

# STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

GELEITET VON KARL PETER HARTEN

Heft 19/20

11. September 1947

66./67. Jahrgang

## Neuere Erfahrungen bei der Düngung mit Hüttenkalk

Von Professor Dr. phil. Hubert Kappen in Bonn

[Bericht Nr. 34 des Ausschusses für Verwertung der Hochofenschlacke des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute\*].

*Basengehalt, Wirkung und Nachwirkung des Hüttenkalkes auf sauren und neutralen Böden. Biologische Wirkungen. Einfluß auf die Nitrifikation, Stickstoffsammlung und Humuszersetzung. Zweckmäßige Feinmahlung. Bedeutung des Stickstoffgehaltes der Schlacke sowie der Kieselsäure für Futterwert und Vitamingehalt der Pflanzen.*

Es ist schon eine ganze Reihe von Jahren her, daß ich hier über die landwirtschaftliche Verwendbarkeit der Eisenhochofenschlacke berichten konnte<sup>1)</sup>. Auf Grund der von verschiedenen Amerikanern durchgeführten Versuche sowie auf Grund eigener umfangreicher Untersuchungen konnte damals festgestellt werden, daß in der Hochofenschlacke ein Kalkdüngemittel und ein Bodenverbesserungsmittel vorliegt, das mit vollem Recht einen Platz neben den älteren Kalkdüngemitteln, dem Kalksteinmehl, dem Brannt- und Aetzkalk, beanspruchen kann. Darüber hinaus konnte damals aber auch schon darauf hingewiesen werden, daß nach verschiedenen Richtungen hin die Hochofenschlacke oder der Hüttenkalk, wie er heute heißt, die Wirkung der anderen Kalkdünger nicht unerheblich zu übertreffen vermochte. Inzwischen sind nun zahlreiche weitere und tiefer schürfende Untersuchungen zur Frage der Hüttenkalkdüngung durchgeführt worden. Ueber alle eingehend zu berichten, kann hier natürlich nicht in Frage kommen. Nur einige der wichtigsten neueren Erfahrungen mögen herausgegriffen und etwas näher dargelegt werden.

### I. Basengehalt und Wirkung des Hüttenkalkes

Zunächst soll einiges über die Untersuchungen mitgeteilt werden, die von uns über den Zusammenhang zwischen dem Basengehalt des Hüttenkalkes und seiner Düngerwirkung ausgeführt worden sind. Diese Versuche wurden veranlaßt durch die in der ministeriellen Genehmigung des Hüttenkalkverkaufes vom 1. September 1937 erfolgte Festsetzung einer unteren Grenze für den Gehalt an Kalk und Magnesia auf insgesamt wenigstens 42%. Versuche, aus denen sich die Berechtigung zur Festsetzung dieser Grenze hätten ableiten lassen, gab es in jener Zeit noch nicht. Es wurden einfach die schon früher für das Kalksteinmehl festgesetzten Verkaufsbedingungen auf den Hüttenkalk übertragen. Und das konnte auch bei Betrachtung der chemischen Bindungsart des Kalkes im Kalksteinmehl und im Hüttenkalk wohl mit einigem Recht geschehen. In beiden Fällen sind es schwache Säuren, die den Kalk gebunden halten; und da lag die Schlußfolgerung durchaus nahe, daß das Verhalten beider Stoffe im Boden und zur Pflanze ziemlich gleichartig sein müsse. Eine experimentelle Prüfung an Schlacken mit verschiedenen Basengehalten war aber doch nicht zu umgehen. Wir haben uns dieser Aufgabe unterzogen und Schlacken, deren Gesamtgehalte an (CaO + MgO) zwischen 32 und 50% lagen, im Vegetationsversuch beim Anbau von Gerste auf einem sauren Boden miteinander verglichen. Die Basengrenze, die wir dabei fanden, lag bei 44,4% (CaO + MgO), also noch 2% höher,

als durch die Genehmigung vom 1. September 1937 festgesetzt war. Aus den Angaben in *Zahlentafel 1* ist dieser Befund zu entnehmen.

Zahlentafel 1. Basengehalt und Düngerwirkung  
Versuchspflanze: Gerste

Düngung	Korn und Stroh g	Düngung	Korn und Stroh g
Ohne Kalk	2,4	Schlacke 42,0%	I 5,8
Kohlensaurer Kalk I	32,8	Schlacke 42,0%	II 38,0
Kohlensaurer Kalk II	45,6	Schlacke 44,4%	I 22,5
Branntkalk I	27,4	Schlacke 44,4%	II 57,5
Branntkalk II	46,1	Schlacke 45,3%	I 10,7
Schlacke 32,1%	I 1,7	Schlacke 45,3%	II 53,7
Schlacke 32,1%	II 1,7	Schlacke 48,1%	I 27,8
Schlacke 36,5%	I 2,1	Schlacke 48,1%	II 51,4
Schlacke 36,5%	II 2,7	Schlacke 50,2%	I 21,6
Schlacke 37,3%	I 2,4	Schlacke 50,2%	II 50,0
Schlacke 37,3%	II 10,4		

Bei der Schlacke mit 42% (CaO + MgO) war die Wirkung in der kleineren Gabe noch durchaus unbefriedigend, und auch in der höheren Gabe blieb sie noch hinter den Kalkdüngern zurück. In der niedrigen Gabe erreichten allerdings auch die höher basischen Schlacken die Kalkdünger noch nicht, übertrafen sie aber deutlich in den höheren Gaben. Erst die Schlacke mit 44,4% (CaO + MgO) und die darauffolgenden können infolgedessen als brauchbarer Kalkdünger bezeichnet werden.

In einer weiteren Versuchsreihe, die mit Schlacken angesetzt wurde, die wir durch Zusammenschmelzen einer sauren Hochofenschlacke mit CaO selber hergestellt hatten — wodurch eine größere Gleichartigkeit der Schlacken in bezug auf ihre Nebenbestandteile erreicht wurde —, gelangten wir aber zu dem Grenzwert von 42,04% CaO + MgO, kamen also der festgesetzten Grenze so nahe, daß wir sie als gerechtfertigt anerkennen dürfen. Dennoch ist zu dieser Festsetzung der Basengrenze auf 42% ein Vorbehalt zu machen. Nach meiner Ueberzeugung werden die weniger basischen Schlacken keineswegs für alle Zeit von der landwirtschaftlichen Verwendung ausgeschlossen bleiben. Schon jetzt deuten sich verschiedene Möglichkeiten dafür an, daß sich auf bestimmten Böden und zu gewissen Pflanzen auch die schwächer basischen Schlacken mit Erfolg anwenden lassen werden. Unsere, die Basengrenze von 42% bestätigenden Versuche sind nämlich unter äußerst scharfen Bedingungen ausgeführt worden. Es wurde

1. ein sehr stark versauerter Boden und
  2. eine äußerst säureempfindliche Kulturpflanze, nämlich die Gerste,
- verwendet. Auf weniger versauerten Böden und beim Anbau von weniger säureempfindlichen Pflanzen wird man sehr wahrscheinlich feststellen können, daß auch noch

\* Vorgetragen in der Vollsitzung des Ausschusses zur Verwertung der Hochofenschlacke am 10. Juli 1947 in Düsseldorf. — Sonderdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

<sup>1)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 5 (1931/32) S. 441/48 (Schlackenaussch. 21).



solche Schlacken landwirtschaftlich verwendbar sind, die weniger als 42% (CaO + MgO) enthalten, besonders auf den leichten, sandigen Böden. Auf diesen Böden werden normalerweise Pflanzen wie Hafer, Roggen und Kartoffeln angebaut, die sehr wenig säureempfindlich sind und somit der Düngung mit stark basisch wirkenden Kalkformen auch weniger bedürfen. Zu solchen Pflanzen und auf solchen Böden wird man voraussichtlich auch weniger stark basische Schlacken zur Verwendung bringen können. Einige Versuche zu dieser Frage sind von uns bereits mit Erfolg ausgeführt worden; auch von der Landwirtschaftlichen Versuchsstation Hohenrode sind in jüngster Zeit Versuchsergebnisse veröffentlicht, aus denen die Möglichkeit der Verwendung weniger basischer Schlacken hervorgeht. Bis aber auf breiterer Grundlage ein positiv günstiges Ergebnis erreicht ist, sollte man sich doch vorläufig an die in der „Genehmigung“ festgesetzte Basengrenze halten, weil sonst leicht zum Schaden der Hüttenkalksache Verwirrung angerichtet werden kann.

## II. Nachwirkung des Hüttenkalkes

Von den Kalkdüngern erwartet man nun nicht nur eine günstige Wirkung auf die Erträge im Jahre ihrer Anwendung, sondern auch noch mehrere Jahre hinterher. Es ist klar, daß der Hüttenkalk auch in bezug auf diese Nachwirkung ebensoviel leisten muß wie die älteren Kalkdünger, wenn er als vollwertiger Kalkdünger gelten will. Tatsächlich übt der Hüttenkalk auch eine Nachwirkung aus, die der der Kalkdünger voll entspricht. Um das zu beweisen, wurden Vegetationsversuche mit Schlacken verschiedener Basizität fünf Jahre lang hintereinander durchgeführt. Verwendet wurde bei diesen Versuchen die Schlackenserie, die wir der Einheitlichkeit wegen durch Zusammenschmelzen einer sauren Schlacke mit steigenden Kalkmengen hergestellt hatten. Diese Schlacken waren mit Wasser granuliert und fein gemahlen. Wie sich diese verschiedenen basischen Schlacken im Vergleich zum Kalziumoxyd verhielten, ist aus den folgenden Ernteergebnissen zu ersehen. Die Zahlen bedeuten die im Durchschnitt von drei Gefäßen geerntete Pflanzentrockensubstanz (Zahlentafel 2).

Zahlentafel 2. Nachwirkung des Hüttenkalkes

Düngung	Gerste 1939 g	Gerste 1940 g	Gerste 1941 g	Hafer 1942 g	Mais 1943 g
Ohne Kalk	2,4	4,3	2,4	56,4	52,3
Brantkalk I	27,4	24,6	32,2	54,7	78,2
Brantkalk II	46,1	37,5	37,1	57,7	81,9
Schlacke 33,6% I	2,3	4,2	5,8	64,1	75,3
Schlacke 33,6% II	2,6	9,3	8,7	63,2	76,2
Schlacke 37,6% I	3,7	10,3	19,5	66,5	75,9
Schlacke 37,6% II	8,3	20,2	32,3	66,9	77,1
Schlacke 41,3% I	3,0	11,7	—	62,2	77,9
Schlacke 41,3% II	10,8	17,7	38,1	67,1	78,6
Schlacke 43,9% I	15,0	16,4	30,7	56,8	86,6
Schlacke 43,9% II	51,6	35,8	39,6	64,6	87,8
Schlacke 47,5% I	23,7	23,3	32,4	54,6	84,3
Schlacke 47,5% II	54,6	33,8	39,0	57,1	90,2

Die am stärksten basische Schlacke mit 47,5% (CaO + MgO) hat in allen fünf Versuchsjahren die gleichen Ernten geliefert wie der Brantkalk, sie hat also die gleiche Nachwirkung ausgeübt wie diese hochwirksame Kalkform.

Die Schlacke mit 43,86% (CaO + MgO) bleibt aber im ersten Jahre in ihrer kleinen Gabe hinter der entsprechenden Gabe Brantkalk deutlich zurück, übertrifft ihn dagegen in der höheren Gabe 2. Die hohe Gabe bleibt auch in den folgenden Jahren besser wirksam als der Brantkalk. In der kleineren Gabe vollzieht sich aber im Laufe der Jahre eine Aenderung in der Wirkung, sie nimmt nämlich von Jahr zu Jahr zu, hat im dritten Jahre zur Gerste den Brantkalk fast völlig erreicht und übertrifft ihn im vierten und fünften Versuchsjahr zu Hafer und Mais ganz deutlich.

Es ist also festzustellen, daß die Nachwirkung der kleineren Gabe sich von Jahr zu Jahr bessert hat, was offenbar mit der Zersetzung zusammenhängt, die die Schlacke mit der Zeit im Boden erleidet.

Noch deutlicher gibt sich diese fortschreitend besser werdende Nachwirkung bei der nächsten Schlacke mit nur 41,47% (CaO + MgO) und der Schlacke mit 37,59%

(CaO + MgO) zu erkennen, ja sogar bei der sauren Schlacke mit nur 33,65% (CaO + MgO) macht sich die Verbesserung der Wirkung im Laufe der Jahre noch bemerkbar, und im vierten Versuchsjahr liefert diese Schlacke zu Hafer einen besseren Ertrag als der Brantkalk und bleibt im fünften zu Mais nur wenig hinter Brantkalk zurück.

Diese fünf Jahre lang von uns durchgeführte Versuchsreihe beweist hiernach zweierlei:

1. Bei den basischen Schlacken, die einen der Genehmigung entsprechenden Gehalt an (CaO + MgO) haben, ist mit einer ebenso hohen und zuverlässigen Nachwirkung zu rechnen wie bei den älteren Kalkdüngern.

2. Die unterhalb der genehmigten Basengrenzen liegenden Schlacken weisen ebenfalls eine erhebliche Nachwirkung auf, und sie üben, wie unsere Versuche deutlich erkennen lassen, auf nur wenig säureempfindliche Pflanzen wie Hafer und Mais eine nicht unbedeutliche Düngerwirkung aus.

Dieser letzte Befund verstärkt im übrigen in uns die schon vorhin geäußerte Hoffnung darauf, daß sich auch weniger stark basische Hochofenschlacken noch einer erfolgreichen Anwendung in der landwirtschaftlichen Praxis zuführen lassen werden.

## III. Hüttenkalkwirkung auf neutralen Böden

Die ertragsteigernde Wirkung, die der Hüttenkalk aufweist, ist bisher in den meisten Fällen bei der Düngung von mehr oder weniger stark versauerten Böden festgestellt worden. Ohne Frage bestehen auf solchen Böden für alle Kalkdünger in gleicher Weise die größten Aussichten, Erntesteigerungen herbeizuführen. In der landwirtschaftlichen Praxis werden aber auch nicht sauer reagierende Böden von Zeit zu Zeit mit Kalk gedüngt, denn es gehen ja fortgesetzt große Verluste am Kalkvorrat der Böden vor sich. Die Ernten entführen Jahr für Jahr dem Boden nicht unbedeutliche Mengen an Kalk, die allerdings je nach der angebauten Kulturpflanze großen Schwankungen unterworfen sind. Zwischen 30 und 200 kg je Jahr und Hektar können diese Kalkverluste durch die weggeführten Ernten liegen. Viel größer pflegen aber die Kalkverluste zu sein, die infolge der Auswaschung durch die Niederschläge aus dem Boden zum Verschwinden kommen. Auf jährlich 300 bis 500 kg CaO je ha können sich diese Auswaschverluste belaufen. Im Interesse guter physikalischer, biologischer und chemischer Eigenschaften der Böden gleicht der Landwirt diese unvermeidlichen Verluste durch eine im Abstand von einigen Jahren wiederholte Kalkdüngung in der Höhe von etwa 10 bis 15 dz/ha aus. Wie die älteren Kalkdünger muß auch die Hochofenschlacke zu einer solchen Erhaltungskalkdüngung geeignet sein, wenn sie als vollwertiger Kalkdünger angesprochen werden will.

Durch zahlreiche Felddüngungsversuche auf neutral reagierenden Böden haben wir uns auch von der Brauchbarkeit der Hochofenschlacke auf diesen Böden überzeugt. Der Hüttenkalk wurde in diesen Versuchen verglichen mit dem gemahlten Löschkalk; es wurde also auch hier der Hüttenkalk auf eine scharfe Probe gestellt. Von

Zahlentafel 3. Hüttenkalkwirkung auf neutralem Boden (Ernten in dz/ha)

Düngung	Lehmboden pH = 7,8 Weizen		Lehmboden pH = 7,0 Hafer		Lehmboden pH = 7,0 Weizen	
	Korn	Stroh	Korn	Stroh	Korn	Stroh
Ohne N, ohne Kalk	29,4	34,5	32,7	71,7	33,5	70,0
Ohne N, mit Löschkalk	33,7	40,4	38,1	74,0	36,6	74,7
Ohne N, mit Hüttenkalk	33,0	38,3	42,8	85,8	38,7	75,2
Mit N, ohne Kalk	46,0	68,6	40,8	95,8	41,4	82,0
Mit N, mit Löschkalk	44,3	63,9	45,1	104,9	42,8	81,8
Mit N, mit Hüttenkalk	47,1	68,2	48,1	109,4	43,5	86,6

beiden Kalkdüngern wurden 10 dz/ha zur Anwendung gebracht; dabei wurde in einer Versuchsreihe eine Grunddüngung mit Kali und Phosphorsäure ohne Stickstoff gegeben, in der anderen Versuchsreihe außer Kali und Phosphorsäure auch noch Stickstoff in der Form von Ammoniumsulfat. Die Ergebnisse auf drei neutralen Böden mit dieser Düngung finden sich in Zahlentafel 3 zusammengestellt.



Die Ertragssteigerungen durch Kalk auf diesen neutralen Böden sind nicht so hoch wie auf sauren Böden, aber es sind doch noch deutliche Ertragssteigerungen zu verzeichnen. Man kann auf Grund der Versuchsergebnisse nun mit Recht aussagen, daß auch auf den nichtsauren Böden der Hüttenkalk die Konkurrenz mit den älteren Kalkdüngern voll und ganz aufnehmen kann. Bei diesen Versuchen, die in größerer Anzahl durchgeführt wurden, machten wir oft die Beobachtung, daß die Standfestigkeit des Getreides trotz starker Stickstoffdüngung auf den mit Hochofenschlacke gedüngten Feldern besser war als auf den mit Kalk gedüngten. Selbst unter dem Einfluß stark gesteigerter Stickstoffgaben neigten die mit Hüttenkalk gedüngten Pflanzen viel weniger zu dem gefährdeten Lagern als die mit Kalk gedüngten. Es scheint daher die von den Pflanzen aus den Schlacken aufgenommene Kieselsäure die Festigkeit der Getreidehalme zu erhöhen. Man weiß zwar heute, daß das Lagern des Getreides mit einer Vergeilung der Zellen zusammenhängt, die beim dichten Wachstum infolge Lichtmangels eintritt. Wenn solchen vergeilten Zellen aber Gelegenheit geboten wird, größere Mengen an Kieselsäure in ihre Zellwände einzulagern als sonst, so führt das doch zu einer Verfestigung der Zellwände und damit zu einer Erhöhung der Standfestigkeit des Halmes. Hüttenkalkdüngung kann also der Lagergefahr entgegenwirken, und das darf man auch wieder als einen Vorzug der Hüttenkalkdüngung buchen.

Daß sich diese Kieselsäureeinlagerung in die Zellwände der Pflanzen auch sonst als eine vorteilhafte Folge der Anwendung der Hüttenkalke äußert, ist schon oft von uns und von anderen festgestellt worden. Die Kieselsäureeinlagerung bewirkt einen Schutz gegen den Befall der Pflanzen durch mancherlei Schädlinge, wie Meltau und Rost. Auch diese Tatsache zählt zu den unbedingten Vorteilen, die mit der Hüttenkalkanwendung verbunden sind. Ueberhaupt ist es ganz allgemein mit den biologischen Wirkungen des Hüttenkalkes nach unseren Untersuchungen aufs beste bestellt. Das zeigten uns die Untersuchungen, die über den Einfluß der Hüttenkalkdüngung auf die Mikroorganismen des Bodens ausgeführt wurden.

#### IV. Biologische Wirkungen des Hüttenkalkes

Anfänglich sah es so aus, als ob in biologischer Richtung die Wirkung des Hüttenkalkes hinter der der anderen Kalkdünger zurückbliebe. Inzwischen haben wir aber an verschiedenen bakteriellen Vorgängen, die sich im Boden abspielen und zum Nutzen unserer Ernten auch abspielen müssen, festgestellt, daß auch in dieser wichtigen biologischen Wirkung der Hüttenkalk nicht hinter den anderen Kalkdüngern zurückbleibt.

