
Japan	21,4	31,3	29,2	26,2	25,0	25,4	146,3	136,4	122,4	116,8	118,7
China	13,2	18,3	18,7	19,5	21,0	18,6	138,6	141,7	147,7	159,1	140,9
Britisch-Indien	16,5	22,9	18,3	19,6	19,0	19,0	138,8	110,9	118,8	115,2	115,2
Asiatisches Rußland	2,6	1,6	1,5	1,2	2,0	1,4	61,5	57,7	46,2	76,9	53,8
Uebrige Länder	1,0	1,4	1,7	0,1	1,0	0,3	140,0	170,0	10,0	100,0	30,0
Asien zusammen	54,7	75,5	69,4	66,6	68,0	64,7	138,0	126,8	121,8	124,3	118,3
<i>in % der Weltförderung:</i>	<i>4,49</i>	<i>7,25</i>	<i>6,90</i>	<i>6,83</i>	<i>6,59</i>	<i>5,41</i>					
Afrika											
Südafrikanische Union	7,9	8,9	11,5	11,4	11,2	11,4	112,7	145,6	144,3	141,8	144,3
Uebrige Länder	0,8	0,9	0,5	0,5	0,5	0,5	112,5	62,5	62,5	62,5	62,5
Afrika zusammen	8,7	9,8	12,0	11,9	11,7	11,9	112,6	137,9	136,8	134,5	136,8
<i>in % der Weltförderung:</i>	<i>0,71</i>	<i>0,94</i>	<i>1,04</i>	<i>1,23</i>	<i>1,14</i>	<i>1,01</i>					
Ozeanien											
Australisches Festland	12,5	10,7	13,1	13,0	12,3	13,3	85,6	104,8	104,0	96,0	106,4
Uebrige Länder	2,0	2,8	2,0	4,0	1,8	4,0	140,0	100,0	200,0	90,0	200,0
Ozeanien zusammen	14,5	13,5	15,1	17,0	14,1	17,3	93,1	104,1	117,2	97,3	119,3
<i>in % der Weltförderung:</i>	<i>1,19</i>	<i>1,30</i>	<i>1,31</i>	<i>1,75</i>	<i>1,37</i>	<i>1,41</i>					
Weltförderung	1217,9	1042,0	1155,9	968,9	1031,6	1183,9	85,6	94,9	79,6	83,1	97,2

¹⁾ mit Braunkohlen.

Zahlentafel 2. Braunkohlenförderung der Welt.

	In 1000 metrc. t						Entwicklung: in % (1913 = 100)				
	1913	1919	1920	1921	1922	1923	1919	1920	1921	1922	1923
1. Deutschland . . .	87 233	93 648	111 648	123 010	137 073	118 249	107,4	128,0	141,0	157,1	136,6
2. Tschechoslowak.	23 017	16 884	19 696	21 051	18 942	16 229	73,4	85,6	91,5	82,3	70,5
3. Deutsch-Oesterr.	2 621	2 007	2 409	2 479	3 116	2 659	76,6	91,9	94,6	118,9	101,4
4. Ungarn	5 954	3 000	4 000	4 963	5 275	6 275	50,4	67,2	83,4	84,8	85,4
5. Frankreich . . .	800	908	971	736	778	861	113,5	121,4	121,4	92,0	107,6
6. Holland	—	1 882	1 396	122	29	25	—	—	—	—	—
7. Italien	698	1 123	1 572	1 026	745	1 160	163,3	225,2	146,9	106,7	166,2
8. Spanien	277	594	552	409	330	360	214,4	199,3	147,7	119,1	130,0
9. Polen	192	214	248	270	245	170	111,5	129,2	140,6	127,6	88,5
10. Bulgarien	348	560	707	830	957	890	160,9	203,1	238,2	275,0	255,7
11. Griechenland . .	—	198	169	170	155	140	—	—	23,8	—	—
12. Rußland	2 936	497	625	700	—	—	16,9	21,3	—	—	—
13. Ver. Staaten v. Amerika	470	1 915	—	—	—	1 687	407,4	—	—	—	358,7
14. Kanada	193	2 655	3 353	2 986	3 088	2 800	1375,6	1737,3	1547,1	1600,0	1457,7
15. Andere Länder . .	250	368	520	260	250	200	147,2	208,0	104,0	100,0	80,0
Weltförderung:	124 989	126 453	147 852	159 012	170 757	151 705	101,1	118,3	127,2	136,6	121,4

dem Friedenssatz von 1913 zurück. Amerikas Anteilist gegenüber 1922 um 8,7 %, gegenüber 1913 um 7,05 % gestiegen. Europa hat also die erste Stelle in der Weltsteinkohlenförderung, die es während des Weltkrieges an Amerika verloren und im Jahre 1922 zurückgewonnen hatte, wieder an Amerika verloren. Die übrigen Erdteile haben ihren Anteil gegenüber 1922 an der Weltsteinkohlenförderung nur unwesentlich verändert. Den Hauptanteil an der Steigerung des Jahres 1923 hatten die Vereinigten Staaten von Amerika, obwohl auch sie in diesem Jahre, im September 1923, einen längeren Bergarbeiterausstand im Anthrazitgebiet hatten. Die Höchstleistung, die sie im Jahre 1920 mit 585,6 Millionen t erreichten, haben sie noch nicht wieder erlangt. Die Kohlenausfuhr der Vereinigten Staaten, die im Jahre 1922 auf 13,4 Millionen t, d. i. rund die Hälfte des Jahres 1921 und ein Drittel des Jahres 1920, zusammengeschmolzen war, hat sich in 1923 auf 24,1 Millionen t gehoben. Auch sie zog aus dem Ausfall der Ruhrkohle Nutzen. Europa nahm 1923 rund 2 Millionen t amerikanische Kohle mehr auf als in 1922 (141 000 t). — Der englische Kohlenbergbau hatte im Jahre 1923 ebenfalls einen Förderzuwachs, erreichte damit aber noch nicht die Vorkriegsleistung von 292,0 Millionen t im Jahre 1913. Im übrigen wurde die starke Förderungssteigerung im englischen Kohlenbergbau im Jahre 1923 im wesentlichen ermöglicht durch den Ausfall der Kohlenförderung im Ruhrgebiet, der ihm zu einer verstärkten Ausfuhr verhalf. Die englische Kohlenausfuhr im Jahre 1923 betrug ohne Bunkerkohlen 81 Millionen t, d. s. 16 Millionen t mehr als in 1922 und 6 Millionen t mehr als in dem Vorkriegsjahre 1913. Das Mehr gegenüber 1922 von 16 Millionen t diente restlos zum Ersatz der Ruhrkohle. England führte 1923 aus: nach Deutschland 15 Millionen t (gegen 1922: mehr 7 Millionen t), nach Frankreich 19,1 Millionen t (+ 5,3 Millionen t), Belgien 6,6 Millionen t (+ 3,1 Millionen t), Italien 7,7 Millionen t (+ 1,3 Millionen t). Der eigene Kohlenverbrauch Großbritanniens in den Jahren 1922 und 1923 — 3,881 t und 4,196 t auf den Kopf der Bevölkerung — hat den Verbrauch vor Eintritt der Weltwirtschaftskrise (1920: 4,197 t) und in der Vorkriegszeit (1913: 4,261 t) noch nicht erreicht.