Bei ihrer Ernährung mit Stickstoff können unsere Kulturpflanzen sowohl den Stickstoff in Form von Ammoniak als auch in Form von Salpeter aufnehmen und in ihrem Stoffwechsel verarbeiten. Man beobachtet aber meist, daß der Salpeterstickstoff von vielen Pflanzen vor dem Ammoniakstickstoff bevorzugt wird. Gibt man z. B. unseren Getreidearten oder den Zuckerrüben den Stickstoff in Form der Kopfdüngung, so sieht man bei den Salpeterdüngern die Wirkung in einem schnellen Ergrünen der Saaten schon in einigen Tagen, wogegen der Ammoniakstickstoff seine Wirkung auf die Pflanzen erst wesentlich später zu erkennen gibt. Die Schnelligkeit der Wirkung des Ammoniakstickstoffs hängt dabei aber weitgehend von der Nitrifikationskraft der Böden ab, d. h. von ihrer Fähigkeit, Ammoniakstickstoff in Salpeterstickstoff umzuwandeln.

Diese Nitrifikation, also die Oxydation von Ammoniakstickstoff zu Salpeterstickstoff, wird bewirkt durch die Nitrifikationsbakterien, und diese Bakterien sind in ihrer Leistung sehr von der Bodenreaktion und damit von der Kalkdüngung abhängig. Nur in neutralen und schwach alkalischen Böden kommen die Nitrifikationsbakterien zu guter Entwicklung und Wirkung, in sauren Böden werden sie in ihrer Tätigkeit bis zur vollen Einstellung gehemmt.

Also auch wegen des normalen Ablaufes dieses im Kreislaufe des Stickstoffs wenn nicht unbedingt erforderlichen, so doch zum wenigsten höchst erwünschten Nitrifikationsvorganges ist der Landwirt gezwungen, seinen Boden zu kalken, und auch in dieser Richtung muß der Hüttenkalk geradeso seinen Mann stehen wie die anderen Kalkarten. Und das tut er nach unseren Untersuchungen auch in direkt vorbildlicher Weise! Man kann das entnehmen aus den in der *Zahlentafel 4* zusammengestellten Versuchsergeb-

Zahlentafel 4  
Wirkung des Hüttenkalkes auf die Nitrifikation

Düngung	Nitratstickstoff in 100 g Boden		pH-Werte nach 5 Wochen
	nach 3 Wochen mg	nach 5 Wochen mg	
Ohne Kalk	0,18	1,97	4,66
Kalk, Gabe 1	1,97	2,53	5,51
Kalk, Gabe 2	2,82	5,54	6,03
Kalk, Gabe 3	5,54	11,37	7,09
Kalk, Gabe 4	16,92	29,63	7,62
Hüttenkalk, Gabe 1	1,78	1,97	5,48
Hüttenkalk, Gabe 2	2,25	4,23	5,74
Hüttenkalk, Gabe 3	7,32	14,95	6,49
Hüttenkalk, Gabe 4	20,87	29,81	7,16

nissen. Bei den hier zugrunde liegenden Versuchen wurden 100 g Boden mit 30 mg Stickstoff in der Form von  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  versetzt, und nach drei und fünf Wochen wurde analytisch die aus dem Ammoniakstickstoff entstandene Menge an Salpeterstickstoff ermittelt.

Sowohl unter dem Einfluß des Kalkes, der als Kalziumkarbonat gegeben war, als auch unter dem Einfluß der Schlacke nimmt mit steigenden Gaben die Nitrifikation ganz bedeutend zu. Bei der nach dreiwöchigem Stehen zur Untersuchung gelangten Versuchsreihe hat dabei die Schlacke die Nitrifikation in der dritten und vierten Gabe noch stärker erhöht als der Kalk.

Auch bei der Untersuchung nach fünf Wochen gibt sich noch die Ueberlegenheit der Schlacke über den Kalk in der dritten Gabe deutlich zu erkennen, in der höchsten (vierten) Gabe haben sich die Unterschiede ausgeglichen; hier ist eben die ganze zugesetzte Menge an Ammoniakstickstoff in gleicher Weise bis zum Salpeterstickstoff nitrifiziert. Die sehr gute Einwirkung der Schlacke auf die Nitrifikationskraft des Bodens kam bei unserem Versuche zustande, obgleich die Schlacke die Bodenreaktion weniger

Zahlentafel 5  
Wirkung des Hüttenkalkes auf die Stickstoffsammlung

Düngung	Stickstoffgewinn in Mannitlösung			
	Boden 1		Boden 2	
	pH	N-Gewinn mg	pH	N-Gewinn mg
Ohne Kalk	4,35	5,1	4,39	5,9
Kalk, Gabe 1	5,24	5,4	5,22	6,3
Kalk, Gabe 2	5,80	6,7	5,62	7,8
Hüttenkalk, Gabe 1	5,35	9,1	5,17	8,5
Hüttenkalk, Gabe 2	5,88	11,4	5,58	9,8

deutlich nach der alkalischen Seite hin verschoben hatte als der Kalk. Trotz ihrer schwächeren Neutralisationskraft hat somit die Schlacke die Nitrifikation noch stärker gefördert als der Kalk; das ist das Ergebnis, das wir aus diesem Versuch ableiten können. Andere Versuchsreihen, die mit anderen Böden angesetzt wurden, haben diese Tatsache immer wieder bestätigt.

Geradeso wie die Nitrifikation hat sich auch noch ein anderer wichtiger Vorgang aus dem Kreislauf des Stickstoffs als stark abhängig von Bodenreaktion und Kalkdüngung erwiesen, nämlich die Stickstoffsammlung durch frei im Boden lebende Bakterien. Nur in Böden mit gutem Kalkzustande finden sich die zu kräftiger Stickstoffbindung befähigten Azotobakter-Organismen, während in sauren Böden sich nur die viel leistungsschwächeren Clostridiumarten befinden. Es war hier nun zu prüfen, ob der Hüttenkalk in gleicher Weise die stickstoffsammelnde Tätigkeit des Bodens begünstigte wie der Kalk. Hierüber gibt die *Zahlentafel 5*



Auskunft. In einer Zahlenreihe sind darin die  $pH$ -Werte für die zu den Stickstoffsammlungs-Versuchen als Impfstoff benutzten Bodenproben angegeben. Es handelt sich dabei um ursprünglich stark saure Böden, die einmal ohne Kalkdüngung geblieben waren, daneben aber mit kohlen-saurem Kalk und mit Schlacke in zwei steigenden Gaben gedüngt waren. Die Versuche wurden in der üblichen Weise unter Verwendung 2prozentiger Mannitlösungen, die außerdem 0,05% Dikaliumphosphat enthielten, angesetzt. In *Zahlentafel 5* sind die nach vier Wochen erhaltenen Stickstoffgewinne verzeichnet.

Die stickstoffsammelnde Tätigkeit beider Böden ist, wie die Zahlen lehren, durch die Schlacke günstiger beeinflusst worden als durch den Kalk, und zwar bei beiden Böden. Da sich aber hier bei beiden Böden kein Azotobakter

Zahlentafel 6  
Wirkung des Hüttenkalkes auf die Stickstoffsammlung

Düngung		Stickstoffgewinne in Mannitlösung					
		$pH$ -Werte		N-Gewinne			
		Kalk	Schlacke	ungeimpft		geimpft	
				Kalk mg	Schlacke mg	Kalk mg	Schlacke mg
Ohne Kalk		5,08	5,08	1,7		9,4	
Gabe 1		5,24	5,52	7,9	8,5	12,8	11,4
Gabe 2		5,69	5,69	8,1	9,8	12,8	18,2
Gabe 3		6,35	6,28	9,5	10,6	14,8	19,2
Gabe 4		7,49	7,17	9,4	10,9	14,8	19,8

entwickelt hatte, sondern nur die für den Sauerboden charakteristischen Clostridiumarten die Stickstoffsammlung besorgt hatten, wurde noch ein weiterer Versuch unter gleichzeitiger Impfung mit Azotobakterreinkultur angesetzt. Er führte zu den in *Zahlentafel 6* verzeichneten Ergebnissen.

Sowohl in der Reihe ohne Impfung als auch in der mit Impfung sind unter dem Einfluß der vierfach gestaffelten Kalkgaben deutliche Stickstoffgewinne zu verzeichnen. Auch hier muß bezüglich ihrer Höhe festgestellt werden, daß die bei Hüttenkalkdüngung erzielten Stickstoffgewinne größer, in der geimpften Reihe aber sogar erheblich größer waren als die bei der Düngung mit Kalk erzielten Stickstoffgewinne. Also auch, was die wichtige Frage der Stickstoffsammlung angeht, läßt sich nur aussagen, daß die Schlacke dazu in der Lage ist, diesen Vorgang ebenso günstig oder sogar noch günstiger zu beeinflussen als der Kalk. Danach wird sich dieser biologische Einfluß der Hüttenkalkdüngung bei anderen bakteriellen Vorgängen in ähnlich günstiger Weise äußern wie bei der Nitrifikation und der Stickstoffsammlung.

Nur bei einem Vorgang bakterieller Art haben unsere Untersuchungen eine Verschiedenheit zwischen Kalk und Schlacke nachgewiesen, und das war der Fall bei der Einwirkung beider Stoffe auf die Zersetzung der organischen Bestandteile des Bodens, der Humusstoffe.

Der Landwirt bemüht sich, durch die Düngung mit Stallmist, Gründüngung und Kompost organische Stoffe in den Boden zu bringen, Humus in ihm anzureichern. Er muß aber feststellen, daß das ein nur schwierig und langsam erreichbares Ziel ist. Bei achtzehnjährigen Gründüngungsversuchen auf dem Versuchsfeld bei Halle wurde eine Anreicherung des Humusgehaltes des Bodens um nur 0,1% erreicht, was einen äußerst bescheidenen Erfolg im Vergleich zur aufgewendeten Masse an organischen Stoffen darstellt. Daß die organische Substanz, die man in der Form der wirtschafts-eigenen Düngemittel dem Boden einverleibt, so schnell in ihm zerstört wird, daß nur geringe Humusreste davon zurückbleiben, hängt zusammen

1. mit der Bodenbearbeitung und der dadurch geförderten Durchlüftung des Bodens. Durchlüftung begünstigt die Tätigkeit der aeroben, luftbedürftigen Bodenbakterien. Diese sind aber gerade besonders starke Zersetzer der organischen Stoffe.
2. mit der verstärkten Zerstörung der organischen Stoffe durch die Kalkdüngung.

Die Kalkdüngung steigert, wie schon längst bekannt ist, in ganz ausgesprochen starker Weise die Zerstörung der organischen Stoffe. Ein Sprichwort in der Landwirtschaft, das auf diese Fähigkeit der Kalkdünger und ihre Folgen hinweist, lautet: „Kalkdüngung, Mergeldüngung schafft reiche Väter, aber arme Söhne.“ Das bedeutet nichts anderes, als daß die Kalkdünger die für die Fruchtbarkeit des Bodens so wichtigen Humusstoffe zerstören, wobei Stickstoff, Phosphorsäure und Kali, die in diesen Humusstoffen stecken, mobilisiert werden und die Ernten zunächst steigern. Das ist dann die Zeit der reichen Väter! Wenn aber durch fortgesetzte Kalkdüngung die Humusstoffe aus dem Boden zum Verschwinden gebracht sind, dann ist es auch mit dem Nährstoffzuschuß aus den Humusstoffen zu Ende. Der Boden ist „ausgemergelt“, und dann bricht die Zeit der armen Söhne an!

An sich ist der Abbau der in den Boden eingebrachten organischen Stoffe selbstverständlich ein durchaus normaler und erwünschter Vorgang, der für den Fruchtbarkeitszustand des Bodens von größter Wichtigkeit ist. Nur soll dieser Abbauvorgang nicht bis zum vollständigen Verschwinden der organischen Substanz führen; es soll vielmehr ein Teil davon zum Nutzen der physikalischen und chemischen Bodeneigenschaften als Dauerhumus dem Boden erhalten bleiben. Die Düngung mit Kalk führt aber zu einer weit über das normale Maß hinaus gesteigerten Zerstörung der organischen Substanz und des daraus hervorgegangenen Humus, und dieses Uebermaß muß als unerwünscht bezeichnet werden.

Vermeiden läßt sich diese Zerstörung, dieser Abbau des Humus durch die Kalkdünger nicht, denn es muß der Boden notwendig auch gekalkt werden. Nur durch die immer wiederholte und verstärkte Anwendung der organischen Düngemittel kann man den Verlust an organischer Substanz, den der Boden durch die Kalkdüngung erleidet, ausgleichen.

Wir haben uns nun bei unseren Versuchen die Frage vorgelegt, wie es um die Einwirkung des Hüttenkalkes auf den Humus des Bodens bestellt sei. Um die Stärke des Humusabbaues im Boden zu erfassen, ermittelt man die von einer bestimmten Bodenmenge abgegebene Kohlensäure. Kohlensäure und Wasser sind ja die Endprodukte des bakteriellen Abbaues der organischen Substanz des Bodens. Die Menge des Kohlendioxyds ist also das Maß für diesen Abbau. Bei unseren Versuchen wurden verschiedene Ackerböden mit kohlen-saurem Kalk, Branntkalk und mit Hüttenkalk versetzt und die Kohlensäureabgabe der Mischungen festgestellt. Die Ergebnisse eines unserer Versuche sind in *Zahlentafel 7* zusammengestellt. Branntkalk und kohlen-

Zahlentafel 7. Kohlendioxydbildung von 100 g Boden in fünf Tagen (in mg)

$pH$ des Bodens = 5,0								
Düngung	$pH$	$CO_2$	Düngung	$pH$	$CO_2$	Düngung	$pH$	$CO_2$
CaO 1	6,5	76,0	CaCO <sub>3</sub> 1	6,6	78,2	Schlacke 1	5,6	31,3
CaO 2	7,6	167,4	CaCO <sub>3</sub> 2	7,5	142,8	Schlacke 2	6,2	35,6
CaO 3	9,4	178,7	CaCO <sub>3</sub> 3	8,3	188,7	Schlacke 3	6,5	45,7

saurer Kalk haben hiernach die Kohlensäureabgabe des Bodens, also den Abbau seines Humus, in ganz bedeutender Weise gesteigert. Auch der Hüttenkalk ist nicht ohne Einfluß geblieben, im Vergleich zu den beiden anderen Kalkdüngern ist seine Wirkung auf die Kohlensäureabgabe aber doch als gering zu bezeichnen. Da viele andere Versuche immer dasselbe Ergebnis lieferten, ist daher der Hüttenkalk mit vollem Recht als ein humusschonender Kalkdünger zu bezeichnen.

Eine endgültige Erklärung für diese humusschonende Wirkung des Hüttenkalkes kann noch nicht abgegeben werden. Entweder beruht diese Wirkung der Schlacke auf der schwächeren Neutralisationskraft und der damit in Zusammenhang stehenden schwächeren Einwirkung auf die Bakterienentwicklung im Boden, oder es handelt sich um die Bildung schwerer zersetzlicher Verbindungen



zwischen dem Humus des Bodens und Bestandteilen des Hüttenkalkes. Vielleicht führt die Düngung mit Hüttenkalk zur Ausbildung eines widerstandsfähigeren Ton-Humus-Komplexes, während die gewöhnlichen Kalkdünger zur Bildung von Kalziumhumaten Veranlassung geben, deren leichte Zersetzlichkeit durch Bakterien bereits bekannt ist. Welche Erklärung sich aber auch als die richtige herausstellen wird, auf jeden Fall muß man die humusschonende Wirkung des Hüttenkalkes als einen weiteren, und zwar für die Bodenkultur sehr wichtigen Vorzug ansehen, der mit der Verwendung des Hüttenkalkes verbunden ist. Vornehmlich auf den leichteren Böden und auf den Humusböden wird sich diese humusschonende Wirkung des Hüttenkalkes besonders vorteilhaft auswirken.

#### V. Ungelöste Fragen

Die bisherigen Darlegungen geben sicherlich zu erkennen, daß die Erforschung des Verhaltens des Hüttenkalkes zum Boden und zur Pflanze schon einigermaßen vorangekommen ist. Es harren aber doch noch viele wichtige Fragen einer genaueren Beantwortung. Das ist nicht erstaunlich, wenn man bedenkt, daß es die Landwirtschaftswissenschaft auch bei den alten, seit vielen Jahrzehnten bearbeiteten Kalkdüngern noch mit offenen Fragen zu tun hat. Einige der noch nicht oder doch noch nicht völlig geklärten Fragen der Hüttenkalkdüngung mögen hier noch kurz umrissen werden.

Eine praktisch enorm wichtige unter den zur Zeit nur unvollständig gelösten Hüttenkalkfragen ist die nach der richtigen Feinmahlung des Hüttenkalkes. In der erwähnten Zulassung vom 1. September 1937 ist diese Frage dahin entschieden worden, daß die Feinmahlung des Hüttenkalkes der des Kalksteinmehles zu entsprechen habe. Diese Festsetzung hatte keine Versuche mit verschiedenen Feinmahlungen zur Grundlage, sondern sie basierte auf den Erfahrungen mit Kalksteinmehl. Diese Anpassung an das Kalksteinmehl erscheint auch durchaus berechtigt, da die Bindungsart des Kalkes im Kalksteinmehl und im Hüttenkalk, wie schon erwähnt, insofern einander ähnlich ist, als der Kalk in beiden Fällen an eine schwache Säure gebunden ist. Die Kieselsäure der Schlacke hält den Kalk nach unseren Erfahrungen aber doch noch fester gebunden als die Kohlensäure des Kalksteins. Diese Tatsache geht deutlich aus dem schwächeren Neutralisationsvermögen hervor, das die Schlacke im Vergleich zum Kalksteinmehl auf saure Böden ausübt, weiterhin aber auch aus den Ergebnissen von Lösungsversuchen, die mit kohlenensäurehaltigem Wasser angestellt wurden.

Unter solchen Umständen wirkte es daher überraschend, daß neuerdings eine Aenderung der Vorschrift über den Feinheitsgrad des Hüttenkalkes vorgenommen wurde. Es darf zur Zeit noch eine weitere Form des Hüttenkalkes unter der Bezeichnung „Hüttenkalk ungemahlen“ in den Handel gebracht werden.

Ohne Frage ist es von größter Wichtigkeit, und zwar sowohl für die Landwirtschaft als auch für die Eisenhüttenindustrie, genau zu wissen, ob die damit erklärte Zulassung der ungemahlten Schlacke, der nur granulierten Schlacke, des Hüttenandes, richtig und berechtigt ist. Diese Zulassung ist meines Erachtens nicht berechtigt; sie ist vielmehr dazu geeignet, der an sich so guten Hüttenkalksache zu schaden. Denn es kann gar nicht daran gezweifelt werden, daß die Anwendung der ungemahlten granulierten Schlacke in der landwirtschaftlichen Praxis zu starken Fehlschlägen führen wird. Fehlschläge bei der Anwendung werden aber auf den Landwirt abschreckend wirken.

Gewiß kann man der ungemahlten Schlacke keineswegs jede ertragsteigernde Wirkung absprechen. Aber nach Untersuchungen von White erreichte granuliert Schlacke nur 42% der ertragsteigernden Wirkung des gemahlten Kalksteins, bei Rot- und Weißklee sogar nur 24 und 33%. Ein anderer amerikanischer Agrikulturchemiker — Crane — fand bei Vegetationsversuchen, daß granuliert, ungemahlene Schlacke nur ein Viertel der

Wirkung von Kalksteinmehl und von gemahlener Schlacke erreichte. Auch J. Hudig<sup>2)</sup> in Holland hat gefunden, daß die feingemahlene Schlacke größere Mehrerträge erzeugte als grobe Schlacke. Bei allen Versuchen Hudigs erreichte die grobe Schlacke mit 20% Durchgang durch das Thomasmehlsieb, wobei der Rückstand aus Körnern von 2 bis 5 mm bestand, die Düngerwirkung des Kalkes niemals, die feingemahlene Schlacke mit 50% Durchgang durch das Thomasmehlsieb übertraf den Kalk dagegen regelmäßig.