Die Steinkohlenförderung Belgiens im Jahre 1923 betrug 22,9 Millionen t und hat damit die Förderung des Jahres 1913 (22,8 Millionen t) überschritten. Das Jahr 1924 hat in den ersten Monaten eine weitere Steigerung gebracht. Der Januar lieferte 2 183 000 t, der Februar 2 112 000 t. Auch die Kokserzeugung ist größer als vor dem Kriege. Sie machte in 1923 4,2, in 1913 3,5 Millionen t aus.

Ähnlich günstige Ergebnisse zeigt Frankreich, dessen Steinkohlenförderung in den Jahren 1922 und 1923 außerordentlich stark gestiegen ist. Sie betrug einschließlich Lothringens, aber ohne Saargebiet, 1921 28,2,

im Jahre 1922 31,2 und in 1923 37,7 Millionen t. Im Jahre 1924 hat sich die Steigerung fortgesetzt. Die Förderung betrug im Januar 3 680 000 t, im Februar 3 568 000 t, was auf ein Jahr berechnet einer Menge von rund 43 Millionen t entsprechen würde. 1913 betrug die Förderung ohne Lothringen 40 Millionen, mit Lothringen 43,8 Millionen t, so daß die Vorkriegsförderung so gut wie erreicht ist. Die Steigerung beruht auf der zunehmenden Wiederherstellung der zerstörten Gruben in den Departements Pas de Calais und Du Nord; die beiden Departements förderten im Jahre 1921 13,3, in 1922 15,4 und in 1923 20,896 Millionen t. Auch hier hat das Jahr 1924 weitere Fortschritte gebracht. Die Förderung machte im Januar 2 083 000 t, im Februar 2 024 000 t aus, wogegen der Monatsdurchschnitt des Jahres 1913 2 283 000 t betrug. An der Vorkriegsleistung fehlten also nur noch rund 260 000 t monatlich, d. i., auf ein Jahr berechnet, 3,12 Millionen t. Dieser Ausfall, der nach der „Journée industrielle“ vom 17. April 1924 bis Ende des Jahres 1924 ganz verschwinden wird, wird mehr als gedeckt durch den Ueberschuß, den das Saargebiet über den eigenen Bedarf und den Bedarf Lothringens hinaus liefert. Eine sachliche Berechtigung für die Fortführung der deutschen eigentlichen Reparationskohlenlieferungen ist somit heute weder für Belgien noch für Frankreich vorhanden.

Ostoberschlesien gehört seit Ende Juni 1922 zu Polen. Es betrug die Förderung:

Zahlentafel 3.

	In Poln.- (Ost-) Ober- schlesien in 1000 t	In Deutsch-(West)- Oberschlesien	
		in 1000 t	in % der ostober- schles. Förderung
1913			
Jahr	32 682	11 119	34,0
im Monatsdurchschnitt .	2 723	936	34,0
1921			
Jahr	22 383	7 285	32,5
im Monatsdurchschnitt .	1 865	607	32,5
1922			
Jahr	25 575	8 835	34,5
im Monatsdurchschnitt .	2 131	736	34,5
1923			
Jahr	26 480	8 745	33,0
im Monatsdurchschnitt .	2 207	729	33,0
1924			
Januar	2 192	1 000	45,6
Februar	2 099	953	45,4
März	2 051	1 022	49,1

Die Förderung in Ostoberschlesien ist seit November 1923 erheblich zurückgegangen, während sie in Westoberschlesien stark gestiegen ist. Letztere machte bis November 1923 etwa ein Drittel der ostoberschlesischen Förderung aus, vom Januar 1924 ab dagegen etwa die Hälfte, und sie hat im Jahre 1924 die Vorkriegsförderung beträchtlich überstiegen. Die Förderleistung je verfahrenre Schicht der Gesamtbelegschaft, die für Gesamt-Oberschlesien im Jahre 1913 1 144 kg, im April 1922 616 kg betrug und in beiden Teilen Oberschlesiens ungefähr gleich hoch war, ist in Ostoberschlesien bis zum März 1924 auf 630 kg gesunken, in Westoberschlesien auf 910 kg angewachsen. Trotz der beträchtlichen Verminderung ihrer Förderung, die die Einlegung zahlreicher Feierschichten bedingte, sind die Bestände auf den ostoberschlesischen Gruben in den letzten Monaten stark angewachsen; sie machten Ende März 703 000 t, d. s. rund 32% der Monatsförderung, aus. Deutsch-Oberschlesien hatte dagegen, obwohl seine Förderung sehr stark gestiegen ist, Ende März 1924 nur einen Bestand von rund 100 000 t = 10 % der Förderung. Ostoberschlesien hatte vor der Losreißung von Deutschland einen Versand von rund 900 000 t monatlich nach den außerhalb Oberschlesiens gelegenen Absatzgebieten in Deutschland. Nachdem Ostoberschlesien an Polen gefallen war, ging der Versand nach Deutschland erheblich zurück, da Polen bemüht war, den Absatz in Polen selbst und nach dem Auslande möglichst zu steigern. Die Versorgung Deutschlands hat hierunter zunächst gelitten, namentlich während der Zeit der Ruhrbesetzung, zumal da Polen für seinen eigenen Verbrauch und die Ausfuhr in der Hauptsache die guten und Grobkohlen-Sorten verwandte und nach Deutschland ganz überwiegend nur geringwertige und kleine Kohlen-sorten sandte. Das Bild änderte sich, als das Ruhrrevier seine Lieferungen nach dem unbesetzten Gebiet Deutschlands wieder aufnahm, der Bedarf in Deutschland aber wegen des Daniederliegens seiner Industrie sich nicht entsprechend hob. Die Schwierigkeit des Absatzes ihrer kleinen und geringwertigen Kohlen-sorten, die rund 50 % der Förderung ausmachen, war eine der wirtschaftlichen Hauptsorgen, die die ostoberschlesischen Gruben gegen die Losreißung von Deutschland geltend machten. Die Erfahrungen der letzten Monate haben gezeigt, daß diese Sorge begründet war. Wie sich der Absatz der ostoberschlesischen Gruben, seitdem sie an Polen gefallen sind, gebietsweise gestaffelt hat, nachfolgende Zahlentafel:

Monate	innerhalb Polnisch-Oberschlesiens 1000 t	davon d. Selbstverbrauch der Gruben ohne Deputate 1000 t	nach dem übrigen Polen	nach dem Deutschenland	nach dem übrigen Auslande
			1000 t	1000 t	1000 t
1922					
Juli	798		487	608	187
August	840		522	660	300
September	880		432	735	301
Oktober	757		342	838	283
November	799		380	657	333
Dezember	809	231	367	577	280
1923					
Januar	839	236	478	776	367
Februar	750	218	341	798	346
März	817	236	377	1040	225
April	724	229	449	579	248
Mai	689	205	385	623	235
Juni	736	216	466	908	295
Juli	743	216	473	722	335
August	766	217	581	664	384
September	790	207	560	549	418
Oktober	734	217	384	409	434
November	803	229	468	506	306
Dezember	779	231	430	446	308
1924					
Januar	888	260	364	459	398
Februar	761	238	320	523	436
März	785	230	405	476	369

Bemerkenswert hoch ist der Selbstverbrauch der Gruben, der rund 11 % der Förderung ausmacht. Bei den deutsch-oberschlesischen Gruben ist der Selbstverbrauch auf etwa 5 1/2 % der Förderung gesunken.

Die Entwicklung des Kohlenpreises ab Grube seit 1913 in den wichtigeren Kohlenländern zeigt nachfolgende Zusammenstellung. Es bleibt hierbei zu beachten, daß bei den Auslandskohlenpreisen die Entwertung, die die Währung in den genannten Ländern teilweise auch erfahren hat, in den angegebenen Preisen nicht zum Ausdruck kommt.

Es ist zugrunde gelegt worden: für Deutschland: Oberschlesische Stückkohle; für England: Northumberland unscreeend; für Frankreich: tout venant gras (20 bis 25 %) Bezirk Nord und Pas de Calais; für Belgien: tout venant gras (25 %) Bezirk Centre; für Amerika: Steam Coal, Bituminous Fairmont-Pittsburgh,

Jahr, Monat	Deutschland	England	Frankreich	Belgien	Vereinigte Staaten von Amerika
	je t G.-M.	je l. t sh d	je t Fr.	je t Fr.	je l. t \$
1913	13,80	9 1	16,55	13,00	0,80 (1914)
Dez. 1923	18,99	18 6	82,00	110,00	1,60
Jan. 1924	18,80	21 2	82,00	100,00	1,75
Febr. 1924	18,60	22 0	79,00	100,00	1,60
März 1924	18,60	23 6	79,00	100,00	1,50

Die Entwicklung der Belegschaft und der Schichtdauer im Steinkohlenbergbau ist für sechs Länder aus der folgenden Uebersicht zu ersehen. Unter Gesamtbelegschaft ist die Belegschaft einschließlich Nebenbetriebe zu verstehen. Die Schichtdauer rechnet einschließlich Ein- und Ausfahrt und Pausen.

Land	Jahr	Gesamtbelegschaft einschließlich Nebenbetriebe (Jahresdurchschnitt)		Schichtdauer Stunden
		Köpfe	Entwicklung %	
Deutschland ¹⁾	1913	515 843	100,0	8—10
	1919	531 621	103,1	7—7,5
	1920	615 315	119,3	7—7,5
	1921	704 490	136,5	7—7,5
	1922	714 451	138,5	7—7,5
England	1913	1 127 890	100,0	8,5
	1919	1 191 113	105,6	7,5
	1920	1 248 224	110,7	7,5
	1921	1 131 587	100,3	7,5
	1922	1 148 469	101,8	7,5
Frankreich ²⁾	1913	1 163 600	103,2	7,5
	1919	195 833	100,0	9
	1920	172 062	87,9	9 u. 8
	1921	220 468	112,6	8
	1922	235 924	120,5	8
Belgien	1913	226 677	115,8	8
	1919	253 818	129,6	8
	1920	146 084	100,0	9
	1921	137 399	94,1	9
	1922	159 944	109,5	9
Holland	1913	162 840	111,5	9 u. 8
	1919	153 003	104,7	8
	1920	159 433	109,1	8
	1921	9 715	100,0	9
	1922	20 318	213,5	8
Vereinigte Staaten von Amerika	1913	22 874	241,9	8
	1919	24 996	257,3	8
	1920	25 163	272,3	8
	1921	28 516	293,5	8
	1922	747 627	100,0	8—10
Vereinigte Staaten von Amerika	1919	775 969	103,8	8
	1920	784 602	104,9	8
	1921	823 253	110,1	8
	1922	844 807	113,0	8

¹⁾ Deutschland ohne Saar, Pfalz, Elsaß-Lothringen und Ost-Oberschlesien. ²⁾ Frankreich ohne Saar.

Die deutsche Kohlenwirtschaft

erlebte in den letzten beiden Jahren die schwersten Zeiten seit Anbeginn. In den letzten Junitagen des Jahres 1922 mußte sie das ostoberschlesische Kohlenggebiet an Polen ausliefern, im Januar 1923 erfolgte der Einbruch Frankreichs und Belgiens in das Ruhrgebiet. Ueber die Entwicklung der deutschen Kohlenwirtschaft seit dem Jahre 1913 unterrichtet Zahlentafel 4.

Der ostoberschlesische Kohlenbergbau lieferte im Jahre 1913 75 % der Förderung von Gesamt-Oberschlesien und 19 % der Steinkohlenförderung Deutschlands überhaupt. Der Verlust, den Deutschland in Oberschlesien erlitten hat, bedeutet, nachdem das Saarbecken bereits früher auf 15 Jahre der deutschen Kohlenwirtschaft entzogen war, nichts mehr und nichts weniger, als daß Deutschland seine eigene ausreichende Kohlenbasis verloren hat, aus einem Kohlenausfuhrland ein Kohleneinfuhrland geworden ist, und daß sich hierdurch seine Handels- und Zahlungsbilanz (berechnet auf Grund der Daten der zweiten Hälfte des Jahres 1922) gegenüber dem Jahre 1913 um rund eine Milliarde Goldmark verschlechtert hat.

Die vertragswidrige Besetzung des Ruhrgebiets wurde von Frankreich dadurch zu rechtfertigen versucht, daß Deutschland es am guten Willen zur Erfüllung seiner Kohlenlieferungsverpflichtungen habe fehlen lassen. Dieser Rechtfertigungsversuch ist zurückzuweisen.