Eigene Versuche ergaben, daß die ungemahlene Schlacke die eine der Hauptaufgaben, die ein Kalkdünger zu erfüllen hat, nämlich die Versauerung des Bodens zu besseitigen, nicht erfüllen kann. Bei Vegetations- und Felddüngungsversuchen fanden wir, daß sogar noch Unterschiede in der Wirkung von Schlacken sich zeigten, die auf 25 bzw. auf 50% Rückstand auf dem Thomasmehlsieb vermahlen waren. Solche Mängel lassen es angebracht erscheinen, mit der Verwendung ungemahlener Hochofenschlacke äußerst vorsichtig vorzugehen; man läuft sonst Gefahr, der Hochofenschlackenverwendung in der Landwirtschaft mehr zu schaden als zu nutzen. Ganz sicher ist die Frage nach der richtigen Feinmahlung der Schlacke eine von denjenigen, über die die Akten noch nicht geschlossen sind. Man soll von der Industrie in bezug auf die Feinmahlung gewiß nicht mehr verlangen, als im Interesse einer erfolgreichen Verwendung der Schlacke in der Landwirtschaft unbedingt erforderlich ist. Es ist aber leider noch nicht mit voller Sicherheit klargestellt, welche Forderungen an die Feinmahlung von landwirtschaftlichen Gesichtspunkten gestellt werden müssen. Solange aber hierüber umfangreiche und zuverlässige Erfahrungen noch nicht vorliegen, muß dazu geraten werden, bei der in der Zulassung festgelegten Feinmahlung zu verbleiben. Nur so können Rückschläge vermieden werden, die vielleicht die ganze, so überaus wichtige und gute Sache der landwirtschaftlichen Verwendung der Hochofenschlacke in Gefahr bringen. Mit der Zeit kann dann immer noch ein beide Seiten befriedigender Ausgleich gefunden werden, aber erst müssen durch umfangreiche Versuche die notwendigen festen Grundlagen für die Beurteilung dieser Frage geschaffen sein.

Etwas klarer sieht man heute schon in der Frage nach der Bedeutung des Stickstoffgehaltes der Hochofenschlacke für ihre Verwendung als Düngemittel. Gerade in letzter Zeit haben wir uns mit diesem uns von W. Holtmann erst kürzlich bekanntgegebenen Gehalt der Schlacke an Stickstoff beschäftigt. Leider mußten wir feststellen, daß der in der Schlacke in kleinen Mengen vorhandene und wohl in der Form von Aluminium- oder Siliziumnitrid gebundene Stickstoff im Boden nur sehr langsam als Ammoniakstickstoff abgespalten wird. Dadurch kommt es dann auch dazu, daß eine Ertragsteigerung von ihm kaum ausgeht.

Anfänglich hatten wir gehofft, in diesem Stickstoffgehalt der Schlacke einen der Gründe für die überlegene Wirkung erfaßt zu haben, die der Hüttenkalk oft gegenüber den anderen Kalkdüngern aufweist. Bringt man doch mit 20 dz Hüttenkalk bei einem Stickstoffgehalt von 0,3% bereits 6 kg Stickstoff je ha in den Boden, von dem schon eine merkbare Ertragssteigerung ausgehen könnte, wenn er nur den Pflanzen schnell genug zur Verfügung stehen würde. Wenn er das nun aber auch nicht tut, so ist dieser Stickstoffgehalt doch wieder eine Eigenschaft, durch die der Hüttenkalk sich vorteilhaft auszeichnet. Denn mit der Zeit wird dieser Stickstoff ja doch mobilisiert und, wenn auch langsam, den Pflanzen zugänglich werden. Unsere Untersuchungen zu diesem Punkte werden noch weiter fortzusetzen sein.

Es gibt aber in der Schlacke noch einen anderen, und zwar in großer Menge auftretenden Stoff, von dessen Bedeutung wir auch noch Näheres erfahren müssen; das ist die Kieselsäure. Daß sie sich unter Umständen dadurch nützlich machen kann, daß sie den Befall der Pflanzen durch tierische und pflanzliche Schädlinge zurückdrängt und die

<sup>2)</sup> Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 91/92.



Lagergefahr beim Getreide verringert, wurde schon erwähnt. Hier kommt aber noch eine andere Bedeutung der Kieselsäure in Betracht.

Nach unseren chemischen Untersuchungen reichert sich die Kieselsäure vornehmlich in den Blättern an, während das Stroh und die Körner ihren Kieselsäuregehalt nicht wesentlich verändern. Es erhebt sich hier nun die wichtige Frage, ob sich unter dem Einfluß der oft sehr reichlich aufgenommenen Kieselsäure der Futterwert der Futterpflanzen verändert. Wird vielleicht die Verdaulichkeit des Futters, das mit Hüttenkalk gedüngt ist, nachteilig beeinflusst?

Wir wissen noch gar nichts über diese Möglichkeit, müssen sie aber bald gründlich studieren. Versuche auf Wiesen und Weiden sollen zu diesem Zweck angelegt werden und ebenso Düngungsversuche zu Futtergewächsen wie Klee, Luzerne und anderen Futterpflanzen. Mit den dabei erhaltenen Futterstoffen müssen dann Fütterungsversuche an Tieren angestellt werden. Vorbereitungen für die Ausführung derartiger Versuche sind bereits getroffen. Professor Rother, der Leiter des Versuchsgutes Frankenforst, das sich mit Aufgaben der Tierzucht befaßt, hat sich zur Anstellung von Düngungsversuchen zu Futterpflanzen und zur Durchführung von Fütterungsversuchen bereit erklärt.

In weiteren Versuchen ist dann aber z. B. auch noch die Frage zu prüfen, wie es mit der Einwirkung des Hüttenkalkes auf den Vitamingehalt der Pflanzen bestellt ist. Nach Untersuchungen von Pfaff und Pfützer weiß man, daß die Kalkdünger den Vitamingehalt der Pflanzen herabsetzen können. Wie verhält sich nun in diesem Punkte der Hüttenkalk? Vielleicht stellen wir fest, daß der Hüttenkalk nicht nur ein humusschonender, sondern auch ein vitaminschonender Kalkdünger ist. Unsere Versuche werden hierüber bald eine Entscheidung bringen.

Auch sonst gibt es noch zahlreiche Einzelfragen, die der Bearbeitung harren. Die Bedeutung der Spurenelemente im Hüttenkalk muß noch weiter bearbeitet werden, die Einwirkung des Hüttenkalkes auf die Beweglichkeit der Phosphorsäure im Boden ist noch näher aufzuklären, und vieles andere gibt es noch, das untersucht werden muß. In diesem Fehlen mancher Einzeluntersuchungen — auch bei den alten Kalkdüngern gibt es noch viele Einzelfragen, die genauer aufgeklärt werden müssen — braucht man aber kein Hindernis für die Anwendung des Hütten-

kalkes zu erblicken. Der Hüttenkalk hat sich in zahlreichen Versuchen und in der praktischen Anwendung längst derart bewährt, daß man nicht darauf zu warten braucht, daß alle noch unbekannteren Einzelheiten, die seine Wirkung beeinflussen können, völlig bekannt sind. Wir wissen schon heute von der Wirkung des Hüttenkalkes so viel Gutes und Günstiges, daß wir ihn mit der Aussicht auf größten Erfolg in der Landwirtschaft anwenden könnten, wenn es nur endlich der Eisenhüttenindustrie gelingen würde, ihn in ausreichenden Mengen und zu einem befriedigenden Preise der Landwirtschaft zuzuführen.

### Zusammenfassung

Es wurden die Ergebnisse der neueren Untersuchungen über die landwirtschaftliche Verwendbarkeit des Hüttenkalkes dargelegt. Folgendes geht daraus hervor:

1. Der in der Zulassungsgenehmigung vom 1. September 1937 festgesetzte Mindestgehalt des Hüttenkalkes an basischen Stoffen ( $\text{CaO} + \text{MgO}$ ) von 42% muß auf Grund von Vegetationsversuchen als zutreffend bezeichnet werden. Es bleibt aber die Aussicht bestehen, daß beim Anbau wenig säureempfindlicher Pflanzen sich auch Hochofenschlacken mit niedrigeren Gehalten an Basen einer nützlichen Verwendung in der Landwirtschaft zuführen lassen werden.

2. Die Nachwirkung des Hüttenkalkes ist ebenso stark wie die der anderen Kalkdünger. Hochofenschlacken mit geringeren Basengehalten als 42% übten eine von Jahr zu Jahr sich steigernde Nachwirkung aus.

3. Auch auf neutralen Böden führt Hüttenkalk zu denselben Ertragssteigerungen wie die anderen Kalkdünger.

4. Die Wirkungen des Hüttenkalkes auf die biologischen Eigenschaften der Böden bleiben hinter denen des Kalkes nicht zurück.

5. Die humuserstörende Wirkung des Hüttenkalkes ist bedeutend geringer als die der anderen Kalkformen. Hüttenkalk kann daher als ein direkt humusschonender Kalkdünger bezeichnet werden.

6. Zu den noch nicht oder noch nicht völlig gelösten Fragen der Hüttenkalkdüngung gehört an erster Stelle die der erforderlichen Feinmahlung. Auch die Fragen nach der Bedeutung des Stickstoff- und des Kieselsäuregehaltes, ferner die Frage nach der Wirkung des Hüttenkalkes auf den Vitamingehalt der Pflanzen bedürfen noch weiterer Bearbeitung.

## Das elektrische Verhütten

Von Robert Durrer in Gerlafingen\*)

*Ersatz der Heizkohle durch elektrische Energie. Entwicklung des Elektro-Verhüttungs-ofens vom Hochofen zum Niederschachtofen. Metallurgische und wirtschaftliche Betrachtungen. Folgerungen und Entwicklungsmöglichkeiten.*

Zur Gewinnung des Eisens aus seinen Erzen müssen deren Eisenträger, die Eisenoxyde, reduziert werden, wofür praktisch nur Kohle in Frage kommt. Die für die Durchführung dieser Reduktion erforderliche Wärme kann durch Verbrennen weiterer Kohle erzeugt werden, wie dies im Blashochofen geschieht. An Stelle der Heizkohle kann auch elektrische Energie verwendet werden, die durch die Beschickung hindurchgeleitet und dabei in Wärme umgesetzt wird (elektrisches Verhütten). Die Aufkohlung des Eisens zu Roheisen wird bei beiden Verfahren mit Kohle bewirkt (Kohlungskohle). Beim Verhütten im Blashochofen hat die Kohle also die Aufgabe, zu reduzieren, zu heizen und aufzukohlen; beim elektrischen Verhütten wird das Heizen von der elektrischen Energie übernommen, während für die beiden anderen Aufgaben ebenfalls Kohle benötigt wird.

Die Entwicklung des Elektro-Verhüttungs-ofens ging von zwei bestehenden Ofen aus: dem Hochofen und

dem offenen Ferrolegierungs-ofen. Der Hochofen wurde zunächst in der Weise der Beheizung mit elektrischer Energie angepaßt, daß — grundsätzlich gesprochen — die Blasdüsen durch Elektroden ersetzt wurden. Der nächste Schritt war die Erweiterung des Gestells, wobei die Elektroden schräg durch das ringförmige, an den Schacht zur Abdeckung des angefügten Gestellteiles sich anschließende Gewölbe hindurchgeführt wurden. Auf diese Weise konnte mehr Energie in den Herd eingeführt und deren Umwandlung in Wärme mehr nach unten verlegt werden. Schließlich wurde das beim elektrischen Verhütten ungeeignete Hochofenprofil in einen von oben nach unten sich schwach erweiternden Schacht umgewandelt, wodurch der Elektrohochofen (Elektrometallofen, Grönwallofen) in seiner letzten Form entstand. Da im Elektroofen nur verhältnismäßig wenig Gas aus dem Herd hochsteigt, wird auch nur wenig Wärme aus dem Herd in den Schacht übergeführt, so daß die Temperatur vom Herd nach dem Schacht zu schnell abfällt und in diesem so niedrig ist, daß er nur wenig Reduktionsarbeit leistet. Auch die im Gas enthaltene fühlbare Wärme ist

\*) Deutsche Fassung des dem Iron and Steel Institute, London, für die Sommersammlung am 9. und 10. Juli 1947 in Zürich vorgelegten Berichtes. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahl Eisen u. Metallurgie, Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.



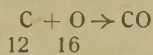
entsprechend geringer, so daß also der Schacht unnötig ist und weggelassen werden kann, auf welche Weise aus dem Hochschachtofen der Niederschachtofen wird, bei dem sich das Gewölbe über den gesamten Herd und nicht nur ringförmig um den Schacht wie beim Elektrohochofen erstreckt.

Der Ferrolegierungs-ofen als zweiter Ausgangsofen der Entwicklung des Elektro-Verhüttungs-ofens gestattet zwar an sich schon die Reduktion von Eisenerz zu Roheisen; da er jedoch nicht gedeckt ist, geht das wertvolle Ofengas verloren. Um dieses zu gewinnen, wurde der Ofen geschlossen.

So führten schließlich die beiden Entwicklungswege zu demselben Ziel, dem gedeckten Elektro-Niederschachtofen, der in zwei Ausführungsformen vorliegt, dem Tysland-Hole-Ofen und dem Siemens-Elektro-Roheisenofen. Ihre Ausgestaltung und Arbeitsweise sind im Schrifttum<sup>1)</sup> eingehend gekennzeichnet, weshalb hier nicht darauf eingegangen wird. (Die Teilnehmer an der Tagung des Iron and Steel Institute hatten Gelegenheit, einen solchen Ofen zu besichtigen.) Diese Oefen sind das Ergebnis einer fast fünfzigjährigen Entwicklung, die aber wohl noch nicht abgeschlossen ist. Sie werden mit einer Leistung bis zu etwa 10 000 kW betrieben; größere Einheiten sind in Aussicht genommen. Da der Energieverbrauch bei gutem Möller etwa 2500 kWh/t beträgt, erzeugt ein 10 000-kw-Ofen unter dieser Voraussetzung rd. 100 t/24 h. Sollte die Absicht, Oefen mit 30 000 kW zu bauen, Wirklichkeit werden, so kämen damit die Elektro-Verhüttungs-ofen mit ihrer Leistung in die Größenordnung der Blashochöfen hinein.

#### Metallurgische Betrachtungen<sup>2)</sup>

Die zur Verhüttung gelangenden Erze enthalten das Eisen vorwiegend als Eisenoxyd,  $Fe_2O_3$  (Roteisenstein, Brauneisenstein) oder als Eisenoxyduloxyd,  $Fe_3O_4$  (Magnet-eisenstein). Zur Erzeugung von 1 t Fe sind 1431 kg  $Fe_2O_3$  oder 1381 kg  $Fe_3O_4$  erforderlich. Mit 1 t Fe kommen also rd. 400 kg O in den Verhüttungs-ofen, die entfernt werden müssen. Bei direkter Reduktion



sind zur Bindung von 4 kg O 3 kg C erforderlich, d. h. die 400 kg O beanspruchen 300 kg C. Reduziert das gebildete Kohlenoxyd weiter (indirekte Reduktion), so sind bei vollständigem Verbrennen zu Kohlensäure insgesamt nur 150 kg C notwendig. Der Elektroofen ergibt ein Gas, das zu etwa einem Sechstel aus Kohlensäure und zu fünf Sechsteln aus Kohlenoxyd besteht; diese Gaszusammensetzung entspricht einem Verbrauch von rd. 260 kg C.

Zu diesen 260 kg C kommen noch 30 bis 40 kg Kohlungskohlenstoff, so daß der Kohlenstoffbedarf je Tonne Eisen unter den gemachten Voraussetzungen rd. 300 kg beträgt. Tatsächlich ist er etwas höher, denn die weiterhin noch zu reduzierenden Oxyde fordern etwas mehr Kohlenstoff als die Eisenoxyde; außerdem beansprucht die Wassergasreaktion etwas Kohlenstoff. Unter Berücksichtigung dieser Umstände kann der Kohleverbrauch bei 80 bis 85% C der Kohle zu rd. 400 kg angenommen werden, was mit der Praxis übereinstimmt. Der Verbrauch an Reduktionskohle ist also etwa 350 kg, die mit Erzsauerstoff und etwas Feuchtigkeit zu einem Gas mit einem Heizwert von etwa 2600 kcal/m<sup>3</sup> verbrennen. Da je Tonne Roheisen etwa 650 m<sup>3</sup> anfallen, hat das Ofengas einen Gesamtheizwert von  $650 \cdot 2600 \sim 1,7 \cdot 10^6$  kcal entsprechend etwa 240 kg Kohle.

Die 350 kg Reduktionskohle entsprechen einem Gesamtheizwert von  $350 \cdot 7000 \sim 2,5 \cdot 10^6$  kcal, wovon  $1,7 \cdot 10^6$  kcal (entsprechend dem vollen Heizwert von rd. 240 kg Kohle) ins Gichtgas gehen; die verbleibenden  $0,8 \cdot 10^6$  (entsprechend dem vollen Heizwert von rd. 110 kg Kohle) werden bei der

Reduktion frei. Da für die Erzeugung von einer Tonne Roheisen etwa  $3 \cdot 10^6$  kcal aufzuwenden sind, müssen also durch elektrische Energie noch  $2,2 \cdot 10^6$  kcal entsprechend

$$\frac{2,2 \cdot 10^6}{860} \sim 2500 \text{ kWh}$$

erzeugt werden. Dieser Wert stimmt mit der Erfahrung überein; natürlich schwankt er je nach den Arbeitsbedingungen und dem herzustellenden Roheisen.

Der Gesamtheizwert von  $2,5 \cdot 10^6$  kcal der 350 kg Reduktionskohle verteilt sich also auf Gichtgas und Ofen mit

$$1,7 \cdot 10^6 \text{ kcal (240 kg Kohle) und}$$

$$0,8 \cdot 10^6 \text{ kcal (110 kg Kohle);}$$

der Heizwert von 7000 kcal/kg kommt dem Ofen mit

$$\frac{0,8 \cdot 10^6}{350} \sim 2300 \text{ kcal/kg}$$

und dem Gas mit

$$\frac{1,7 \cdot 10^6}{350} \sim 4800 \text{ kcal/kg}$$

zugute. Die Ausnutzung ist also im elektrischen Ofen wesentlich schlechter als im Blashochofen, was daher rührt, daß die Reduktion größtenteils direkt erfolgt.

Es ergibt sich demnach folgender Verbrauch je t erzeugten Eisens, in Kohle ausgedrückt:

50 kg zur Aufkohlung,	
350 kg zur Reduktion, wobei	$0,8 \cdot 10^6$ kcal im Ofen
frei werden,	
310 kg in Form von 2500 kWh zur	
Aufheizung, wobei	$2,2 \cdot 10^6$ kcal im Ofen
frei werden	
710 kg	$3,0 \cdot 10^6$ kcal

Insgesamt werden also 400 kg Kohle und 2500 kWh gebraucht;  $1,7 \cdot 10^6$  kcal entsprechend 240 kg Kohle werden durch Verbrennen des Gichtgases wiedergewonnen, so daß der Verbrauch im Ofen beträgt:

$$160 \text{ kg Kohle und } 2500 \text{ kWh}$$

oder, in Kohle ausgedrückt,

$$160 + 310 = 470 \text{ kg.}$$

Im Vergleich hierzu benötigt der Blashochofen bei einem Wärmebedarf von  $3 \cdot 10^6$  kcal/t Roheisen rd. 750 kg Kohle entsprechend 700 kg für Reduktion und Heizung. Da der Heizwert der Kohle im Blashochofen nur etwa zur Hälfte ausgenützt wird, also mit etwa 3500 kcal/kg, so erzeugen diese 700 kg Kohle im Ofen rd.  $2,5 \cdot 10^6$  kcal. Je kg in den Ofen gebrachten Kokes sind etwa 3 m<sup>3</sup> Wind einzublasen. Die spezifische Wärme für Luft beträgt je m<sup>3</sup> und °C etwa  $\frac{1}{3}$  kcal, so daß sich bei dem angenommenen Koksverbrauch von 750 kg/t und einer Winderwärmung auf 700° die erzeugte Windwärme  $3 \cdot 750 \cdot \frac{1}{3} \cdot 700$  rund  $0,5 \cdot 10^6$  kcal ergibt, entsprechend etwa 70 kg Kohle. Somit setzt sich der Energieverbrauch im Ofen, in Kohle ausgedrückt, folgendermaßen zusammen:

50 kg zur Aufkohlung,	
350 kg für Heizung und Reduktion, da die 700 kg nur zur	
Hälfte im Ofen ausgenützt werden,	
70 kg entsprechend der Windwärme	
470 kg.	