Die Reparationskommission hat im Jahre 1922 von Deutschland die Lieferung von 22 763 000 t Kohle verlangt, darunter für Frankreich und Luxemburg 15 190 000 t. Außerdem sollte Deutschland 625 000 t in Polnisch-Oberschlesien kaufen und an Italien abliefern. Das letztere Verlangen wurde von Deutschland als vertragswidrig abgelehnt. Die anderen Forderungen wurden als unerfüllbar beanstandet. Ein förmliches Einverständnis über die zu liefernden Mengen kam — wie auch in früheren Jahren nicht — bei keiner der Forderungen zustande. Mit stillschweigendem Einverständnis der Gegenseite wurden von Deutschland im Jahre 1922 für die Gesamtheit der Ententeländer 21 196 000 t, für Frankreich und Luxemburg 14 788 500 t auf die einzelnen Kohlengebiete zur Lieferung umgelegt. Auch diese Mengen sind von Deutschland in zahlreichen Verhandlungen immer wieder unter Vorlage umfangreichen Materials als für die deutsche Wirtschaft unerträglich bezeichnet worden. Insbesondere wurde deutscherseits betont, daß die Reparationskommission den Verlust Oberschlesiens in ganz unzulänglicher Weise berücksichtigt habe. Während die Kohlenmenge, die Deutschland aus eigener Förderung zur Verfügung stand, durch die Abtretung von Ostoberschlesien an Polen um monatlich rund 900 000 t vermindert wurde, ermäßigte die Reparationskommission ihre Forderungen nur um 316 000 t und auch nur für wenige Monate. Dem starken Rückgang der Förderung im Ruhrbezirk in den Sommermonaten — die arbeitstägliche Förderung im Ruhrrevier betrug im März 1922 331 500 t, im Mai 308 400 t, im Juni 295 000 t, im Juli 299 700 t, im August 305 200 t — trug die Reparationskommission überhaupt keine Rechnung. Die Menge, die Deutschland nach dem Verlust von Ostoberschlesien im Höchsthalle zu übernehmen sich bereit erklärte, betrug monatlich 1,3 Millionen t. Nichtsdestoweniger wurden die vorerwähnten Mengen von 21 196 000 t und für Frankreich und Belgien von 14 788 500 t zur Lieferung angewiesen.

Auf dieses Liefersoll ist von den Gruben geliefert worden und zwar nach den eigenen Feststellungen der Reparationskommission:

insgesamt 19 006 248 t
nach Frankreich und Luxemburg 13 201 195 t.

Die Ausfälle für das Jahr 1922 betragen hiernach für die Gesamtheit der Lieferungen 2 190 752 t = 10,6 % für Frankreich und Luxemburg 1 587 305 t = 10,7 %. Im Februar 1922 war im Ruhrgebiet Eisenbahnerausrüstung, durch den sowohl die Verladungen als auch die Förderung stark beeinträchtigt wurden. Dieser Ausfall gilt als höhere Gewalt und ist in Abzug zu bringen. Man muß daher die vorstehenden Zahlen um die Soll- und Istmengen des Monats Februar kürzen und erhält alsdann für die 11 Monate Januar, März bis Dezember 1922 das folgende Ergebnis:

	Für die Gesamtheit der Reparationslieferungen t	Für Frankreich und Luxemburg t
Das Soll beträgt	19 280 000	13 482 500
Das Ist beträgt	17 775 853	12 377 590
Ausfall von das sind in Prozent	1 504 147 7,8	1 104 910 8,2

Zahlentafel 4. Die Kohlenwirtschaft Deutschlands seit dem Jahre 1913.

Jahr	Steinkohlenförderung	Braunkohlenförderung	Koksherstellung	Braunkohlenbrikett-herstellung	Ges.-Steinkohlenförderung (Rohbraunkohle mit 2/3 auf Steinkohle umzer.)	in % (1913 = 100)	Steinkohlen-Einfuhr	Steinkohlen-Ausfuhr ⁵⁾	Verbrauch Deutschlands an Steinkohlen ⁶⁾
	1000 t	1000 t	1000 t	1000 t	1000 t		1000 t	1000 t	1000 t
1913	190 109	87 233	34 630	21 498	209 494	100	16 260	46 065	179 689
1914	161 385	83 694	28 597	21 098	179 984	86	10 990	34 857	156 117
1915	146 868	87 948	27 217	22 750	166 412	79	6 385	23 375	149 422
1916	159 170	94 180	34 202	23 818	180 099	86	5 308	26 623	158 784
1917	167 747	95 542	34 709	21 541	188 978	90	3 453	20 272	172 159
1918	158 254 ¹⁾	100 599	34 428	22 709	180 610	86	2 355	16 956	166 009
1919	107 743 ²⁾	93 648 ³⁾	22 710	19 301	128 554	61	1 315	8 507	121 362
1920	131 349	111 887	26 103	23 539	156 213	75	1 908	23 951	134 170
1921	136 214	123 010	27 913	28 243	163 550	78	2 784	27 286	139 048
1922	129 965 ⁴⁾	137 073	29 113	29 466	160 426	77	15 503	25 325	150 604
1923	62 225	118 249	12 703	26 856	88 502	42	26 703	9 693	105 512

¹⁾ Seit 1918 ohne Lothringen. ²⁾ Seit 1919 ohne Saar, Pfalz und Lothringen. ³⁾ Seit 1919 ohne poln. Posn. ⁴⁾ Seit Juni 1922 ohne poln. Oberschlesien. ⁵⁾ Einschl. der Lieferungen an den Vielverhand. ⁶⁾ Beim Verbrauch Deutschlands an Steinkohlen ist der Wert der eingeführten besseren böhmischen Braunkohle im Vergleich zur Steinkohle mit 2/3, der Wert der ausgeführten und der geförderten deutschen Braunkohle mit 2/3 eingesetzt.

Die Verfehlung, die Frankreich und Belgien mit der Besetzung des Ruhrreviers „sanktionieren“ zu müssen vorgegeben haben, durch die Deutschland an den Rand des Verderbens gebracht worden ist, beträgt also nur rund 8 %.

Wie sich die Besetzung des Ruhrgebiets auswirkte, ist allgemein bekannt. Nach der Aufgabe des passiven Widerstandes sahen sich die Verwaltungen genötigt, um ihre Betriebe wieder aufnehmen und ihren Arbeitern Arbeit und Verdienst verschaffen zu können, in die sogenannten Micumverträge einzuwilligen, die ihnen ganz ungeheuerliche Lasten aufbürdeten.