Energieverbrauch im Ofen beim Verhütten im

Elektro-Niederschachtofen	Blashochofen
160 kg Kohle	470 kg Kohle
310 kg Kohle in Form von 2500 kWh	
470 kg Kohle	470 kg Kohle

Nach Abzug von 160 kg Kohle auf beiden Seiten stehen 2500 kWh 310 kg Kohle gegenüber; es entspricht 1 kg Kohle 8 kWh. Wirtschaftliche Gleichheit zwischen den beiden Verhüttungsarten auf der Grundlage des Energieverbrauchs liegt also — gleichwertigen Möller in beiden Oefen vorausgesetzt — dann vor, wenn ein Kilogramm Kohle etwa achtmal soviel kostet wie eine Kilowattstunde.

<sup>1)</sup> Vgl. Durrer, R.: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 877/82 (Hochofenaussch. 193). — Kauchtschischwili, M.: Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 1033/35. — Ferner: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 273/74; 58 (1938) S. 413/14; 59 (1939) S. 576/77.

<sup>2)</sup> Die folgenden Ausführungen sind teilweise dem Buche des Verfassers: Grundzüge der Eisengewinnung (Verlag Francke, Bern 1947) entnommen.



Dieses Ergebnis entspricht dem theoretischen Aequivalent zwischen Kilowattstunde (860 kcal) und einem Kilogramm Kohle (7000 kcal) gleich 1 : 8, und das muß auch so sein, da bei der Umwandlung in Wärme die Ausnützung von elektrischer Energie und Kohle beim Verhütten ungefähr gleich ist.

Da beim elektrischen Verhütten kein Wind in den Ofen geblasen wird, entsteht das Ofengas im wesentlichen nur aus der Reduktion. Nachstehend wird die ungefähre Gaszusammensetzung bei dem Elektro-Niederschachtofen und dem Blashochofen gegenübergestellt:

	Elektro-Niederschachtofen	Blashochofen
% CO <sub>2</sub>	10 bis 20	10 bis 16
% CO	70 bis 85	25 bis 30
% H <sub>2</sub>	5 bis 12	0,5 bis 4
% CH <sub>4</sub>	1	0,5 bis 3
% N <sub>2</sub>	1 bis 2	52 bis 60

Aus den gegenüber dem Blashochofen anders gearteten Gasverhältnissen ergeben sich auch Unterschiede in der Reduktion. Während beim Blashochofen über die Hälfte des Erzsauerstoffes durch Kohlenoxyd gebunden wird, geschieht dies beim elektrischen Verhüttungssofen zum größten Teil durch festen Kohlenstoff. Obwohl in diesem das Gas reicher an Kohlenoxyd ist als im Blashochofen, kann sich dieser an sich für die indirekte Reduktion günstige Umstand nur beschränkt auswirken, da die spezifische Gasmenge verhältnismäßig gering ist und nur kleine Wärmemengen aus dem Herd in die herunterrutschende Beschickung zu bringen vermag.

Aus der geringen Beschickungshöhe ergibt sich für den Niederschachtofen die Möglichkeit, physikalisch minderwertige Kohle zu verwenden, was beim Hochschachtofen nicht zugänglich ist. Deshalb braucht es auch kein Nachteil zu sein, wenn die Kohle im Ofen nur wenig ausgenützt wird, wenn also ein verhältnismäßig großer Teil des Heizwertes in das Gas geht. Dies ist nur dann ungünstig, wenn aus hochwertigem Brennstoff ein geringwertiges Gas erzeugt wird; beim elektrischen Verhütten kann jedoch das Umgekehrte der Fall sein: aus geringwertiger Kohle wird ein hochwertiges Gas.

Entsprechend dem geringeren Kohlebedarf kommt je Tonne Roheisen bei gleicher Kohle weniger Schwefel in den Elektroöfen als in den Blashochöfen, so daß unter entsprechenden Arbeitsbedingungen das Elektorroheisen schon aus diesem Grunde schwefelärmer ist als Roheisen aus dem Blashochofen. Beim offenen Niederschachtofen geht außerdem noch die „saure Entschwefelung“ vor sich; inwieweit sie sich im geschlossenen Ofen auswirkt, ist noch nicht abgeklärt.

#### Wirtschaftliche Betrachtungen

Für den wirtschaftlichen Vergleich zwischen Elektroöfen und Hochöfen sind vor allem die Kosten für Kohle und elektrische Energie maßgebend. Wären diese allein entscheidend, so läge wirtschaftliche Gleichheit für beide Verhüttungsverfahren vor, wenn ein Kilogramm Kohle achtmal soviel kostet wie eine Kilowattstunde. Da jedoch auch andere Umstände wie niedrigere Anlagekosten, Möglichkeit der Verwendung geringwertiger Möllerstoffe sowie metallurgische Vorteile eine, wenn auch untergeordnete, Rolle spielen, verschiebt sich die wirtschaftliche Gleichheit zugunsten des elektrischen Verhüttens. Die Erfahrung zeigt, daß sie im Mittel bei ungefähr 1 : 6 liegt, d. h. dann besteht, wenn ein Kilogramm Kohle soviel kostet wie sechs Kilowattstunden.

Heute ist in den meisten für eine Verhüttung in Frage kommenden Gebieten die „Kohlekalorie“ billiger als die „elektrische Kalorie“, und das wird wohl auch noch längere Zeit so bleiben, so daß auf jeden Fall für die nächste Zukunft die elektrische Verhüttung auf an „weißer Kohle“ reiche Gebiete beschränkt bleiben wird. Auch wäre, abgesehen von wirtschaftlichen Erwägungen, eine wesentliche Ausdehnung der elektrischen Verhüttung schon deshalb

nicht möglich, weil nicht genügend hydroelektrische Energie zur Verfügung steht, wie folgende Ueberlegung zeigt:

Bei einer jährlichen Erzeugung von 125 Mill. t Roheisen (Höchsterzeugung 1942) wären bei ausschließlich elektrischem Verhütten rd. 300 · 10<sup>9</sup> kWh erforderlich, während insgesamt nur etwa 200 · 10<sup>9</sup> kWh jährlich gewonnen werden. Auf thermischem Wege erzeugte elektrische Energie kommt zum Verhütten nicht in Frage, da hierbei der größte Teil der Kohlenenergie verlorengeht. Ein solches Arbeiten wäre schon deshalb falsch, weil grundsätzlich mit jeder Kohle unmittelbar verhüttet werden kann.

Für Gebiete mit jahreszeitlicher Ueberschußenergie kann es vorteilhaft sein, unterbrochen arbeitende Anlagen zu betreiben, die natürlich in der Anlage billiger sein müssen als dauernd arbeitende Hütten. Für solche Fälle kommen möglichst einfache Anlagen in Betracht, auch wenn ihre Betriebskosten etwas höher sind, da vor allen Dingen der Kapitaldienst niedrig sein muß.

#### Folgerungen und Entwicklungsmöglichkeiten

Die Welt hat zu wenig hydroelektrische Energie, und es muß deshalb ein Mehrfaches dieser Energie thermisch erzeugt werden. Hierbei gehen etwa drei Viertel des Brennstoffes verloren. Solange also ein Mangel an hydroelektrischer Energie besteht, ergibt sich die Notwendigkeit, hydroelektrische Energie dort an Stelle von Brennstoff zu benutzen, wo der Wirkungsgrad viel höher ist als bei Verwendung von Brennstoff, wie beispielsweise bei Lokomotiven, wo eine Kilowattstunde rund ein Kilogramm Kohle ersetzt, während bei gleichem Wirkungsgrad das Aequivalent nicht 1 : 1, sondern 8 : 1 ist. Beim elektrischen Verhütten liegt nun der seltene Fall vor, daß der Wirkungsgrad bei beiden Energiearten ungefähr gleich ist; bei genauer Rechnung zeigt sich die Kohle sogar noch etwas überlegen. Aus dieser Ueberlegung heraus ist es nicht richtig, hydroelektrische Energie an Stelle von Kohle zum Verhütten zu verwenden, solange noch die Möglichkeit besteht, Kohle dort zu ersetzen, wo sie viel schlechter ausgenützt wird als elektrische Energie. Natürlich kann diese Betrachtung nicht ohne weiteres auf die Welt insgesamt angewendet werden, wohl aber auf energetisch in sich geschlossene Gebiete. Aus dieser Ueberlegung folgt, daß in solchen Gebieten das elektrische Verhütten im wesentlichen auf solche Jahreszeiten beschränkt werden sollte, die genügend hydroelektrische Energie hervorbringen. Die geschlossenen elektrischen Niederschachtofen verlangen einen gleichmäßigen, nicht zu grob- und nicht zu feinstückigen Möller. Sperrige Schrottstücke und pulveriges Erz können nicht verwendet werden. Dort, wo derartige Stoffe in größerem Umfang verarbeitet werden sollen, versagt der geschlossene Ofen. In solchen Fällen kann es, insgesamt betrachtet, vorteilhaft sein, mit offenem Ofen zu arbeiten, obwohl das Ofengas dabei verlorengeht. Eine derartige Anlage ist auf einem Hüttenwerk in Betrieb zu dem Zwecke, eisenhaltige Abfallstoffe auf Eisen zu verhütten. Der Möller besteht je etwa zur Hälfte aus oxydischem und metallischem Eisen, das zum Teil feinkörnig, zum Teil in sperrigen Stücken bis zu etwa einem halben Meter Durchmesser vorliegt. Der Energieverbrauch liegt bei etwa 1500 kWh/t, der Kohleverbrauch, in guter Kohle ausgedrückt — es wird eine feinstückige Magerkohle mit etwa 30% Asche verwendet —, bei etwa 200 kg/t.

Wenn auch so die Ausgestaltung der elektrischen Verhüttung, im ganzen betrachtet, an verhältnismäßig enge Grenzen gebunden zu sein scheint, so besteht doch in Einzelgebieten die Möglichkeit einer bemerkenswerten Entwicklung, die dadurch günstig beeinflußt werden kann, daß der Energieverbrauch den örtlichen Verhältnissen angepaßt und die Arbeitsweise auf der Verarbeitung minderwertiger und damit billiger Stoffe aufgebaut wird. Eine Ausdehnung des elektrischen Verhüttens auch auf weitere Gebiete ist dann wahrscheinlich, wenn es gelingt, den Energiebedarf stark zu senken und mit jeder Kohle zu arbeiten. Voraussetzung hierfür ist die vollständige Ausnützung der Kohle zum Verhütten, d. h. die vollständige Verbrennung des Kohlenstoffs



zu Kohlensäure. M. Wiberg<sup>3)</sup> hat diese Entwicklung dadurch begonnen, daß er sein Eisenschwammverfahren mit dem Elektroofen gekuppelt hat; immerhin soll dabei der Energieverbrauch noch etwa 1500 kWh/t betragen. Einen weiteren Anfang zeigt der erwähnte offene Niederschachtofen, dem wenig unterhalb der Gicht Wind zugeführt wird, wodurch die aufsteigenden Ofengase verbrannt werden. Das Ziel dieser Entwicklung dürfte erreicht sein, wenn es gelingt, die Reduktionskohle vollkommen zu verbrennen, wodurch der Bedarf an elektrischer Energie auf höchstens 1000 kWh/t sinkt. Die 350 kg Reduktionskohle, bezogen auf eine Kohle mit 7000 kcal/kg (bei geringerwertiger Kohle ist der Bedarf entsprechend höher), liefern unter der gemachten Voraussetzung

$$350 \cdot 7000 \sim 2,5 \cdot 10^6 \text{ kcal,}$$

$$\text{so daß noch rund } 0,5 \cdot 10^6 \text{ kcal}$$

fehlen, die durch rd. 600 kWh gedeckt werden.

Die Verteilung der Wärmeerzeugung auf 350 kg Kohle (zuzüglich 50 kg Koblungskohle, die jedoch an der Wärmeerzeugung nicht teilnehmen) und weniger als 1000 kWh setzt voraus, daß mit der Kohle alle Arbeiten bis zu etwas über 1000° durchgeführt werden, während die elektrische Energie den bei höheren Temperaturen verlaufenden Vorgängen vorbehalten bleibt. Eine solche Arbeit ist in der Weise grundsätzlich möglich, daß die Reduktionsgase unter Verbrennung zu Kohlendioxyd zur Vorheizung und damit zur Vorreduktion der Beschickung verwendet werden, und daß die elektrische Energie nur noch die Wärme für die

<sup>3)</sup> Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 700/03.

Fertigreduktion und das Schmelzen zu liefern hat. Praktisch ist dieses Ziel beispielsweise durch die Vereinigung eines elektrischen Schmelzofens mit einem Drehofen möglich; im Drehofen erfolgt die Vorbereitung der Beschickung, im Schmelzofen die Fertigarbeit. Das aus dem Schmelzofen abziehende, im wesentlichen aus Kohlenoxyd bestehende Gas wird mit Luft verbrannt und erhitzt im Gegenstrom die Beschickung. Diese, ein Gemisch aus Erz und 400 kg Kohle je t Eisen, reagiert in sich unter dem Einfluß der Erwärmung; die Kohle wirkt reduzierend auf die Eisenoxyde, das entstehende Kohlenoxyd kommt in die Flammengase hinein, denen zu diesem Zweck genügend Luft zugeführt werden muß. Die vorgewärmte und vorreduzierte Beschickung fällt aus dem Drehofen unmittelbar in den Schmelzofen und wird dort fertigreduziert, gekühlt und geschmolzen. Die praktische Verwirklichung dieser grundsätzlich möglichen Arbeitsweise würde die elektrische Verhüttung auf eine wirtschaftlich neue Grundlage stellen und ihrer Entwicklung einen starken Auftrieb geben.

#### Zusammenfassung

Nach eingehenden Betrachtungen über die Entwicklung der elektrischen Verhüttung und metallurgischen Vorgänge werden die Energiebedarfszahlen des Kokshochofens und des Elektroofens miteinander verglichen. Die technischen und wirtschaftlichen Überlegungen ergeben, daß die wirtschaftliche Gleichheit zugunsten der elektrischen Verhüttung vorliegt, wenn 1 kg Kohle kostenmäßig 6 kWh entspricht, wobei die örtlichen Gesteinskosten und die jeweilige Verwendungsmöglichkeit der Kohlekalorie und der Wasserkraftenergie zu berücksichtigen sind.

## Das Blockwalzen

Von Mathieu Holzweiler in Dortmund-Hörde

[Ericht Nr. 182 des Walzwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute\*].

*Bedeutung des Blockwalzens für die Oberflächenbeschaffenheit der Fertigwalzerzeugnisse. Vergleich der Blockwalzen von 22 Anlagen nach Ausführung und Kalibrierung. Bedeutung der Schärfungen der Kaliber. Greifnuten oder Greifrippen. Kalibrierungsbeispiele.*

Das Blockwalzen nimmt in der Stahlindustrie einen bedeutenden Raum ein. Trotzdem wird ihm im allgemeinen wenig Beachtung geschenkt. Wenn man auch als Entschuldigung anführen kann, daß die Kaliberformen einfach sind, so wird man nicht bestreiten können, daß diese Fertigung von großer Bedeutung und das richtige Kalibrieren des Halbzeuges eine dankbare Aufgabe ist.

Da die Ursache der seinerzeit in Hörde vielfach festgestellten Risse auf der Oberfläche von Qualitäts-Rundstählen nicht in den Oval-, Vierkant- oder Spießkantstichen zu finden war, würde sie im Blocken vermutet. Das war der Anlaß, die Ausführung und den Stichplan der Blockwalzen einer eingehenden Prüfung zu unterziehen. Gleichzeitig wurde an eine Reihe großer Walzwerke die Bitte um Zusendung der Zeichnungen und Stichpläne ihrer Blockwalzen gerichtet. Naturgemäß sind diese nach Walzenabmessungen, Blockgewicht, Abgangsquerschnitt usw. sehr verschieden. Trotzdem ließen sich recht lehrreiche Vergleiche anstellen.

Verglichen wurden die Duo-Blockwalzen von 22 Anlagen mit Ballenlängen von 2400 bis 2900 mm und mittleren Durchmesser von 890 bis 1200 mm. Bei einem Vergleich der Breiten der ersten Kaliber ergaben sich zwei Gruppen. Bei 6 Anlagen liegt die Breite zwischen 485 und 570 mm, bei 16 Anlagen zwischen 596 und 710 mm. Bei den Vergleichsfeststellungen wurden die Kaliberbreiten einheitlich im Kalibergrund am Ansatz der Hohlkehlenradien gemessen, weil dieses Maß an den Walzen selbst gemessen werden kann, nicht aber das Maß zwischen den Schnittpunkten der Seiten- und Grundlinien. Die Breite von etwa 600 mm kommt bei der zweiten Gruppe am häufigsten vor.

Bei der ersten Gruppe handelt es sich in der Hauptsache um Anlagen mit kleineren Blockanstichen, die teils bis zu Knüppeln und sogar Platinen heruntergewalzt werden.

Die Seitenneigung der Kaliber beträgt bei 4 Ausführungen bis 10 %, bei 8 Ausführungen bis 15 %, bei 4 Ausführungen bis 20 %, bei 4 Ausführungen bis 25 %, bei 1 Ausführung bis 28 %, bei 1 Ausführung bis 35 %, wobei die ersten Kaliber nicht berücksichtigt sind. Bei diesen liegt die Neigung zwischen 5 und 75 %.

Die Einschnürung (Bombierung) der Kaliber ist innerhalb der einzelnen Kalibrierungen sehr unterschiedlich. Sie beträgt bei 5 Ausführungen 0 mm, bei 6 Ausführungen 0 bis 10 mm, bei 4 Ausführungen 0 bis 15 mm, bei 6 Ausführungen 0 bis 20 mm, bei 1 Ausführung 5 bis 25 mm.

Der Unterdruck in den Kaliberdurchmessern schwankt zwischen 2 und 22 mm; ein Werk arbeitet mit gleichen Walzendurchmessern.

Zu beachten sind ferner noch die Schärfungen der Kaliber und die Art der Kühlung. Von den 22 zum Vergleich herangezogenen Ausführungsarten hatten 9 Greifnuten, 10 Greifrippen, 2 beide Arten, 1 Greifrippen und Körner. Die Greifnuten werden teils von Hand, teils maschinell eingearbeitet. Die Greifrippen werden bei einzelnen Werken auf Fräs- oder Sonderdrehbänken herausgearbeitet, andere wiederum schweißen die Rippen auf.