Das Jahr 1924 brachte für die deutsche Kohlenwirtschaft, und die deutsche Wirtschaft überhaupt, das angesichts der dringenden Notwendigkeit, die Währung sicherzustellen, erfreuliche Ergebnis, daß am 1. Januar 1924 die Arbeitszeit in allen Steinkohlengebieten um eine Stunde verlängert und bei den durchgehenden Tagesbetrieben der Zweischichtentag eingeführt wurde. Die Hoffnung, daß durch diese Maßnahme die Leistung der Vorkriegszeit wieder erreicht werden würde, hat sich zunächst allerdings noch nicht erfüllt. Unter Berücksichtigung der verwertbaren Förderung und der Belegschaft unter Tage betrug der Förderanteil im Februar 1924 gegenüber der gleichen Zeit des Jahres 1914

in Deutsch-Oberschlesien	81,62 %
„ Niederschlesien	81,7 %
„ Sachsen	70 %
„ Niedersachsen	67—68 %
„ den Braunkohlenbezirken etwa	82 %

Immerhin ergab sich hieraus eine sehr erhebliche Steigerung der Förderung in allen Steinkohlenbezirken, wodurch in den unbesetzten Gebieten die Förderung des Jahres 1913 erreicht, teilweise sogar überschritten wurde. Leider blieb der Bedarf so gering, daß sie geringwertigen und kleinen Sorten nicht vollen Absatz fanden. In den hochwertigen und Grobkohlensorten reichte die Förderung infolge der gewaltigen Lieferungen, die der Feindbund gerade in diesen Sorten erzwang, jedoch nicht aus, um den inländischen Bedarf voll zu decken. Die Einfuhr ging zwar nach Wiederaufnahme des Versandes der Kohle aus dem besetzten Gebiet nach dem unbesetzten Deutschland stark zurück, ist aber immerhin noch sehr erheblich. Sie betrug in den Monaten Januar bis März durchschnittlich etwa 1,5 Millionen t und verminderte sich im April auf rund 1,3 Millionen t. Nichts dürfte die ungünstige Lage der deutschen Kohlenwirtschaft deutlicher zeigen als die Tatsache, daß sie im Jahre 1924 trotz stark erhöhter Förderung, die etwa das Vorkriegsergebnis erreicht hat, trotz des außerordentlich geringen Bedarfs der Industrie, die höchstens zu etwa 70 % beschäftigt war, noch eine Kohleneinfuhr in diesem starken Ausmaße nötig hatte.

Der Kohlenbergbau hat den mehrjährigen harten Kampf mit der Inflation überdauert; aber nicht ungeschwächt hat er das Feld verlassen. Um seinen Verpflichtungen gegenüber Arbeitern, Angestellten und Lieferanten nachzukommen, hat er seine Betriebsmittel nahezu völlig aufgebraucht und in großem Umfange sogar seine Substanz stark angreifen müssen. Zur Erneuerung und Verbesserung seiner Anlagen, ja sogar zu einer vorsorglichen Eindeckung mit Materialien, fehlen ihm die Mittel, die er bei der allgemeinen Kreditnot in Deutschland sich auch auf dem Anleihemarkt nicht beschaffen kann. Hierzu kommt, daß die Zahlungen der Abnehmer durchweg nur mit großen Verzögerungen eingehen. Auf der anderen Seite stellt der scharfe Wettbewerb der ausländischen Kohle an die Widerstandskraft des deutschen Bergbaus die schärfsten Anforderungen. Sie kann auf die Dauer nur aufgebracht werden, wenn der Bergbau in die Lage versetzt wird, die verlorenen Betriebsmittel wieder zu ersetzen und seine Selbstkosten herabzumindern. Hierzu gehört in erster Linie die Beibehaltung der verlängerten Arbeitszeit. Es ist aber weiter erforderlich, daß bei allen Auflagen für den Kohlenbergbau, insbesondere bei seiner Belastung mit Steuern aller Art, auf seine schwierige Lage Rücksicht genommen wird.

Herabsetzung der Brennstoffverkaufspreise im unbesetzten Gebiet. — Laut Bekanntmachung des Reichskohlenverbandes sind die Brennstoffverkaufspreise für das unbesetzte Gebiet mit Wirkung vom 18. September auf folgende Sätze ermäßigt worden¹⁾: Oberschlesische Flammkohlen: Stückkohle 16,75, Würfelkohle I 16,75, Nußkohle 1a gewaschen 16,95, dgl. 1b gewaschen 16,50, Erbskohle gewaschen 14,00, Griebkohle gewaschen 13,30, Staubkohle 5,70, Förderkohle 13,50, Kleinkohle 10,50. Gaskohle: Stückkohle 17,00, Würfelkohle I 17,00, Nußkohle 1a gew. 17,20, dgl. 1b 16,80, Erbskohle 14,30, Förderkohle 13,80, Kleinkohle 11,00, Kokskohle 13,00. Koks: Stückkoks 26,40, Würfel I 28,20, II 29,00, Nuß I 27,60, II 24,00, Erbs 22,00, Klein 9,90, Grus 4,50. — Niederschlesische Flammkohle: Stückkohle 22,30, Nuß I 22,30, Nuß II 21,20, Erbs I 20,30, Erbs II 19,80, ungesiebte Förderkohle 16,20, gew. Staubkohle I 14,40; Schmiedekohle 18,00 bis 23,40; Gaskohle 11,70 bis 23,20; Koks: Gießerei Stück 32,70, Stück und Hochofen 31,30, Brechwürfel und Nuß I 34,00, Brechnuß II 32,40, Erbs I 21,60, Erbs II 10,80, Koksgrus 4,10; Briketts 25,20 *St.*

¹⁾ Vgl. Reichsanzeiger Nr. 217, vom 13. September 1924.

Die Lage des deutschen Maschinenbaues im August 1924. — Der schleppende Gang der Verhandlungen über das Dawes-Gutachten in London sowohl als auch im Deutschen Reichstag wirkte während des verflissenen Monats lähmend auf das Geschäftsleben. Die schon im Vormonat berichtete kritische Lage der Maschinenindustrie hielt an, verschärfte sich zum Teil sogar noch fühlbar, während Meldungen über kleine Erleichterungen der Verhältnisse ganz vereinzelt waren. Der Eingang von Aufträgen und Anfragen war im Durchschnitt schlechter als im Vormonat, besonders aus dem Inlande. Entlassungen mußten wieder in größerem Umfange vorgenommen werden. Auch die Arbeitszeit erfuhr im Durchschnitt eine weitere Senkung. Eine Wirkung des Londoner Abkommens selber ist vorläufig noch nicht festzustellen. In vielen Zweigen der Industrie erhofft man aber jedenfalls von dem Fortfall der Zollgrenze und der Verkehrsbehinderungen im rheinisch-westfälischen Wirtschaftsgebiet eine Belebung des Geschäfts mit den bisher abgeschnürten Industrien, besonders mit Bergbau und Eisenindustrie. Auch erwartet man, daß Finanzierungsfragen für große Geschäfte, deren Pläne bislang aus Kapitalnot vielfach nicht zur Ausführung kommen konnten, sich demnächst auf Grund der Londoner Vereinbarungen leichter werden lösen lassen. Die Verhältnisse auf dem Geldmarkt haben sich noch wenig geändert. Ueber die Höhe der Bankspesen wird außerordentlich geklagt. Manche Aufträge, können aus Mangel an eigenen Mitteln nicht übernommen werden. Die Kundschaft kann zum Teil bestellte Maschinen nicht abnehmen und den eingegangenen Zahlungsverpflichtungen nicht nachkommen. Dazu kommt, daß der scharfe Wettbewerb erhöhte Aufwendungen für den Außendienst der Ingenieure und Vertreter erfordert. Für die Maschinenindustrie sind nicht nur die eigenen Kredite lebenswichtig sondern ebenso die der Abnehmerindustrien. Bei dem starken Ausführinteresse der Maschinenindustrie würde für sie auch die Hebung der Wirtschaftslage im Auslande wichtig sein.