Bezüglich der Kühlung liegen von 16 Werken Angaben vor. Es wird gekühlt: in 5 Fällen gar nicht, in 9 Fällen normal, in 1 Fall schwach, in 1 Fall nur innen. Die Walzen, die ohne Kühlung arbeiten, haben Greifnuten mit einer größten Tiefe von 4 bis 6 mm. Auffallend ist, daß nach den gemachten Angaben keine dieser Anlagen Greifrippen hat. Bei ungekühlten Walzen ist der Kaliberverschleiß geringer als bei gekühlten Walzen, allerdings das Greifvermögen nicht

\* Vorgetragen in der 51. Vollsitzung am 6. September 1946. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.







im 2. Kaliber wurden bei hartem Werkstoff 6 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem vierten und sechsten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,13 bis 1,20, bei weichem Werkstoff 4 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem vierten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,19 bis 1,28;

im 3. Kaliber wurden bei hartem Werkstoff 4 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem vierten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,16 bis 1,19, bei weichem Werkstoff 2 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem zweiten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,34 bis 1,37;

im 4. Kaliber wurden bei hartem und weichem Werkstoff 2 Stiche, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,21 bis 1,23, bis auf den Abgangsquerschnitt 175 × 165 mm<sup>2</sup>, der für

bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,12 bis 1,22, bei weichem Werkstoff 4 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem vierten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,19 bis 1,28;

im 3. Kaliber werden bei hartem und weichem Werkstoff 4 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem zweiten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,18 bis 1,25;

im 4. Kaliber werden bei hartem und weichem Werkstoff 2 Stiche, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,18 bis 1,23, also auch 20 Stiche insgesamt bei hartem Werkstoff und 16 Stiche insgesamt bei weichem Werkstoff bis auf den gleichen Abgangsquerschnitt von 175 × 165 mm<sup>2</sup> gemacht. Im ersten Kaliber werden bei der neuen Ausführung bei

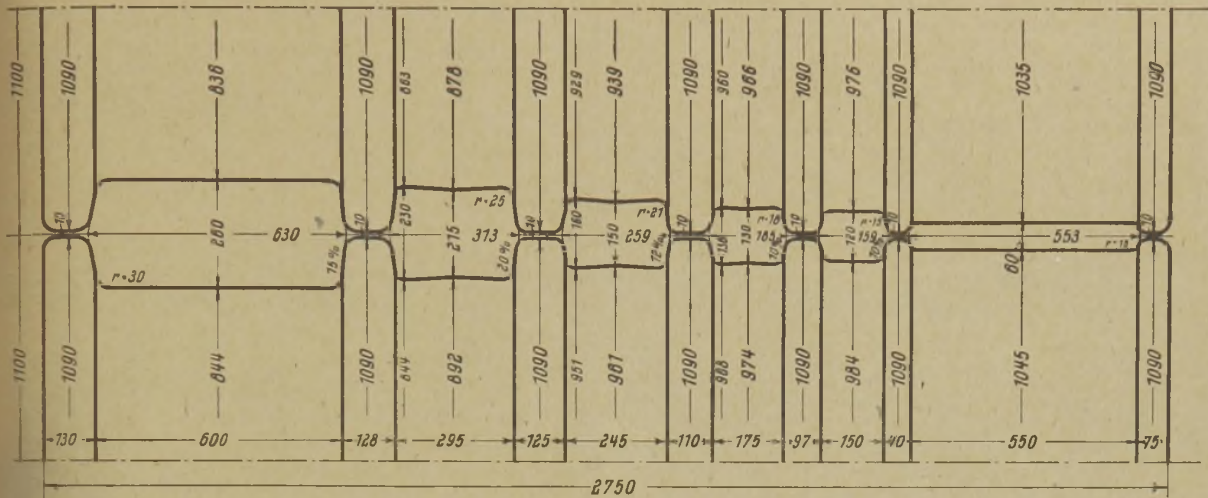


Bild 3. Frühere Ausführung.

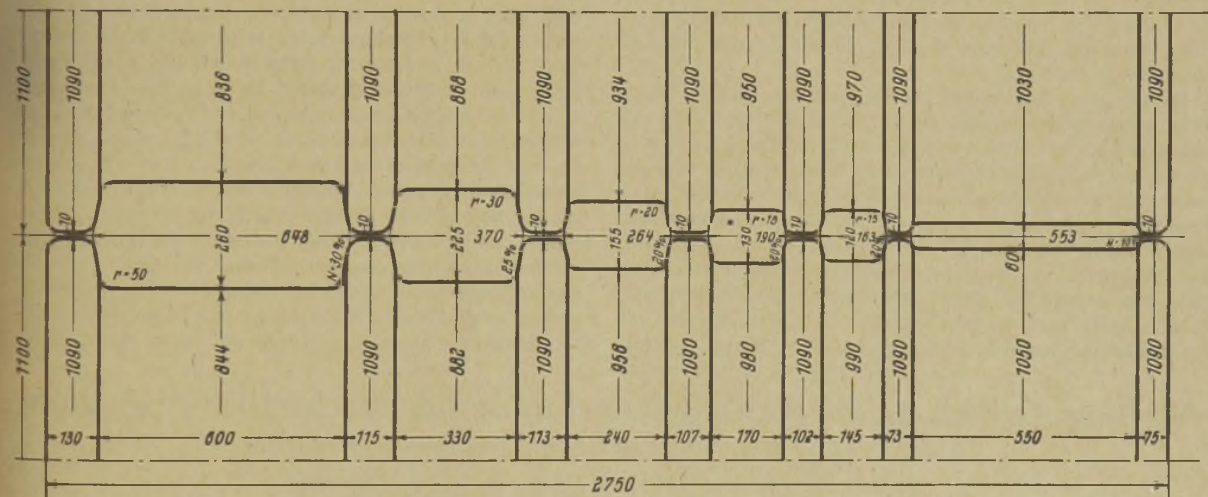


Bild 4. Jetzige Ausführung.

Bilder 3 und 4. Blockwalzen-Kalibrierungen.

Knüppel und Platinen zur Fertigstraße geht, gemacht. Es wurden also bei hartem Werkstoff 20 Stiche und bei weichem Werkstoff 16 Stiche bis auf den Querschnitt 175 × 165 mm<sup>2</sup> gefahren.

Die jetzige Ausführung (Bild 4) hat Seitenneigungen von 30 bis 20 % und keine Einschnürungen. Den dazugehörigen Stichplan zeigt Zahlentafel 2.

Im 1. Kaliber werden bei hartem Werkstoff 8 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem zweiten und achten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,10 bis 1,20, bei weichem Werkstoff 6 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem zweiten und sechsten Stich, bei Abnahmeverhältniszahlen von 1,15 bis 1,20;

im 2. Kaliber werden bei hartem Werkstoff 6 Stiche, bei Wendung um 180° nach dem vierten und sechsten Stich,

weichem Werkstoff anstatt 8 nur 6 Stiche gefahren. Im dritten Kaliber ob harter oder weicher Werkstoff 4 Stiche und nach dem zweiten Stich um 180° gewendet, wogegen bei der früheren Ausführung bei hartem Werkstoff 4 Stiche ohne zu wenden und bei weichem Werkstoff nur 2 Stiche gemacht wurden.

Die Abnahmeverhältniszahlen betragen: bei der früheren Ausführung bei weichem Werkstoff bis 1,37 bei der neuen Ausführung bei weichem Werkstoff bis 1,28 bei beiden Ausführungen bei hartem Werkstoff bis 1,23

Zur Walzung eines sauberen Vorblockquerschnittes über 300 mm vierkant und zur Gestaltung einer gleichmäßigeren Druckverteilung in den einzelnen Kalibern war es bei der neuen Ausführung erforderlich, das zweite Kaliber um 35 mm breiter zu schneiden.



Durch Vergrößerung der Seitenneigung bei den Blockwalzkalibern wird ein vollständiges Füllen derselben und ein Austreten des Werkstoffs zwischen den Rändern und dadurch die Gefahr der Bildung von Druckfaltungen vermieden. Die größeren Neigungen der Kaliberseiten haben weiterhin den Vorteil, daß man beim Nachdrehen der Walzen die Kaliberbreiten besser beiholen kann.

Es wurde auch versucht, mit der neuen Ausführung ohne Wasserkühlung zu arbeiten. Im Anfang und beim Verarbeiten von weichem Stahl ergaben sich vorerst keine Schwierigkeiten. Aber bereits nach einer Stunde Walzzeit,

zeit ausgebaut und leisten in dieser Zeit etwa 50 000 t, allerdings bei Walzung einer großen Menge Hartstahls. Bei jeder Reparatur werden etwa 18 mm abgedreht. Nach fünf Reparaturen sind die Walzen zu dünn, so daß sie nur noch für die vorhandene Reserve-Dampfblockstraße, die 75 mm dünneren mittleren Walzendurchmesser bei derselben Ballenlänge, Kaliberzahl und Einteilung hat, umgearbeitet werden können. Es ergibt sich für die elektrisch betriebene Blockstraße je Duo eine Gesamtleistung von etwa 250 000 t. Das häufige und stärkere Abdrehen bei den gekühlten Walzen wurde veranlaßt durch die Ueber-

Zahlentafel 2. Neue Blockwalzen-Kalibrierung

Blockquerschnitt 575/635 mm □			Stichplan H (Werkstoff hart und entsprechend gut durchgewärmt)						
Kaliber I mm	Verh.-Zahl		Kaliber II mm	Verh.-Zahl		Kaliber III mm	Verh.-Zahl	Kaliber IV mm	Verh.-Zahl
1. 600 × 530	+ 1,20		9. 330 × 470	+ 1,13		15. 240 × 280	+ 1,18	19. 170 × 195	+ 1,23
2. 600 × 470	+ 1,13		10. 330 × 420	+ 1,12		16. 240 × 230	+ 1,22	20. 170 × 165	+ 1,18
wenden			11. 330 × 370	+ 1,13		wenden		Abgangsquerschnitt für Knüppel und Platinen zur Fertigstraße.	
3. 480 × 540	+ 1,11		12. 330 × 320	+ 1,15		17. 240 × 200	+ 1,20		
4. 490 × 490	+ 1,10		wenden			18. 240 × 160	+ 1,25		
5. 500 × 440	+ 1,11		13. 330 × 280	+ 1,18		wenden			
6. 510 × 400	+ 1,10		14. 330 × 230	+ 1,22					
7. 520 × 360	+ 1,11		wenden						
8. 530 × 320	+ 1,13								
wenden									

Blockquerschnitt 575/635 mm □			Stichplan W (Werkstoff weich und gut durchgewärmt)						
Kaliber I mm	Verh.-Zahl		Kaliber II mm	Verh.-Zahl		Kaliber III mm	Verh.-Zahl	Kaliber IV mm	Verh.-Zahl
1. 600 × 530	+ 1,20		7. 330 × 445	+ 1,19		11. 240 × 280	+ 1,18	15. 170 × 195	+ 1,23
2. 600 × 460	+ 1,15		8. 330 × 370	+ 1,20		12. 240 × 230	+ 1,22	16. 170 × 165	+ 1,18
wenden			9. 330 × 295	+ 1,25		wenden		Abgangsquerschnitt für Knüppel und Platinen zur Fertigstraße.	
3. 480 × 520	+ 1,15		10. 330 × 230	+ 1,28		13. 240 × 200	+ 1,20		
4. 500 × 450	+ 1,16		wenden			14. 240 × 160	+ 1,25		
5. 515 × 385	+ 1,17					wenden			
6. 530 × 320	+ 1,20								
wenden									

nachdem die Walzen warm geworden waren, und ganz besonders beim Auswalzen von silizierterm Werkstoff rutschten die Walzen auf den Blöcken. Es konnte nur mit ganz geringer Abnahme gefahren werden; so wurde der Versuch wieder abgebrochen.

Bei der alten Ausführung, bei der seinerzeit ohne Wasserkühlung gearbeitet wurde, ist zu berücksichtigen, daß damals weniger Qualitäts- oder Hartstahl hergestellt wurde. Die Walzen blieben mindestens drei Monate eingebaut und wälzten in dieser Zeit etwa 120 000 t Vorblöcke und Vorrampen. Abgedreht wurden die Walzen bei jeder Reparatur etwa 12 mm. Nach fünf Reparaturen waren die Kaliber aufgebraucht, und die Walzen wurden verschrottet. Immerhin konnte mit einem Duo eine Gesamtleistung von rd. 600 000 t erreicht werden. Die jetzigen Walzen mit Wasserkühlung werden nach längstens 1½ Monaten Lauf-

legung, die auftretenden unvermeidlichen Spannungsrisse nicht zu tief in die Walzen eindringen zu lassen, um Walzenbrüche zu vermeiden, den Kaliberverschleiß herabzumindern und saubere Vorblockquerschnitte herzustellen. Walzenbrüche sind seitdem nicht mehr aufgetreten. Die Walzen sind geschmiedete Stahlwalzen von 60 bis 70 kg/mm<sup>2</sup> Festigkeit.

Grundsätzlich und zusammenfassend kann gesagt werden, daß das Einschnüren von Blockwalzkalibern, besonders beim Walzen von Hartstahl, mit Vorsicht anzuwenden oder ganz zu vermeiden ist und eine größere Konizität der Seitenflächen sich nicht nachteilig auswirkt, vorausgesetzt, daß die vorherigen Wendestiche dünn genug gefahren werden. Durch die vorgenommene Umänderung der Blockwalzen wurden die Oberflächen des Vormaterials wesentlich verbessert und festgestellt, daß die eingangs erwähnten Risse bei Qualitäts-, vor allem Rundstahl nicht mehr auftreten.

## Weiterentwicklung der Festigkeitsrechnung bei Wechselbeanspruchung

Von Erich Siebel in Stuttgart und Max Pfender in Berlin-Dahlem

[Mitteilung aus dem Materialprüfungsamt Berlin-Dahlem\*].

*Abhängigkeit der Biegewechselfestigkeit von der Querschnittsgröße und vom Spannungsgefälle. Wirkung des Spannungsgefälles bei Kerben und Querschnittsübergängen. Gang der Festigkeitsrechnung bei ungleichförmiger Beanspruchung. Versuche zur Ermittlung der Stützwirkung bei hohem Spannungsgefälle. Vorschlag und Versuchsergebnisse der Eidgenössischen Materialprüfungs-Anstalt Zürich (M. Roß). Formziffern, Gefällekenwerte.*

Es ist bekannt, daß die Wechselfestigkeit sehr stark von der Querschnittsgröße und der Form von Querschnittsübergängen abhängt<sup>1)</sup>. Ihre Ergebnisse von Biegewechsel-

\*) Sonderabdrucke dieses Aufsatzes sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschießbach 669, zu beziehen.

<sup>1)</sup> Faulhaber, R., H. Buchholtz und E. H. Schulz: Mitt. Forsch.-Inst. Ver. Stahlwerke, Dortmund, 3 (1933) S. 153/72; Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 1106/08 (Werkstoffaussch. 235). Mailänder, R., und W. Bauersfeld: Techn. Mitt. Krupp 2 (1934) S. 143/52. Lehr, E., und R. Mailänder: Z. VDI 79 (1935) S. 1005/11; Arch. Eisenhüttenw. 9 (1935/36) S. 31/35 (Werkstoffaussch. 307); 11 (1937/38) S. 563/68 (Werkstoffaussch. 420). Buckwalter, T. V., und O. J. Horger: Wechselfestigkeit von Wellen. Trans. Amer. Soc. Met. 25 (1937) S. 229/44. Horger, O. J., und H. R. Neifert: Biegewechselfestigkeit bearbeiteter Schmiedestücke mit 150/180 mm Dmr. Proc. Amer. Soc. Test. Mat. 39 (1939) II, S. 723/40; vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1347/48.

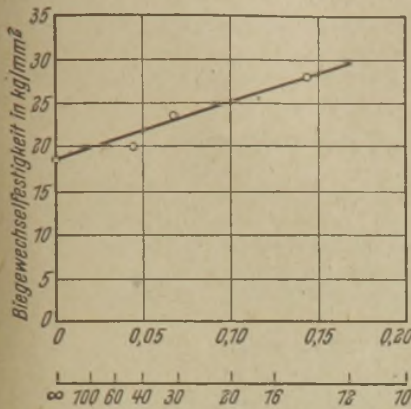
versuchen an Proben mit 7 bis 30 mm Dmr. deuteten R. Faulhaber, H. Buchholtz und E. H. Schulz<sup>1)</sup> in der Weise, daß bei Wechselbeanspruchung das Spannungsgefälle  $d\sigma/dx$ , d. h. die Aenderung der Spannung  $\sigma$  mit dem Abstand  $x$  von der Oberfläche, das Festigkeitsverhalten maßgebend beeinflusst. Man vermag entsprechend die den verschiedenen großen Probenquerschnitten zugeordneten Werte der Biege- bzw. Verdrehwechselfestigkeit auch gemäß den Bildern 1 bis 3 in Abhängigkeit vom Spannungsgefälle  $d\sigma/dx$  bzw.  $d\tau/dx$  oder besser vom bezogenen Spannungsgefälle  $\chi = \frac{1}{\sigma} \cdot \frac{d\sigma}{dx}$  bzw.  $\frac{1}{\tau} \cdot \frac{d\tau}{dx}$  an der höchstbeanspruchten Außenseite der Stäbe darzustellen,



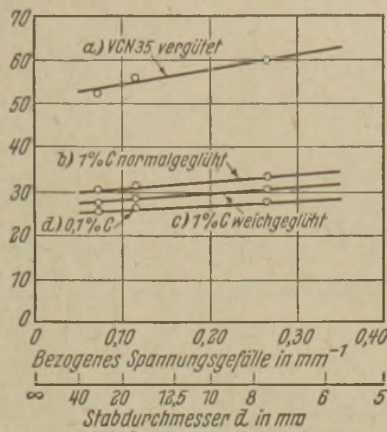
wobei sich bei kreisförmigem Querschnitt vom Durchmesser  $d$  das bezogene Spannungsgefälle  $\chi = 2/d$  ergibt.

Biegung und Verdrehung sind aber nur besonders einfach gelagerte Fälle der ungleichförmigen Spannungsverteilung. Nach E. Siebel und M. Pfender<sup>2)</sup> ist daher anzunehmen,

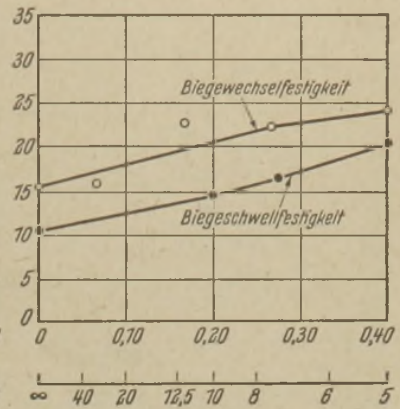
treten an Querschnittsübergängen und Bohrungen aber häufig bedeutend höhere Spannungsgefälle auf. Es blieb also zunächst zu klären, ob die Stützwirkung bei einer weiteren Vergrößerung des Spannungsgefälles noch wesentlich zunimmt. Weiterhin erschienen



**Bild 1**  
Einfluß des Spannungsgefälles auf die Drehwechsel-festigkeit eines vergüteten Chrom-Nickel-Wolfram-Stahles. (Nach Versuchen von R. Mailänder und E. Lehr.)



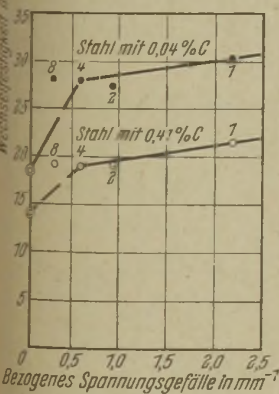
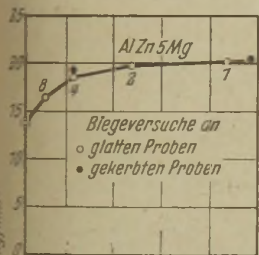
**Bild 2**  
Einfluß des Spannungsgefälles auf die Biege-wechsel-festigkeit einiger Stähle. (Nach Versuchen von R. Faulhaber.)



**Bild 3**  
Einfluß des Spannungsgefälles auf die Biegeschweiffestigkeit von Elektronen. (Nach Versuchen von W. Buchmann.)

daß die für Biege- und Verdrehwechselbeanspruchung geltenden Gesetzmäßigkeiten sich auch auf andere Fälle von ungleichförmiger Beanspruchung und besonders auch auf die Festigkeitsverhältnisse an Kerben, Querschnittsübergängen usw. übertragen lassen, und daß das durch Biege- und Verdrehversuche gewonnene Festigkeitsschaubild eines

Werkstoffs, das die Wechsel-festigkeit in Abhängigkeit vom bezogenen Spannungsgefälle zeigt, für alle Fälle der ungleichförmigen Beanspruchung anwendbar ist. Bei Kenntnis des Festigkeits-schaubildes läuft die Festigkeitsrechnung bei ungleichförmiger Beanspruchung alsdann auf die Sorge dafür hinaus, daß die effektive Spannung an der höchstbeanspruchten Stelle mit genügender Sicherheit unter dem dem Spannungsgefälle an dieser Stelle zugeordneten Wert der Wechsel-festigkeit bleibt. Von der bisher beim Vorliegen einer Kerbwirkung üblichen Berechnungsweise unterscheidet sich der neue Vorschlag besonders dadurch, daß neben dem Spannungshöchstwert  $\sigma_{max}$  auch das Spannungsgefälle  $\chi$  mit in die Festigkeitsrechnung einbezogen wird, und daß an die Stelle eines einzigen Kennwertes für die Schwingungsfestigkeit  $\sigma_w$  eines Werkstoffes eine Kennkurve  $\sigma_w = f(\chi)$  tritt.