An der Herabsetzung der Selbstkosten wird mit allem Nachdruck gearbeitet. Leider machen die drückenden Steuerlasten, vor allem die Umsatzsteuer, fast alle Bemühungen zunichte. Neben der Senkung der Preise für manche Roh- und Halbstoffe, die besonders in Süddeutschland gefordert wird, muß ferner immer wieder die Ermäßigung der Eisenbahnfrachten verlangt werden, da die Frachten für Maschinen ganz besonders stark erhöht worden sind im Vergleich zu den Friedenssätzen, obwohl die Förderung einer so wichtigen Ausfuhrindustrie der gesamten deutschen Wirtschaft nutzen würde.

Die Rohstoffindustrien Deutschlands sind durch den Vertrag von Versailles schwer geschwächt. Die Hebung der Ausfuhr der verarbeitenden Industrien ist daher eins der wichtigsten Mittel für die Beschäftigung der großen Massen unseres Volkes. Die Maschinenindustrie hat unter ihren rund 750 000 Beschäftigten einen sehr großen Anteil hochwertig Ausgebildeter, die für das Volksleben besonders wichtig sind. 17 % der Beschäftigten sind Angestellte und Beamte und auf je 100 Arbeiter kommen 50 Facharbeiter, die in mehrjähriger Lehrzeit für ihr Fach ausgebildet sind.

Ferner ist die Ausfuhr von Maschinen außerordentlich wichtig für den Ausgleich der deutschen Handelsbilanz. Manche Zweige der Maschinenindustrie sind auf eine Ausfuhr von weit mehr als der Hälfte ihrer Erzeugung angewiesen. Dem steht nur eine ganz geringe Einfuhr von Maschinen gegenüber, so daß die Maschinenindustrie erheblich zur Bildung eines Ausfuhrüberschusses beiträgt. Die hohen Zölle einer ganzen Reihe von Ländern haben jedoch die Ausfuhr der deutschen Maschinenindustrie bereits schwer geschädigt. Die französischen Zollbelastungen z. B. haben dahin geführt, daß unter den 44 Nummern des französischen Zolltarifs, die sich auf Erzeugnisse der Maschinenindustrie beziehen, bei 14 Nummern im ersten Halbjahr 1924 überhaupt keine Einfuhr von Deutschland her mehr stattgefunden hat. Ganz ähnlich liegen die Verhältnisse bei der Ausfuhr nach Belgien, Italien, Spanien, Jugoslawien, Polen und andern Ländern, die den Wettbewerbsländern des deutschen Maschinen-

baues auf Grund von Sonderabkommen wesentliche Zollerleichterungen gewähren, die Deutschland versagt sind. Bei den bevorstehenden Verhandlungen über neue Handelsverträge und Zolltarife muß daher die Förderung der verarbeitenden Industrien und ihrer Ausfuhr der wichtigste Gesichtspunkt für die deutsche Regierung sein. Er muß auch vom Vielverband anerkannt werden, da er zugleich das einzige Mittel ist, um die Voraussetzungen der von Deutschland verlangten Reparationszahlungen zu schaffen.

Buchbesprechungen.

Gossner, B.: Lehrbuch der Mineralogie. Mit dem Bildnis G. Agricolas, 4 Taf. u. 465 Textfig. Leipzig: Friedrich Brandstetter 1924. (XII, 404 S.) 8°. 13 G.-M.

Die älteren deutschen Lehrbücher der Mineralogie, die z. T. vergriffen sind (Naumann-Zirkel, M. Bauer), z. T. bis auf den heutigen Tag durch Neuauflagen weitergeführt werden (Klockmann, Becke-Tschermak), sind trotz aller Verschiedenheiten im einzelnen doch im großen und ganzen nach demselben Plane angelegt. Eine vollständige Neuheit war in jeder Beziehung das vor 2 Jahren erschienene hervorragende Lehrbuch der Mineralogie von P. Niggli. Auch das vorliegende Werk von B. Gossner wandelt ganz eigene Bahnen, mit denen sich der Berichtersteller aber nur zum Teil befreunden kann. — Der erste Teil, die allgemeine Mineralogie, die doch wohl die Aufgabe haben soll, die Eigenschaften des kristallisierten Zustandes der Materie zu behandeln, ist zu wenig systematisch angelegt. In weiten Bereichen der Technik ist heute endlich die Wichtigkeit der Erkenntnis, daß die allermeisten unserer Rohstoffe und Werkstoffe aus kristallinen Körpern bestehen, begriffen worden, und der allgemeine Teil eines Lehrbuches der Mineralogie müßte die allgemeine Physik und Physikochemie des kristallisierten Zustandes möglichst stark herausarbeiten und aus der Kristallgeometrie systematisch entwickeln. Wenn man das vorliegende Werk mit andern vergleicht, ist die logische und systematische Entwicklung hier weniger gut gelungen, als es in den klassischen Werken von Liebsch oder in dem auf den Raumgittern aufgebauten Werk von Niggli der Fall ist. — Der Abschnitt über die spezielle Kristallographie der 32 Symmetrieklassen müßte in den Anfang gestellt werden, nach den allgemeinen Ausführungen über die Kristallgeometrie. — Ebenso scheint der Abschnitt über die „Mineralien in geologischer Beziehung“ nicht an der richtigen Stelle des Werkes zu stehen. Er gehört doch wohl als selbständiger Teil an den Schluß, nachdem der Leser die einzelnen Mineralien kennengelernt hat, und nicht vorher als Teil der „allgemeinen Mineralogie“. — Der speziell-mineralogische Teil bringt eine neue und eigenartige Gruppierung der Mineralien. Ob sie soviel gültiger und zweckmäßiger ist als die seither gebräuchlichen, möchte der Berichtersteller bezweifeln.

Der Gesamteindruck des Werkes läßt sich vielleicht dahin zusammenfassen, daß in dem vorliegenden Lehrbuch deutlich der innere Zwiespalt sich ausdrückt, der in jedem Lehrbuche der Mineralogie vorhanden ist: einerseits ein Lehrbuch zu sein von den physikalischen und physikalisch-chemischen Eigenschaften des kristallisierten Zustandes der Materie, und andererseits die natürlichen Mineralstoffe in ihren Eigenschaften, ihrer Entstehung und ihren Vorkommen zu behandeln. An dieser Klippe ist der Verfasser öfters gescheitert als die Verfasser der anderen deutschen Lehrbücher. *H. Schneiderhöhn.*

Bischof, Carl, Prof. Dr.: Die feuerfesten Tone und Rohstoffe, sowie deren Verwendung in der Industrie feuerfester Erzeugnisse. 4. Aufl. Neu verf. und bearb. von Ing.-Chemiker K. Jacob und Dr.-Ing. E. Weber unter Mitw. vom Chemischen Laboratorium für Tonindustrie u. a. Mit 114 in den Text gedr. Bildern und einem Fabrikplan. Leipzig: Johann Ambrosius Barth 1923. (VI, 266 S.) 8°.

Um die Entwicklung der deutschen Keramik haben sich drei Bücher große Verdienste erworben: Seger's Gesammelte Schriften (1896), Kerl's Handbuch der ge-

samten Tonwarenindustrie, und Bischof's Werk Die feuerfesten Tone. Auch über die Grenzen Deutschlands hinaus haben diese Bücher lange Jahre als Zusammenfassung wissenschaftlicher Erkenntnis auf keramischem Gebiet befruchtend gewirkt. Um so fühlbarer war bereits kurz vor dem Kriege der Zustand, daß diese Bücher teilweise vergriffen waren und die letzten Stücke für teureres Geld ins Ausland wanderten. In dankenswerter Weise ist der Verlag an eine neue Herausgabe des „Bischof“ herangegangen.

Der neue „Bischof“ erscheint als ein vollkommen umgearbeitetes Werk. Die Bearbeiter, K. Jacob und E. Weber, haben den umfangreichen Tatsachenstoff in einen theoretischen und praktischen Teil geschieden, deren letzter nunmehr vorliegt. Eine reine Scheidung in Theorie und Praxis haben wohl auch die neuen Herausgeber als nicht zweckmäßig empfunden, da sie theoretische Betrachtungen über die Konstitution der Tone, über die Bildungsweise von Kaolin und Ton, über das Schamotteverfahren usw. einflechten.

Nach einem kurzen Ueberblick über Herstellung und Verwendungsgebiet feuerfester Erzeugnisse wird zunächst auf 71 Seiten der wichtigste feuerfeste Rohstoff Ton bzw. Kaolin behandelt. Daran anschließend werden die Verarbeitung des Tones und im vierten Hauptabschnitt allgemeine Gesichtspunkte über die Herstellung feuerfester Erzeugnisse besprochen. Der längste Abschnitt des Buches handelt von der Beschreibung feuerfester Voll- und Hohlware sowie feuerfester Erzeugnisse aus besonderen Stoffen (Kohlenstoff, Bauxit, Magnesit, Dolomit, Chromit, Korund, Karborund und Zirkonoxyd). Im letzten Hauptabschnitt werden auf 8 Seiten die Anforderungen an feuerfeste Erzeugnisse etwas dürftig behandelt.

Während das besondere Kennzeichen der letzten, von Bischof selbst herausgegebenen Auflage das reiche, in geschlossene Form gebrachte Ergebnis des arbeitsreichen Lebens eines Fachforschers darstellt, der sich in seinem Buche mit allen neuen Aufgaben auseinandersetzt und dabei stets zu einem sicheren Urteil kommt, hat das vorliegende Werk den Charakter der Geschlossenheit und vor allem auch die persönliche Note eingebüßt. Immerhin bietet die neue Ausgabe für den an dem engeren Arbeitskreise der Industrie feuerfester Erzeugnisse beteiligten Eisenhüttenmann vom praktischen Standpunkte aus einen sachlichen Ratgeber. Bedauerlich ist, daß das Sachverzeichnis wenig ausführlich gehalten ist und ein Personenverzeichnis vollkommen fehlt. *Dr. E. Steinhoff.*

Hippler, Willy, Betriebsdirektor: Die Dreherei und ihre Werkzeuge. Handbuch für Werkstatt, Büro und Schule, 3., umgearb. Aufl. Berlin: Julius Springer. 8°.

T. 1: Wirtschaftliche Ausnutzung der Drehbank. Mit 136 Abb. im Text und auf 2 Taf. 1923. (VII, 259 S.) Geb. 13,50 G.-M.

Der Verfasser stellt heute, der schwierigen Wirtschaftslage Rechnung tragend, sein Buch mehr, als es bei den ersten beiden Auflagen der Fall war, unter den Zwangswillen wirtschaftlichen Arbeitens. Der alles beherrschende Grundgedanke des Buches ist „Erzielung größtmöglicher Spannmenge bei geringstem Arbeitsverbrauch“.

Die von Hippler entwickelten Gedanken und Folgerungen sind zum größten Teil auf Versuchsbänken nachgeprüft worden. Die Ergebnisse stimmen mit seinen Angaben sehr gut überein, wie es ja bei der von wissenschaftlichen Grundlagen ausgehenden folgerichtigen Ableitung kaum anders zu erwarten war. Ein praktisches Arbeiten nach den Grundsätzen des Verfassers ist aber nur in bestimmten mechanischen Betrieben und auch dort nur in gewissen Fällen am Platze, nämlich dann, wenn es sich z. B. nur darum handelt, vorzuschruppen. Wichtig ist ferner, daß die verlangte strenge Sonderung in Schrupp- und Fertigbänke ohne wesentliche Neuanschaffungen durchgeführt werden kann.

Das Studium des Buches muß jedem Betriebsingenieur wärmstens empfohlen werden. Es gibt ihm

die Möglichkeit, vielfach dort klarer zu sehen und zu urteilen, wo bis vor kurzem noch „Gefühl und Erfahrung“ unumschränkt herrschten.

Der erste Abschnitt soll dem Werkstattmann die Mittel in die Hand geben, durch sorgfältige Auswahl der Stahlsorten und einfache einwandfreie Ermittlung der richtigen Härte- und Anlaßtemperatur die erforderliche Gleichmäßigkeit in der Leistung der Werkzeuge zu erzielen. — Im zweiten Abschnitt untersucht Hippler nach einander diejenigen Umstände, die auf den Vorgang der wirtschaftlichen Zerspanung von hauptsächlichstem Einfluß sind, nämlich Schnittdruck, Wärme, Schnittgeschwindigkeit, Wirkungsgrad und Leistung. Für diese Größen werden in der Hauptsache, von den Friedrichschen Formeln für Schnittdruck und Schnittgeschwindigkeit ausgehend, mathematische Ausdrücke gesucht und gefunden. — Als Verwertung der im vorigen Abschnitte gewonnenen Erkenntnis bringt der dritte Abschnitt eine Untersuchung der wirtschaftlichen Ausnutzung der Drehbank, in Abhängigkeit von dem Spanquerschnitt, der Werkzeugsorte und dem Stoff des Werkstückes. Hippler entwickelt seine Folgerungen an einer Reihe von Schaubildern, die, allmählich schwieriger werdend, schließlich zu den sogenannten „Ausnutzungsdiagrammen“ führen, aus welchen sich die günstigste Einstellung der Maschinen ermitteln läßt, wenn nur Roh- und Fertigdurchmesser, Länge und Festigkeit des Werkstückes bekannt sind. Es folgt eine Beschreibung des Betriebsrechenchiebers von Friedrich und Hippler, der in erster Linie als Hilfsmittel zur Aufstellung vorerwähnter Leistungsdiagramme für die einzelnen Arbeitsmaschinen dienen soll. Schließlich wird die selbsttätige Überwachung der Maschinenausnutzung durch Kontrollapparate empfohlen und eine Übersicht derselben gegeben. — Der letzte Abschnitt enthält Untersuchungen des Aufbaues der Drehbank und Beispiele für Umänderungen fehlerhafter Bänke. Das Buch schließt mit einer beachtenswerten Ausführung über die einzelnen Arten elektrischer Geschwindigkeitsregelungen und das Wesen der Zusatzapparate.