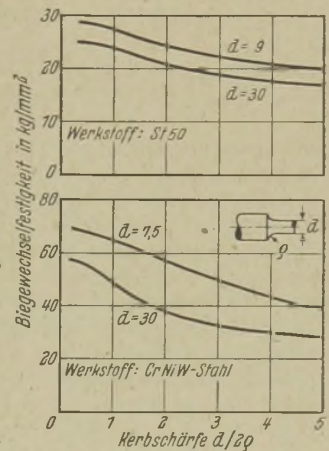
**Bilder 4 und 5**  
Einfluß des Spannungsgefälles auf die Wechsel-festigkeit (angeschriebene Zahlen bedeuten den Probendurchmesser).

Voraussetzung für diese Art der Festigkeitsrechnung ist die Kenntnis der für die verschiedenen Werkstoffe maßgebenden Festigkeitsschaubilder. Hier erstrecken sich die bisherigen Untersuchungen gemäß den Bildern 1 bis 3 auf Stabdurchmesser von 40 bis 5 mm, entsprechend einem bezogenen Spannungsgefälle  $\chi$  von 0,05 bis 0,40  $mm^{-1}$ . In den schwingend beanspruchten Bauteilen

Vergleichsversuche mit glatten und gekerbten Biegestäben erwünscht, um den Beweis dafür zu erbringen, daß die Stützwirkung in beiden Fällen gleich ist, wenn dasselbe Spannungsgefälle vorliegt. Es wurden daher im Materialprüfungsamt Berlin-Dahlem Biege-wechselversuche mit Stäben von 8 bis 1 mm Dmr. durchgeführt und so die Biege-wechsel-festigkeit bei einem Spannungsgefälle von 0,3 bis 2,0  $mm^{-1}$  bestimmt, während die Zug-Druck-Wechsel-festigkeit an glatten Hohlproben von 8 mm Außendurchmesser und 0,5 mm Wanddicke ermittelt wurde.

Um die Gleichartigkeit der Stützwirkung bei Biegeproben und gekerbten Proben mit gleichem Spannungsgefälle nachzuweisen, wurden weiterhin gekerbte Proben mit 8 mm Dmr. geprüft, deren Spannungsgefälle auf Grund der von H. Neuber<sup>3)</sup> gegebenen Ableitungen zu  $\chi = 0,6$  bzw. 2,5  $mm^{-1}$  berechnet werden konnten. Die Versuche wurden mit einer Aluminiumlegierung Al-Zn 5 Mg mit 5% Zn und 3% Mg und einer Zugfestigkeit von 45  $kg/mm^2$  sowie mit zwei unlegierten Stählen mit 0,04 und 0,41% C durchgeführt. Bei den Stählen wurden nur glatte Proben mit vollem Querschnitt geprüft<sup>4)</sup>.

Wie Bilder 4 und 5 erkennen lassen, ist der Anstieg der Wechsel-festigkeit bei einer Steigerung des bezogenen Spannungsgefälles über 1  $mm^{-1}$  nur noch gering. Bei Spannungsgefällen unter 0,5  $mm^{-1}$  sinkt die Biegeschwingungsfestigkeit schnell auf den für gleichmäßige Spannungsverteilung geltenden Wert ab. Beachtenswert ist es, daß die gekerbten Probestäbe sich sehr gut in die an glatten Proben ermittelten Werte einreihen. Die Spannungshöchstwerte im Kerbgrund wurden dabei wiederum nach Neuber berechnet. Die Vergleichsversuche an glatten



**Bilder 6 und 7**  
Einfluß des Probenquerschnittes und der Kerbschärfe auf die Biege-wechsel-festigkeit von abgesetzten Wellen. (Nach Versuchen von E. Lehr und R. Mailänder.)

<sup>3)</sup> Kerbspannungslehre, Berlin 1937.

<sup>4)</sup> Die Versuche wurden im Rahmen einer Diplomarbeit von Dipl.-Ing. Gräfin G. v. Rittberg im Jahre 1946 durchgeführt.

<sup>2)</sup> Techn. 2 (1947) S. 117/21.

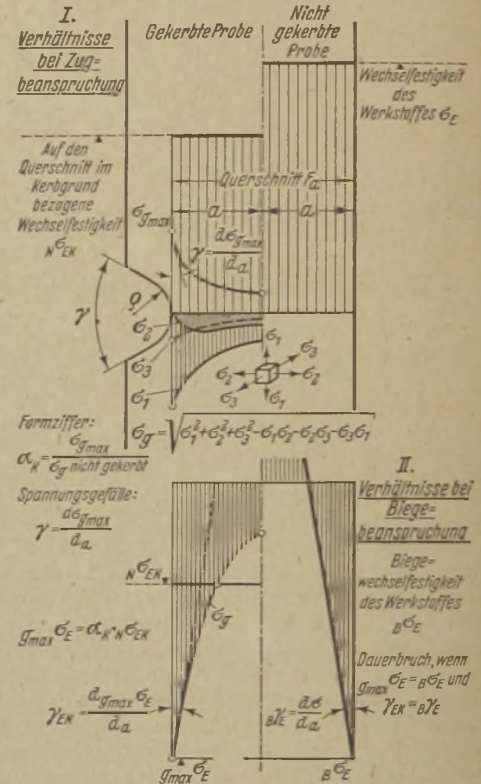
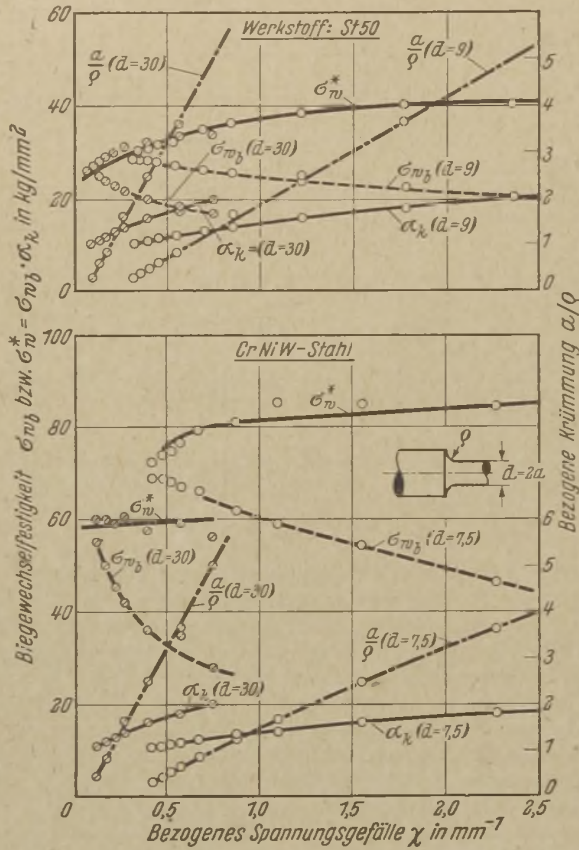


und gekerbten Stäben ergeben somit eine gute Bestätigung der entwickelten Festigkeitstheorie.

Zur weiteren Stützung der Theorie wurden Biegewechselversuche mit abgesetzten Wellen aus St 50 und aus Chrom-Nickel-Wolfram-Stahl ausgewertet, die von E. Lehr und

vorstehend geschilderte Versuchsauswertung zeigt die Brauchbarkeit der neuen Festigkeitstheorie.

Bemerkenswert dürfte es sein, daß M. Ros<sup>5)</sup> auf Grund von Versuchen der Eidgenössischen Materialprüfungs-Anstalt in Zürich zu der gleichen Theorie der Wechsel-festigkeit gekommen ist. Bilder 10 und 11 lassen die Vergleichbarkeit der Beanspruchungsverhältnisse beim Biege-versuch und am gekerbten Stabe bei gleichem Anstren-gungs-fälle deutlich erkennen. Beachtlich ist der Hinweis, daß

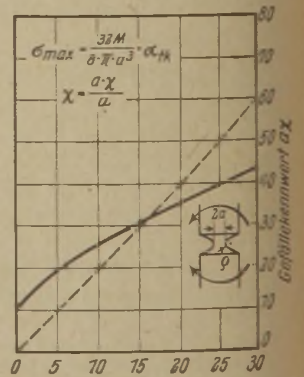
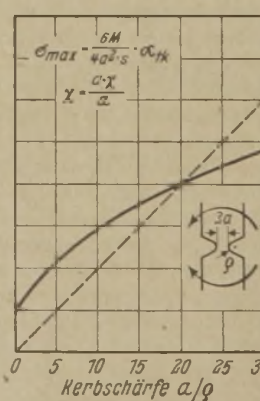
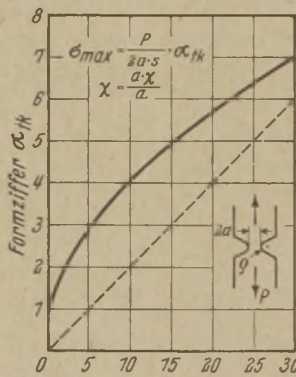


Bilder 8 und 9  
Einfluß des Spannungsgefälles auf die Biegewechselfestigkeit von abgesetzten Wellen mit verschiedener Hohlkehlenausrundung.  
(Nach Versuchen von E. Lehr und R. Mailänder.)

Bilder 10 und 11. Theorie der Schwingungsfestigkeit bei ungleichförmiger Beanspruchung von M. Ros.

R. Mailänder<sup>1)</sup> durchgeführt wurden, um darüber Aufschluß zu erhalten, wie sich die Größe der Hohlkehlenausrundung und die Querschnittsgröße auf das Festigkeitsverhalten derartiger Bauteile auswirken. Wie Bilder 6 und 7 erkennen lassen, sinkt die als Quotient  $M/W$  aus dem ertragenen Biegemoment  $M$  und dem Widerstandsmoment  $W$  des Wellenquerschnitts errechnete Nenn-Biegewechselfestigkeit  $\sigma_{Wb}$  mit zunehmender Kerbschärfe  $a/\rho$  stark ab. Die Kurven der dicken Wellen mit  $d = 30$  mm verlaufen dabei beträchtlich unter den Kurven der dünnen Wellen mit  $d = 7,5$  und  $9$  mm. In Bildern 8 und 9 sind die Kurven der Nenn-Biegewechselfestigkeit in Abhängigkeit vom Spannungsgefälle aufgetragen. Um daraus den Verlauf der Höchstspannung im Kerbgrund zu bestimmen, müssen die Nennspannungen mit der Formziffer  $\alpha_K$  multipliziert werden, die ebenfalls in das Schaubild eingetragen ist. Die so berechneten Werte für die wahre Wechselfestigkeit  $\sigma_{Wb}^*$  liegen bei dem Stahl St 50 alle auf dem gleichen Kurvenzug. Bei dem Chrom-Nickel-Wolfram-Stahl entsprechen die Versuchspunkte der dünnen Welle der Hochlage, diejenigen der dicken Welle aber der Tieflage der Schwingungsfestigkeit, wobei der Uebergang zwischen den beiden Gebieten unstetig zu verlaufen scheint. Auch die

bei mehrachsiger Beanspruchung nicht das Spannungsgefälle, sondern das Anstrengungsgefälle für die Schwingungsfestigkeit maßgebend ist, wobei die Anstrengung aus dem Verlauf der Hauptspannungen nach der Gestaltänderungsenergie-Hypothese zu berechnen ist.



Bilder 12 bis 14. Formziffer und Spannungsgefälle bei tiefen Kerben.  
Formziffer = ausgezogene Kurve, Gefälle-kennwert = gestrichelte Kurve.

Die vorgeschlagene Festigkeitsrechnung berücksichtigt die vorliegenden Beobachtungen über den Größeneinfluß, die fehlende Modellähnlichkeit bei Schwingungsbeanspruchung und über die Kerb-

Die vorgeschlagene Festigkeitsrechnung berücksichtigt die vorliegenden Beobachtungen über den Größeneinfluß, die fehlende Modellähnlichkeit bei Schwingungsbeanspruchung und über die Kerb-

<sup>5)</sup> Ros, M. G.: Bericht in Lüttich am 4. November 1946; vgl. Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) S. 1252.



empfindlichkeit der Werkstoffe zumindest qualitativ in der richtigen Weise. Um sie praktisch anzuwenden und nutzbar machen zu können, müssen die Schwingungsfestigkeits-Kennkurven der verschiedenen Werkstoffe ermittelt und die den Formziffern zugeordneten Werte für den Gesamtspannungsabfall über die Querschnittsbreite im Kerbgrund festgelegt werden, die die Grundlage für die Berechnung des Spannungsgefälles bilden. *Bilder 12 bis 14* zeigen als Beispiel die entsprechenden Schaubilder für tiefe Kerbe an Flachstäben sowie die Formziffer und das Spannungsgefälle bei tiefer Umdrehungskerbe. Ähnliche Schaubilder lassen sich für alle in Frage kommenden Kerbformen und Belastungsarten aufstellen.

#### Zusammenfassung

Die Abhängigkeit der Wechselfestigkeit vom Spannungsgefälle an der höchstbeanspruchten Außenfaser, die bei Biegeversuchen beobachtet wurde, muß in gleicher Weise auch beim Vorliegen einer Kerbwirkung bestehen,

da die Biegebeanspruchung nur einen Sonderfall der ungleichförmigen Beanspruchung darstellt. Ist der Einfluß des Spannungsgefälles  $\chi = \frac{d\sigma}{dx} \cdot \frac{l}{\sigma}$  auf die Wechselfestigkeit  $\sigma_w$  eines Werkstoffs daher für Biegeversuche mit Proben von verschiedenem Durchmesser in Form eines Festigkeits-schaubildes  $\sigma_w = f(\chi)$  festgelegt, so vermag man die Festigkeitsrechnung bei beliebiger Spannungsverteilung so durchzuführen, daß die tatsächliche Spannung an der höchstbeanspruchten Stelle des Bauteils mit genügender Sicherheit unter dem dem Spannungsgefälle an dieser Stelle zugeordneten Wert der Wechselfestigkeit bleibt.

Biegeversuche bei bezogenen Spannungsgefällen von 0,3 bis 2,0 mm<sup>-1</sup> zeigen, daß der Anstieg der Wechselfestigkeit bei einer Steigerung des bezogenen Spannungsgefälles über 1 mm<sup>-1</sup> nur noch gering ist. Die Ergebnisse von Wechselfersuchen mit gekerbten Proben reihen sich gut in die an glatten Probestäben gewonnenen Prüfergebnisse ein.

## Die Rohstoffgrundlagen der Industrie feuerfester Erzeugnisse

Von Dr. Jakob Kratzert in Duisburg

[Mitteilung aus dem Hauptlaboratorium West der Didier-Werke, G. m. b. H.\*]

*Ausgangrohstoffe für die Schamotte- und Silikafertigung. Die wichtigsten Gruppen feuerfester Tone und ihre keramischen Merkmale. Besprechung der Hauptquarzitgruppen und ihrer Eigenschaften. Standorte der feuerfesten Industrie und Lage der Rohstoffvorkommen Westdeutschlands. Leistungsfähigkeit der Werke der feuerfesten Industrie in der britischen Besatzungszone. Leistungsfähigkeit und Förderleistung der Grubenbetriebe in der britischen Zone. Erforderliche Maßnahmen zur Sicherung des Rohstoffbedarfes der feuerfesten Industrie Westdeutschlands.*

### I

Die Industrie feuerfester Erzeugnisse ist eine der wichtigsten Hilfsindustrien für alle Gebiete der Technik, auf denen mit hohen Temperaturen gearbeitet wird, sei es, um die erzeugte Wärme als Energiequelle oder als wesentlichen Teil des betreffenden Arbeitsverfahrens auszunutzen. Die wichtigsten Verbrauchergruppen sind: Kesselanlagen, Erzeugung von Koks, Gas, Glas, Kalk, Zement, Eisen und Stahl sowie deren Weiterverarbeitung, Nichteisenmetalle, chemische und keramische Industrie. Mengenmäßig hat die Eisen- und Stahlindustrie besondere Bedeutung, da auf sie bei normalen Wirtschaftsverhältnissen etwa 50% der Gesamterzeugung aller feuerfesten Werke entfallen<sup>1)</sup>.

Die wirtschaftlichen Folgen des Zusammenbruchs, der Wegfall wichtiger Rohstoffgebiete und die Aufteilung Deutschlands in vier Zonen haben die feuerfeste Industrie in der Rohstofflage vor große Schwierigkeiten gestellt, von deren Ueberwindung auch die Leistung der genannten Hauptverbrauchsgruppen wesentlich abhängt. Die folgenden Ausführungen beziehen sich in der Hauptsache auf die drei Westzonen, vor allem die britische Zone. Die hier zusammengeballte Großindustrie hatte eine starke Anhäufung feuerfester Werke zur Folge, deren Standortauswahl zweifellos durch die Lage der Hauptverbrauchergruppe beeinflusst wurde, soweit nicht Rücksichten rohstoffmäßiger Art eine Rolle spielten. Dies gilt für recht bedeutende Betriebe innerhalb oder am Rande des Ruhrgebiets und an wichtigen Verkehrsknotenpunkten oder Wasserstraßen (Rhein).

Die weitaus wichtigsten, über 90% der Gesamterzeugung ausmachenden Erzeugnisse sind Schamotte und Silika. Eine mengenmäßig untergeordnete, in der Praxis jedoch keineswegs nebensächliche Rolle spielen Magnesitsteine, Chromitsteine, Chrommagnesitsteine, Dolomitsteine, Kohlenstoffsteine, Siliziumkarbidsteine und die große Zahl der tonerdereichen Erzeugnisse auf der Grundlage Korund, Tonerde, Bauxit, Zyanit, Sillimanit und anderer Rohstoffe. Schließlich haben besonders in der Eisen- und Stahlindustrie die sogenannten losen, nichtverformten Massen wie Mörtel, Klebsande, Stampfmassen usw. erhebliche Bedeutung.

\*) Sonderabdrucke dieses Aufsatzes sind vom Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

1) S. a. Harders, F.: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1127/32 (Werkstoffaussch. 387).

### II

Als Ausgangrohstoff für die gesamte Schamottefertigung sind die feuerfesten Tone im weiteren Sinne des Wortes, für die Silikafabrikation die Quarzite zu betrachten.

A. Tone sind bekanntlich natürliche Verwitterungsprodukte feldspathaltiger Gesteine; sie bestehen überwiegend aus Tonerdehydrat-silikaten und weisen als kennzeichnende Eigenschaften mit Wasser angemacht Plastizität und Bildsamkeit, Binfähigkeit, sowie eine bis insgesamt etwa 15% betragende Schwindung beim Trocknen und Brennen auf. Die letztgenannte Eigenschaft macht die Verarbeitung der reinen Tone im allgemeinen unmöglich. Die zur Verformung geeigneten Massen (Erden) sind Gemische von Ton und sogenannten Magerungsmitteln, wie gebranntem Ton (Schamotte), Sand, Schamottebruch u. dgl. In reiner Form entspricht das Tonmolekül der Verbindung  $Al_2O_3 \cdot 2 SiO_2 \cdot 2 H_2O$  mit 39,5%  $Al_2O_3$ , 46,6%  $SiO_2$  und 13,9%  $H_2O$  oder auf wasserfreie Substanz (gebrannter Zustand) umgerechnet: 45,9%  $Al_2O_3$ , 54,1%  $SiO_2$ .