Alles in allem eine wahre Fülle neuer Gesichtspunkte und Anregungen, die wir dem Verfasser danken.

Heinz Korschann.

Hamlin, Marston Loven, Assistant Professor of Chemistry, Trinity College, Durham, N. C., and Francis Mills Turner jr., Technical Editor, Chemical Engineering Catalog: The chemical Resistance of Engineering Materials. (With 21 fig.) New York (19 East 24 th Street): The Chemical Catalog Company, Inc., 1923. (267 p.) 8°. Geb. 5 \$.

Wie der Verfasser im Vorwort ausführen, ist das Buch aus einem Bedürfnis entsprungen, welches sich bei Ingenieuren, die mit dem Bau chemischer Apparate zu tun haben, namentlich während der Kriegszeit besonders dringend bemerkbar gemacht hat: man vermißte bisher ein zusammenfassendes Werk, in welchem übersichtlich und erschöpfend Angaben über die Widerstandsfähigkeit verschiedener Stoffe gegen den Angriff chemischer Agenzien zusammengetragen sind. Die Verfasser haben sich, um diese Lücke zu füllen, bemüht, die einschlägigen Nachweise zu sammeln und auf die Schriftquellen hinzuweisen. Nach einer allgemeinen Einleitung wird zunächst die Einwirkung von Schwefelsäure auf die verschiedenen Eisensorten besprochen und der Angriff zahlenmäßig belegt; dabei sind auch Zusammenstellungen über den Einfluß der Temperatur, Stärke der Säure, Art und Menge der entstehenden Gase beigegeben. Weiter ist der Säureangriff auf legierte Stähle und Ferrosiliziumlegierungen er-

läutert. In ähnlicher Weise ist dann die Einwirkung von Schwefelsäure, auch salpetersäurehaltiger, auf Blei behandelt; hieran schließt sich die Einwirkung von Schwefelsäure auf andere Metalle (Edelmetalle, Bronzen usw.). Der nächste Abschnitt bringt die Einwirkung anderer Säuren (Salpetersäure, Salzsäure, organische Säuren) auf verschiedene Metalle. Hierbei wird auch die Korrosion durch Luft, Kohlensäure, Wasser und Salzlösungen auseinandergesetzt. Ferner besprechen die Verfasser den Angriff von Säuren auf Zement, Glas, Email, Holz und Faserstoffe, auch Schutzanstriche, hierauf die Einwirkung von Basen (Aetznatron, Ammoniak) auf Metalle, Glas, Fasern, ebenso die von einigen neutralen Salzen. Der nächste Abschnitt enthält die Nutzenanwendung, nämlich Vorschläge für die Auswahl der Baustoffe für bestimmte Zwecke (Vorratsbehälter, Verdampfer, Pumpen, Hähne usw.); ein besonderer Abschnitt ist dem Zement, dessen Verwendung für verschiedene Zwecke, den Schutzanstrichen usw. gewidmet. Der Anhang bringt Zahlenreihen über den Gehalt der Säuren, spezifische Gewichte von Metallen und eine ausgedehnte Liste über Zusammensetzung der verschiedensten Legierungen, namentlich Bronzen.

Diese Inhaltsübersicht zeigt, daß es sich hier um ein Hilfsmittel für den praktischen Gebrauch handelt; die chemische Seite ist dabei nur kurz berührt, soweit es zum Verständnis notwendig ist. Die Verfasser haben sich zweifellos viel Mühe gegeben, die erreichbaren Unterlagen zu sammeln, und es ist anzuerkennen, daß sie hier Fragen der Lösung näherzubringen suchen, die manchem Ingenieur schon große Verlegenheiten bereitet haben. Natürlich kann ein solches Buch nicht alle vorkommenden Fälle berücksichtigen; denn jeder neue Fall in der Praxis liegt anders. Außerdem werden gerade Einzelerfahrungen auf diesem Gebiete selten bekanntgegeben, so daß wirkliche Vollständigkeit in einem solchen Buche zu erreichen überhaupt unmöglich ist.

B. Neumann.

Chevenard, P., Ingénieur Civil des Mines, Professeur à l'École des Mines de Saint-Étienne: Méthodes de recherche et de contrôle dans la métallurgie de précision. (Avec 22 fig.) Paris (VI, 92 Rue Bonaparte): Dunod 1923. (43 p.) 8°. 4 Fr.

(Extrait des „Mémoires et Comptes rendus des travaux de la Société des Ingénieurs civils de France“, Bulletin de juillet-septembre 1923.)

Der Verfasser gibt in seiner Abhandlung eine zusammenfassende Darstellung seiner Arbeitsweisen, die zum größten Teil die dilatometrische Untersuchung zur Grundlage haben. An Hand eines mehr oder minder reichhaltigen Kurvenmaterials, das z. T. die rein dilatometrischen, z. T. die elektrischen, elastischen und mechanischen Eigenschaften der Metalle bzw. Metallegierungen in Abhängigkeit von der Temperatur veranschaulicht, entwickelt der Verfasser ein Bild von einem zeitgemäß organisierten Industrielaboratorium, wie es in Imphy besteht. Leider fehlen in dem Aufsatz neben dem Dilatometer, Mikrodilatometer, Galvanopyrometer, Torsionsmesser und Viskosimeter das schon früher veröffentlichte Differential-Dilatometer und das Draht-Dilatometer, dies letzte zur Untersuchung der beim Abschrecken auftretenden Anomalien bestimmt, so daß man annehmen kann, daß die konstruktive Durchbildung beider Apparate noch nicht einwandfrei gelöst ist. Die Schrift bietet manche wertvolle Anregung und befaßt sich besonders eingehend mit der Untersuchung von reinen Eisen-Nickel- bzw. Eisen-Chrom-Legierungen neben derjenigen des Einflusses eines Zusatzes letzterer Legierungs-Komponenten zum Stahl.

P. Oberholzer.

|| Die nächste Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute ||

wird am 29. und 30. November 1924 in Düsseldorf stattfinden.