In dieser theoretischen Zusammensetzung kommt jedoch der Ton praktisch niemals vor. Stets ist er durch Zusätze mehr oder weniger verunreinigt, wobei es sich um Verwitterungsrückstände des ursprünglichen Gesteins, mineralische Neubildungen und mechanisch durch Wind, Wasser usw. zugeführte Stoffe anorganischer oder organischer Natur handeln kann. Soweit diese Verunreinigungen den Schmelzpunkt des Tones beeinträchtigen, spricht man von Flußmitteln; als solche gelten  $Fe_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $Na_2O$ ,  $K_2O$ ,  $MnO$ .  $TiO_2$  wird in der Regel zur Tonerde gerechnet (handelsübliche Tonerde). Nicht als Flußmittel zu bewerten ist die natürliche Kieselsäure, häufig in Form von Sand dem Ton in innigster Mischung beigemischt.

Die Tone haben als Mineralgemenge keinen ausgeprägten Schmelzpunkt, sondern ein mehr oder weniger weites Schmelzintervall. Ihr Schmelzverhalten wird im Vergleich mit Segerkägeln (SK.), keramischen Gemischen genau festgelegter Zusammensetzung, bestimmt. Als „feuerfest“ gelten Tone, deren Schmelzpunkt mindestens SK.26 = 1580° beträgt. Die in der feuerfesten Industrie verwendeten Tone sollten nicht über 6% Gesamtflußmittel und höchstens 3%  $Fe_2O_3$  aufweisen.



Sind die tonigen Verwitterungsprodukte auf ihrer primären Lagerstätte verblieben, so werden sie als Kaoline bezeichnet. Sie finden als Rohkaoline und in veredeltem Zustand als Schlämmkaoline, denen durch ein Schlammverfahren die Begleitminerale entzogen sind, Verwendung. Tone in engerem Sinne sind die nach einem mechanischen Transport auf sekundärer Lagerstätte abgesetzten Verwitterungsprodukte. Sie sind infolge dieser natürlichen Aufbereitung reicher an kolloidalen, humusartigen und sonstigen organischen Substanzen als die Kaoline, im allgemeinen plastischer und bildsamer als diese, andererseits aber durch eine stärkere Schwindung gekennzeichnet. Ihre Dichtbrandtemperatur liegt wesentlich niedriger (zwischen 1100 und 1300°) als die der Schlämmkaoline (1300 bis 1500°) und mancher Rohkaoline.

Der Gehalt der Tone an sandigen Beimengungen kann in weitesten Grenzen schwanken, so daß sich eine lückenlose Reihe von fast reiner Tonsubstanz (rd. 45 %  $Al_2O_3$ ) über die sehr plastischen hochschmelzenden tonerereichen Tone (> 37%  $Al_2O_3$ ), die niedriger schmelzenden Tone mittleren Tonerdegehalts (30 bis 37%  $Al_2O_3$ ) zu den sauren Tönen mit

schneidende Aenderungen im Verarbeitungsgang oder führt zu einem Erzeugnis mit wesentlich abweichenden Eigenschaften. Hieraus erklärt sich die meist konservative Einstellung vieler Betriebe gegenüber derartigen Umstellungen, andererseits aber auch die Notwendigkeit, mit mehreren Tönen verschiedener Herkunft zu arbeiten, um allen Anforderungen der Abnehmer feuerfester Baustoffe gerecht zu werden.

Bekanntlich waren zum Zwecke der Preisregelung die Schamotteerzeugnisse in eine Anzahl von Güteklassen eingestuft, die durch Angabe von  $Al_2O_3$ -Gehalt und SK-Schmelzpunkt gekennzeichnet waren und zwischen reinen Schamottesteinen ( $A_0$  bis  $A_6$  bzw.  $D_0$  bis  $D_6$ ) und Quarzschamottesteinen ( $B_1$  bis  $B_6$ ) unterschieden. Es mag zutreffen, daß die Vielzahl dieser Gruppen über die praktischen Bedürfnisse hinausging, ihre im Kriege erfolgte Reduzierung unter Weglassung einiger Zwischengruppen also nicht der Berechtigung entbehrte. Ob nun diese Regelung bestehen bleibt oder später durch eine andere ersetzt wird, immer wird dem Grundsatz Rechnung getragen werden müssen, daß für die sehr verschiedenartigen Anforderungen der Verbraucherindustrien mehrere Gruppen von Schamotteerzeug-

Zahlentafel I. Die wichtigsten Gruppen feuerfester Tone und ihre keramischen Merkmale

Gruppe	$Al_2O_3$ -Gehalt %	$Fe_2O_3$ -Gehalt %	Schmelzpunkt in SK.	Verformungstechnische Eigenschaften	Brenntechnische Eigenschaften	Verwendung
Schiefertone . . . .	42 bis 47	1 bis 3	34 bis 36	unplastisch	geringe Schwindung, sehr standfest, dicht	hochwertiges Magerungsmittel
Schlammkaoline . . .	40 bis 44	unter 1	33 bis 35	wenig plastisch	mäßige Schwindung, standfest, meist etwas porös	Bindeton und Schamotte
Rohkaoline . . . . .	20 bis 30	unter 2	30 bis 32	mäßig plastisch	geringe Schwindung, zum Teil sehr standfest, meist dicht	Bindeton und Magerungsmittel
Hochplastische Tone	37 bis 44	1 bis 3	32 bis 34	sehr plastisch und bildsam	starke Schwindung, häufig Neigung zum Verziehen und Reißen, wechselnd standfest, dicht	Bindeton und Schamotte
Tone mittleren Tonerdegehalts . . . .	30 bis 37	1 bis 3	31 bis 33	plastisch	mäßige Schwindung, wechselnd standfest, dicht	Bindeton und Schamotte
Saure Tone . . . . .	20 bis 30	1 bis 2	28 bis 31	plastisch	} mäßige Schwindung mäßig standfest, dicht	} vorwiegend als Bindeton Stampfmassen und Mörtel
Sandige Tone . . . . .	10 bis 20	1 bis 2	26 bis 29	mäßig plastisch		
Klebsande . . . . .	5 bis 10	1 bis 2	26 bis 31	wenig plastisch		

abnehmender Plastizität und weiter abnehmendem SK-Schmelzpunkt (20 bis 30%  $Al_2O_3$ ) ergibt. Ihnen schließen sich dann die schon sehr kieselsäurereichen sandigen Tone (unter 20%  $Al_2O_3$ ) und die Klebsande mit nur 5 bis 10%  $Al_2O_3$  an, die schließlich im anderen Endglied der ganzen Reihe, den mehr oder weniger durch Ton verunreinigten Sanden enden.

Als besonders wertvolle Rohstoffe für die feuerfeste Industrie müssen die Schiefertone bezeichnet werden, sehr reine Tone früherer Perioden der Erdgeschichte, die durch nachträgliche Druckwirkungen eine schieferige Struktur angenommen und ihre plastischen Eigenschaften weitgehend verloren haben. Sie sind, zu Schamotte gebrannt oder auch im Anlieferungszustand verarbeitet, das geschätzteste Magerungsmittel für die hochwertigen Steinsorten. Viele Schiefertone sind an Steinkohlevorkommen gebunden und werden mit dieser zusammen gewonnen (Schiefer von Neurode, Saargebiet, Blosdorf u. a.). In *Zahlentafel 1* sind die Hauptgruppen von Tönen mit den sie kennzeichnenden technisch wichtigen Merkmalen zusammengefaßt.

Eine mengenmäßig nicht unbedeutende Rolle als billiges raumbeständiges Magerungsmittel spielt in der Erzeugung schließlich noch der sogenannte Schamottebruch. Er stammt aus dem eigenen Betrieb, aus dem Abbruch industrieller Ofenanlagen usw. Auch die Kapselscherben der Porzellan- und Steingutindustrie sind sehr begehrt. Je nach Zusammensetzung und Verunreinigung wird das gemahlene Gut den einzelnen Massen zugesetzt, vorwiegend den weniger hochwertigen.

Die Eigenart der Entstehung der Tone bedingt deren ungeheure Mannigfaltigkeit und die Verschiedenartigkeit ihres Verhaltens bei der Verarbeitung, die weit stärker ist, als sich zahlenmäßig ausdrücken läßt. Es gibt kaum zwei Tone verschiedener Herkunft, die sich bei praktisch gleicher Zusammensetzung auch gleich verhalten.

Nicht selten erfordert eine aus irgendwelchen Gründen notwendige Umstellung auf einen anderen Tonrohstoff ein-

nissen verschieden hohen Tonerdegehalts und Schmelzpunkts hergestellt und die hierzu erforderlichen verschiedenartigen Rohstoffe zur Verfügung stehen müssen.

B. Quarzite sind aus Kieselsäure bestehende Sedimentgesteine, die aus ursprünglich losen Sandanhäufungen durch nachträgliche Verfestigung und Verkittung hervorgingen. Sie entstanden in den verschiedensten Epochen der Erdgeschichte. Für die Bewertung eines Quarzits als Rohstoffes der feuerfesten Industrie ist außer der chemischen Zusammensetzung auch die Struktur und das Gefüge von wesentlicher Bedeutung. Es lassen sich folgende Gruppen unterscheiden:

1. a) Zementquarzite (amorphe Quarzite, Findlingsquarzite, Kernquarzite). Sie weisen außer dem kristallinen Quarzkorn einen beträchtlichen Gehalt an Basalzement auf, worunter die die Quarzkörner verkittende mikrokristalline oder amorphe Zwischensubstanz von Kieselsäure zu verstehen ist. Im Bruch sind sie glatt bis muschlig, überwiegend hart und splittig brechend.

1. b) Kristalline Quarzite. Bei ihnen hat auch die verkittende Grundmasse mehr oder weniger kristallinen Charakter auf Kosten des amorphen Basalzementes. Im Bruch sind sie muschlig bis körnig und zum Teil von mäßiger Härte.

2. Kristallquarzite (Felsquarzite, Bankquarzite) mit völlig fehlendem Basalzement, im Gefüge fein- oder grobkörnig, mit körnigem oder schuppigem Bruch, unter dem Mikroskop häufig undulös auslöschend als Zeichen starken Gebirgsdruckes.

Zwischen den Gruppen 1a und 1b bestehen zahlreiche Uebergänge. Die Gruppen 1a und 1b gehören vorwiegend den jüngeren Erdperioden (Tertiär), die Gruppe 2 den ältesten Schichten (Silur, Devon) an. In Vorkommen und Menge unterscheiden sich die drei Gruppen insofern, als die Zementquarzite auf geringmächtige Vorkommen beschränkt sind, überwiegend sogar nur als einzelne lose Blöcke



auf der Erdoberfläche oder in geringer Tiefe auftreten, deren Gewinnung verhältnismäßig hohe Kosten verursacht. Die kristallinen Quarzite kommen zum Teil in gleicher Weise vor, zum Teil bilden sie auch zusammenhängende Bänke größerer Mächtigkeit, während die Kristallquarzite in praktisch unerschöpflicher Menge gebirgsbildend auftreten und mit geringem Kostenaufwand im Steinbruchbetrieb gewonnen werden.

Im Gegensatz zu den tonigen Rohstoffen ist der Quarzit durch einen beim Brennen sich abspielenden Wachsvorgang beträchtlichen Ausmaßes gekennzeichnet bei gleichzeitigem Rückgang des spezifischen Gewichts von rd. 2,65 auf 2,28 als unterstem Wert in scharf gebranntem Zustand. Die Ursache dieser die Verarbeitung erschwerenden Vorgänge ist in der allmählichen Umwandlung des als  $\beta$ -Quarz vorliegenden Rohstoffes in die Modifikationen Tridymit, Cristobalit und Quarzglas begründet, auf deren genauere Verfolgung hier verzichtet werden muß. Für die Praxis ist von Wichtigkeit, daß tridymitreiche und dabei dichte und feste Erzeugnisse angestrebt werden, daß dies bei den Quarziten der Gruppe 1a am leichtesten zu erreichen ist, daß ferner die Felsquarzite die stärkste Neigung zum Wachsen bei oft starker Gefügauflockerung oder völligem Zerrieseln aufweisen, und daß viele derselben schließlich gegenüber der

mit und Spezialkoks für die Kohlenstoffsteine stehen im eigenen Land zur Verfügung und dürften zur Deckung des gegenwärtigen und zukünftigen Bedarfs ausreichen.

III

Aus Bild 1 ist die räumlich sehr ungleichmäßige Verteilung der feuerfesten Betriebe Westdeutschlands zu ersehen. Deutlich zeichnen sich sechs Gebiete größter Anhäufung ab: Das Ruhrgebiet mit Randbezirken, das linke Mittelrheingebiet, das rechte Mittelrheingebiet mit Westerwald und den östlich anschließenden Teilen von Hessen, das Rhein-Main-Gebiet, die Rheinpfalz und das Fulda-Werra-Gebiet. 70% aller feuerfesten Fabriken der drei Westzonen haben ihren Standort auf diesen flächenmäßig eng begrenzten Räumen.

Auf die drei Zonen verteilen sich die Werke wie folgt.

Britische Zone:

- 46 Fabriken mit überwiegender Steinerzeugung,
- 18 Fabriken mit überwiegender Mörtel- und Massenerzeugung.

Amerikanische Zone:

- 43 Fabriken mit überwiegender Steinerzeugung,
- 4 Fabriken mit überwiegender Mörtel- und Massenerzeugung.

Zahlentafel 2. Hauptquarzitgruppen und ihre wichtigsten Merkmale

Gruppe	SiO <sub>2</sub> -Gehalt %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> -Gehalt %	Struktur	Brennverhalten bei mehrfachem Brand im Stück	Porigkeit in %		Bemerkungen
					roh	gebrannt	
Zementquarzite . .	96 bis 99	0,5 bis 3	basalzementreich, Quarzkorngröße wechselnd	weitgehend umgewandelt, niedriges spezifisches Gewicht, meist fest, Wachsen 5 bis 8%	2 bis 6	10 bis 15	meist hart, Bruch glatt oder muschlig
Kristalline Quarzite	96 bis 99	0,5 bis 4	basalzementarm, wechselnde Korngröße	Umwandlung etwas langsamer wie vor, zum Teil mürbe und rissig, Wachsen 5 bis 10%	2 bis 6	12 bis 20	Härte wechselnd, Bruch muschlig bis körnig
Kristallquarzite . .	94 bis 98	1,0 bis 4	basalzementfrei, wechselnde Korngröße, zum Teil undulöse Auslöschung. Oft beträchtlicher Gehalt an Glimmer	Umwandlung meist schwierig und langsam, zum Teil mürbe, rissig oder zerrieselnd. Wachsen 6 bis 12%	2 bis 6	15 bis 30	Härte wechselnd, Bruch körnig oder schuppig

Gruppe 1a durch etwas erhöhten Gehalt an Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> bzw. ton- und glimmerartigen Verunreinigungen auffallen, was besonders für die Felsquarzite Westdeutschlands zutrifft.

Daher werden die Zementquarzite allgemein als die wertvollsten Rohstoffe bewertet und bevorzugt verarbeitet. Dies hat im Hinblick auf deren geringe Mengen bereits zu einem fühlbaren Mangel an diesen Quarziten geführt; zahlreiche kleinere Vorkommen sind völlig erschöpft oder der Erschöpfung nahe; dabei sind die Aussichten, neue Zementquarzitvorkommen zu finden, nicht sehr groß. Zwangsläufig ist man schon zu einer verstärkten Verarbeitung der Quarzite der Gruppe 1b und 2 sowie geeigneter Sande übergegangen und wird dies in der Zukunft in noch erhöhtem Maße tun müssen. Wieweit hierdurch etwa die Eigenschaften der Erzeugnisse ungünstig beeinflusst werden, bleibt abzuwarten. Nachdem die im Kriege geschaffenen sehr dichten Sonderqualitäten für Stahlwerke den überragenden Einfluß der Porosität auf das Verschlackungs- und Verschleißverhalten der Silikasteine erwiesen haben, sollten auf jeden Fall alle Möglichkeiten, die einer Porositätsvergrößerung der Erzeugnisse entgegenarbeiten, ausgenutzt werden. In Zahlentafel 2 sind die verarbeitungstechnisch wichtigsten Merkmale der drei Quarzitgruppen zusammengefaßt.

C. Die sonstigen Rohstoffe für die feuerfeste Industrie bedürfen hier keiner näheren Erläuterung. Bauxit, Zyanit, Chromerze und Magnesite müssen aus dem Ausland bezogen werden. Die Herstellung der entsprechenden Sondersteinsorten dürfte weitgehend von der künftigen Entwicklung der internationalen Handelsbeziehungen bzw. den uns belassenden Möglichkeiten zur Einfuhr der Rohstoffe abhängen. Die Gewinnung synthetischen Sintermagnesits aus in Deutschland anfallenden Rohstoffen ist noch im Versuchsstadium, die Erzeugung von Elektrokorund und Siliziumkarbid scheint allmählich wieder in Gang zu kommen. Dolo-

Französische Zone:

- 23 Fabriken mit überwiegender Steinerzeugung,
- 10 Fabriken mit überwiegender Mörtel- und Massenerzeugung.

Für die Werke der britischen Zone ist in Zahlentafel 3 die derzeitige Erzeugungskapazität in Tonnen je Monat nach den vier Haupterzeugungsgruppen unterteilt angegeben.

In Bild 2 sind die wichtigsten Rohstoffvorkommen Westdeutschlands, getrennt nach Ton, Rohkaolin, Quarzit und Sand, dargestellt; örtlich getrennte, aber nach ihren Lagerungsverhältnissen geologisch verwandte Vorkommen sind zu größeren Flächen zusammengefaßt. Schiefertone werden in dem ganzen Gebiet nicht gewonnen. Ein Vergleich mit Bild 1 zeigt, daß alle mit feuerfesten Werken dichter besetzten Räume auch als Gebiete besonders ausgedehnter und wertvoller Rohstoffvorkommen zu bezeichnen sind, mit einer wichtigen Ausnahme, dem Ruhrgebiet, das über keine eigenen nennenswerten Ton- und Quarzitlager verfügt. Sämtliche dort gelegenen Betriebe sind auf Rohstoffbezug aus anderen Gegenden angewiesen. Naturgemäß kommen hierfür die Nachbargebiete linker Mittel- und Niederrhein, Westerwald, Hessen und Rheinpfalz in erster Linie in Frage. Nach Zonen bewertet, steht die britische Zone also in der Rohstoffversorgung ganz besonders ungünstig da, während sowohl die amerikanische als auch vor allem die französische Zone über sehr ausgedehnte und qualitativ hochwertige Rohstoffe verfügen. Das gilt für die hochwertigen Tone mit über 37% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, deren Hauptlager sich im Westerwald und in der Pfalz befinden, und in noch höherem Maße für die Quarzite. Die Vorkommen von Zementquarziten sind fast ausschließlich auf den Westerwald (französische Zone) und das oberhessische Gebiet (amerikanische Zone) beschränkt. Die linksrheinischen Tone der britischen Zone haben zum erheblichen Teil sauren Charakter und sind zur Erzeugung



hochwertiger Schamottesteinsorten ungeeignet, noch weniger natürlich die da und dort vorkommenden Klebsande. Das einzige bedeutende Vorkommen an hochwertigem Ton ist das von Witterschlick westlich Bonn. Durch seine Eigenart ist jedoch der Witterschlick-Ton als Bindeton nicht sonderlich geeignet, für Tonschlacker kommt er wegen seines zum

Zahlentafel 3. Erzeugungskapazität der Werke der feuerfesten Industrie in der britischen Zone (in t/Monat)

Erzeugnis	Gesamtkapazität
Schamotte . . . . .	45 000
Silika . . . . .	16 500
Spezialqualitäten einschließlich Magnesit . . . . .	3 500
Mörtel und Massen . . . . .	19 000



Bild 1  
Stand der Industrie feuerfester Erzeugnisse in Westdeutschland.

Zur Abwendung einer unmittelbar drohenden Katastrophe in der Rohstoffversorgungslage der feuerfesten Industrie Westdeutschlands kommen folgende Maßnahmen in Betracht:

1. Eine Leistungssteigerung in den Gruben von Witterschlick. Sie würde zweifellos zu einer gewissen Entlastung in der Schamotteversorgung, nicht aber in der ebenso brennenden Frage der Bindetonversorgung führen. Da es sich zum Teil um Untertageabbau handelt, würde die Erhöhung der Förderleistung der Witterschlicker Gruben zur Voraussetzung haben:

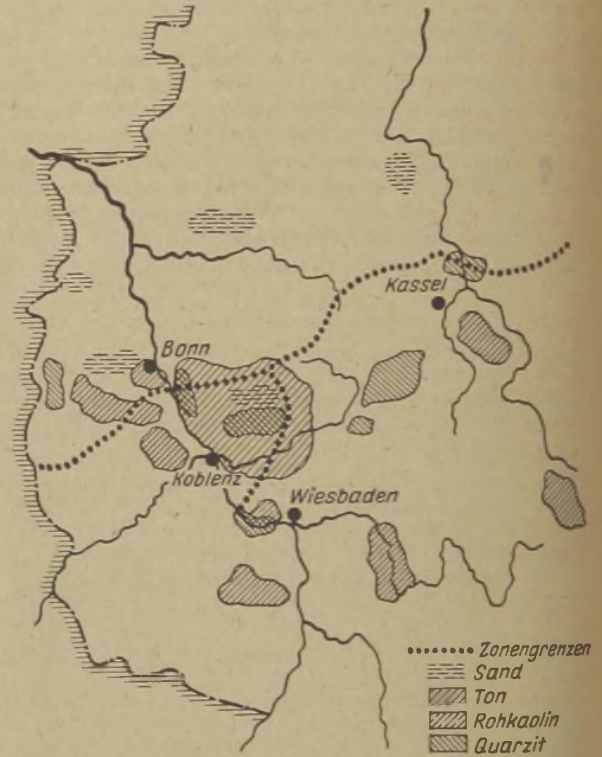


Bild 2  
Rohstoffvorkommen Westdeutschlands.

Teil beträchtlichen und sehr störenden Gehalts an Eisenkies und Markasit (FeS<sub>2</sub>) nicht in Betracht. Er findet also überwiegend in vorgebranntem Zustand als Rohschamotte Verwendung. Die Witterschlick-Schamotte ist zur Zeit zusammen mit etwa noch vorhandenen Lagerbeständen an Schieferton die einzige Basis, auf der in der britischen Zone die Erzeugung der hochwertigen Steinsorten (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> bis 40%) beruht.

In Zahlentafel 4 ist für die britische Zone Anzahl, Kapazität und Förderleistung der zur Zeit in Betrieb befindlichen Gruben zusammengestellt; von der Kapazität der Tongruben entfallen allein 46% auf das Witterschlicker Lager. Es sind also von der Tonkapazität nur etwa 45%, von der Quarzitkapazität sogar nur 20% ausgenutzt. Die Ursachen hierfür sind einerseits Mangel an Facharbeitern, Betriebs- und Hilfsstoffen, andererseits die schlechte Eignung mancher Vorkommen, die für sich allein kaum zu verarbeiten sind. Vor allem trifft dies für die Quarzite zu, bei denen es sich überwiegend um Felsquarzite recht mäßiger Beschaffenheit handelt. Selbst bei wesentlicher Erhöhung der Förderleistung würde sich die erforderliche Steigerung der Erzeugung von Schamotte- und Silikasteinen aus Rohstoffen der britischen Zone nur zu einem kleinen Bruchteil verwirklichen lassen. Da andererseits wohl alle feuerfesten Betriebe inzwischen ihre Lagervorräte aufgearbeitet haben, stehen nicht nur die feuerfeste Industrie, sondern auch die Hauptverbraucher ihrer Erzeugnisse vor einer äußerst ernstesten Lage.

- a) Zuteilung von qualitativ hochwertigen Arbeitskräften.
- b) Zuteilung von Berg-Schwerst- bzw. Schwerarbeiterkarten für die Arbeiter.
- c) Verbesserung der Mechanisierung des Abbaus, z. B. durch Tonsägen usw. (Anfall ausschließlich größerer Schollen, erhöhte Sicherheit durch Wegfall der Sprengarbeit, Arbeitszeitgewinn durch Wegfall der Pausen für den Abzug der Sprengschwaden).

Zahlentafel 4. Zahl, Kapazität und Förderleistung der Grubenbetriebe in der britischen Zone (in t/Monat)

Rohstoff	Zahl der Betriebe	Kapazität	Förderung Juli 1947
Ton . . . . .	21	19 500	8550
Rohkaolin . . . . .	1	1 200	1180
Quarzit . . . . .	7	3 800	420 Zementquarzit 360 Felsquarzit
Klebsand . . . . .	8	5 500	4060
Kohlensandstein, Quarzitschiefer . . . . .	3	400	200
Abraumton, Sand, Kies, Sonstiges . . . . .	—	—	3410

2. Verstärkte Rohstofflieferungen aus der amerikanischen Zone. Hier liegen sehr bedeutende Ton- und Quarzitvorkommen, wie die Ton- und Quarzitgruben der östlichen Randzone des Westerwaldbezirks, das Vorkommen von Klingenberg (Main) und das Ton-Kaolin-Gebiet der Oberpfalz. Die beiden letzten kommen für Westdeutschland nicht in Frage, teils aus frachtlichen Gründen, dann aber auch,



weil sie kaum den Bedarf der im östlichen Bayern gelegenen Werke nach dem Wegfall der tschechoslowakischen Rohstoffe decken können. Die Westerwälder Tone werden in zahlreichen Gruben gefördert; überwiegend handelt es sich um Rohstoffe mit über 36%  $Al_2O_3$ , aber auch die weniger hochwertigen sind noch sehr geschätzt. Sie zeichnen sich alle durch hohen Reinheitsgrad, besonders gute Plastizität und Bildsamkeit und sehr dichte Struktur im gebrannten Zustand aus. Es sind erstklassige Bindetone, die seit jeher als wertvolle Ergänzung des Witterschlick-Tones in den westdeutschen Fabriken weitgehend Verwendung fanden, vor allem für Erzeugnisse mit dichtem Scherben und trotzdem noch erträglicher Temperaturwechselbeständigkeit (Pfannensteine, Gießgrubensteine, Glaswannensteine, säurefeste Steine) und für besonders schwierige Formsteine. Die dreizehn wichtigsten Tongruben (darunter Beilstein, Holzhausen, Hintermeilingen) haben eine derzeitige Förderung von rd. 4800 t je Monat, wovon ein nicht unerheblicher Anteil an die französische Zone abgegeben wird. Selbst wenn eine Erhöhung dieser Menge auf das Doppelte durchführbar wäre — die Voraussetzungen hierzu sind praktisch dieselben wie bei Witterschlick —, ist die Belieferung der in der englischen Zone gelegenen Werke immer noch unzureichend.

3. Verstärkte Lieferungen aus der französischen Zone. Diese Zone verfügt über die bedeutendsten Tonvorkommen Westdeutschlands (Westerwald, Rheinpfalz) und über die größten noch vorhandenen Zementquarzitvorräte (Westerwald), wenn man von den zur Zeit außer Betracht bleibenden wertvollen mitteldeutschen Quarziten (Corbetha in Sachsen) absieht. Dazu treten ausgedehnte Klebsandvorkommen (Rheinpfalz), die zur Stampfmassen- und Mörtelherstellung besonders geeignet sind. Für die Pfälzer Tone gelten ähnliche Feststellungen wie für die Westerwälder. Auch sie sind als keramisch hochwertige Rohstoffe zu werten, deren Fehlen zur Zeit eine kaum ausfüllbare Lücke in der Versorgung der westdeutschen feuerfesten Betriebe bedeutet.

Schließlich ist auch der Bedarf an Siliziumkarbid und Elektrokorund mit einigen hundert Tonnen je Monat überwiegend aus der französischen Zone, und zwar aus den am Oberrhein gelegenen Schmelzwerken zu decken. Es bleibt zu hoffen, daß es gelingt, die zur Zeit mengenmäßig und qualitativ noch völlig unzureichenden Lieferungen aus der französischen Zone dem Bedarf der feuerfesten Industrie der britisch-amerikanischen Zone einigermaßen anzupassen.

\*

Die schwierigste Aufgabe für die westdeutsche feuerfeste Industrie ist die Beschaffung von Schiefer-ton, der bisher in keiner der drei Westzonen gewonnen wird. Sämtlicher Bedarf wurde aus schlesischen (Neurode) und tschechoslowaki-

schen (Blosdorf, Rakonitz u. a.) Tonvorkommen gedeckt, wozu noch geringfügige Mengen aus dem Saargebiet und Schweden kommen.

Es sollte ernsthaft und ohne Aufschub geprüft werden, ob nicht doch in den Kohlenrevieren der britischen Zone brauchbare, bisher unbeachtet gebliebene Schiefer-tonvorkommen auftreten, worauf gewisse Anzeichen hindeuten. Auch im Saargebiet wurde seinerzeit der Wert des nur wenig mächtigen Lagers von bestem Schiefer-ton erst sehr spät erkannt. Die Zechenverwaltungen sollten schon zum eigenen Nutzen dem Auffinden und Abbau dieses höchst wertvollen Rohstoffes, der mit der Kohle zusammen gewonnen werden kann und dessen Fehlen sich äußerst störend auswirkt, erhöhte Aufmerksamkeit schenken.

Nur bei Durchführung der vorstehend gestreiften Maßnahmen würde für die westdeutsche feuerfeste Industrie der unumgänglich benötigte Rohstoffbedarf gesichert sein, der sie in die Lage versetzt, Erzeugnisse zu gewährleisten, die mengenmäßig und qualitativ allen Anforderungen der Verbraucher für die kommenden Jahre des Wiederaufbaues entsprechen.

### Zusammenfassung

Nach einer kurzen Kennzeichnung der Bedeutung der Industrie feuerfester Erzeugnisse für die verschiedenen Gebiete der Technik werden die Ausgangsrohstoffe für die Schamotte- und Silikafertigung besprochen und Hinweise über deren wesentliche Merkmale und Eigenschaften gegeben.

Ein Ueberblick über die Standorte der Industrie Westdeutschlands und über die wichtigsten Rohstoffvorkommen läßt erkennen, daß — nach Zonengrenzen betrachtet — die britische Besetzungszone in der Rohstoffversorgung ganz besonders ungünstige Verhältnisse aufweist. Durch Erschöpfung der Lagervorräte als Folge der mangelhaften Rohstoffzufuhren aus den außerbritischen Zonen stehen gegenwärtig nicht nur die Werke der feuerfesten Industrie, sondern in gleicher Weise auch die Hauptverbraucher ihrer Erzeugnisse, d. h. also vor allem Eisenindustrie und Bergbau, vor einer äußerst ersten Lage. Zur Abwendung der Schwierigkeiten reicht eine Leistungssteigerung der Gruben in der britischen Besetzungszone nicht aus, es sind vielmehr verstärkte Zufuhren aus der amerikanischen und französischen Besetzungszone unumgänglich notwendig. Daneben bleibt noch als Aufgabe die Beschaffung des als Magerungsmittel für hochwertige Steinsorten verwendeten Schiefer-tones, der bisher in keiner der drei Westzonen gewonnen wird. Es wird angeregt, unverzüglich zu prüfen, ob nicht doch in den westlichen Kohlenbezirken bisher unbeachtet gebliebene Schiefer-tonvorkommen auftreten, die für die Erzeugung feuerfester Baustoffe nutzbar gemacht werden können.

## Umschau

### Aufbereitung der Eisenerze von den Oberen Seen

Eingehend und anschaulich berichtet G. J. Holt<sup>1)</sup> über die letzte Entwicklung der Aufbereitung der ärmeren Eisenerze der großen Erzvorkommen an den Oberen Seen in Nordamerika. Die Arbeit läßt erkennen, daß die Verhältnisse, oft unter großen wirtschaftlichen Schwierigkeiten, zwangsläufig zu einer stetigen Verbesserung und Unterteilung der verschiedenen Aufbereitungsverfahren führten. Oft hemmte der niedrige Preis für die Fertigkonzentrate die Fortschritte, obwohl der Bedarf an hochwertigen Konzentraten immer mehr zunahm, da der Vorrat an reichen hüttenfähigen Roheren durch die gewaltige Zunahme des Bedarfes der Hüttenwerke zurückging. Stieg doch die Menge an aufbereiteten Erzen von 43 000 t im Jahre 1909 auf 15 000 000 t 1944. Großzügig angelegte Aufbereitungsanlagen sind errichtet worden einschließlich der Sinteranlagen. Auffallend ist, daß gleichmäßig, aber fast konstant der Mengenanteil des hochwertigen Fertigkonzentrates zurückging und die Abgänge und somit die Eisenverluste zunehmen mußten, was sich wiederum verteuert auf die gesamte Konzentratbildung durch die dadurch notwendigen höheren Bedarfs-

mengen an Roherz je t Fertigkonzentrat auswirkte. Diese grundlegenden Feststellungen können daher nur durch eine stetige Abnahme des Eisengehalts der ärmeren Roherze und durch die Veränderung des Gefüges und der mineralogischen Zusammensetzung dieser Aufbereitungserze erklärt werden.

In zahlreichen Laboratorien und Versuchsanlagen der verschiedenen Betriebsgesellschaften wurde an der Verbesserung der Verfahren gearbeitet und versucht, neue Wege in der Nutzbarmachung dieser armen Erze zu finden. Bezeichnend ist, daß im allgemeinen an dem naßmechanischen Verfahren festgehalten wurde, obgleich auch verschiedentlich durch thermische Vorbehandlung und Magnetscheidung beachtliche Erfolge erzielt werden konnten.

In den Anfängen der betriebsmäßigen Konzentratbildung genügte einfach gegliederte Verfahren: Siebung und Nachzerkleinerung des Grobkörnigen und Läuterung in Log-Wäschern. Die Schlämme wurde in Rechenklassierern nachgearbeitet und der körnige Rückstand zum Konzentrat gegeben, während das Feinste (Tonig-Sandiges) als Ueberlauf in die Berge ging. Die Eigenart des Roherzes gestattete, arme Groberze über 100 mm (hauptsächlich kieselsäurehaltige Stücke) vorher durch Grobsiebung mechanisch aus-

<sup>1)</sup> Blast Furn. 34 (1946) Nr. 1, S. 77/84.



zuschalten. Tonige Bestandteile mit fein verteilter freier Kieselsäure aus dem Feinüberlauf bildeten in der Hauptsache die Abgänge. Es ist nicht angegeben, in welchen Grenzen sich hier die Eisenverluste bewegten.

Dem jeweiligen Stand der Aufbereitungstechnik folgend und erhärtet durch laufende Untersuchungsarbeiten, die dem verschiedenartigen Roherz angepaßt waren, wurden wichtige Maschinen durch zweckmäßigere Bauarten ersetzt, sowie auch verfahrensmäßig neue Aufbereitungsstufen eingefügt. Insbesondere wurden im Laufe der Jahre gerade in der eigentlichen Trennarbeit durch Scheidung wesentliche Fortschritte erzielt und auf die Weiterverarbeitung der

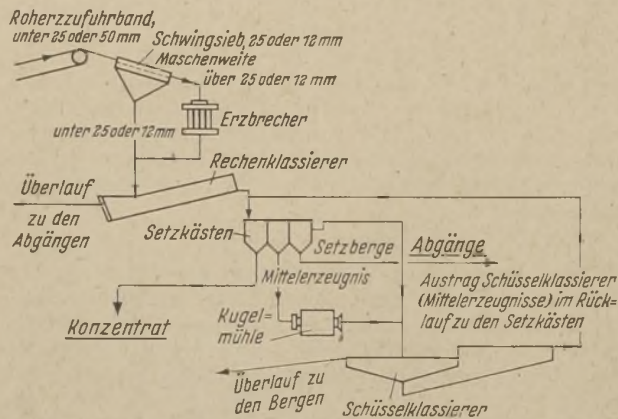


Bild 1. Stammbaum der Setzwäsche.

mittleren bis feineren Kornklassen Gewicht gelegt. Die Freilegung der unhaltigen Bestandteile (Kieselsäure) in diesen Kornklassen und die Zunahme des Verwachsungsgrades verlangte stärkere Aufschlußarbeit, wodurch die Gliederung der Aufbereitungsvorgänge eine Erweiterung erfuhr. Die Logwäscher wurden durch Siebe mit Bebrausung bei hohem Wasserdruck ersetzt. Die Bildung reiner Siebkonzentrate ging zurück, und an ihre Stelle trat die Setzarbeit, die Erzeugung hydraulisch klassierter Konzentrate unter Ausnützung der Unterschiede in den spezifischen Dichten der Hauptbestandteile. Anfänglich wurde noch die einfachere Konzentraterzeugung mit Grobkorn-Nachzerkleinerung bei Bildung von Siebkonzentrat und Konzentrat aus den Rechenklassierern angewandt. Die Läuterung war hier schon größtenteils durch starke Bebrausung mit Hochdruckdüsen während des Siebvorganges ersetzt. Das Gesamtkonzentrat liegt in seiner Körnung unter 40 mm. Bild 1 bringt bereits die Verbesserung der Anreicherung durch Setzarbeit bei Nachaufschluß der Setzmittelprodukte, die im Schüsselklassierer von den eisenärmeren Bergen befreit werden und im Rücklauf wieder zu den Setzmaschinen gelangen. Eisengehalte der wichtigen Aufbereitungsprodukte, ebenfalls des Roherzes sind in dem Aufsatz nicht enthalten.

Den größten Fortschritt in der Entwicklung der Aufbereitungsverfahren und deren betrieblichen Anwendung dürfte wohl die Einführung des Sink-Schwimm-Verfahrens bedeuten. Durch künstliche Beimischung einer spezifisch schweren Flüssigkeit als Trennmittel wird in einem eigenen nach oben und unten konisch ausgebildeten Trenngefäß, dessen unterer Teil noch eine Rührvorrichtung hat, das zerkleinerte Roherz nach vorheriger Entfernung des Feinkornes und der Schlämme durch Siebläuterung unter 40 mm sowie Rücklaufgut unter 6 mm in Konzentrat und Berge geschieden. Zuerst wurde Bleiglanz zum Trennen verwendet, der dann durch gemahlenes Ferrosilizium, weil gegen Abrieb widerstandsfähiger, ersetzt wurde. Das spezifische Gewicht dieser Trennflüssigkeit liegt zwischen 2,8 und 3,3. Das Fertiginzentrat im unteren Kegel des Trenngefäßes wird mit Wasser und eingeblasener Luft ausgetragen, während die leichteren Berge im oberen Teil abfließen. Beide Produkte werden dann in besonderen Sieb-

anlagen durch natürliche Entwässerung und durch Abbrausen von den anhaftenden Mengen an Ferrosilizium gereinigt und diese Trüben in eigenen Anlagen nach Eindickung und Magnetscheidung im Rücklauf der Aufgabe der Scheideanlage gemeinsam mit dem zerkleinerten Roherz zugeführt. Die unvermeidlichen Verluste an Trennmitteln werden durch laufende Zugabe von neuem Ferrosilizium ersetzt unter genauer Dosierung und Einstellung des Dichtigkeitsgrades in einem besonderen Verdichter (Bild 2). Bemerkenswert ist, daß das natürliche Feinkorn und die Erzschlämme vor der Behandlung des Hauptgutstromes durch das Sink-Schwimm-Verfahren bei der vorgeschalteten Siebläuterung abgetrennt und gemeinsam mit der Feinerztrübe aus der magnetischen Reinigung des Trennmittels einer besonderen aufbereitungstechnischen Nacharbeit zugeführt werden.

Mit der Zunahme des Anteiles der feineren Kornklassen unter 12 bis 20 mm stiegen, wie überall, die Schwierigkeiten. Auch auf diesem Gebiet wurden umfangreiche und langwierige Versuche unternommen, die zu verschiedenen Lösungen führten. Verschiedentlich wurden zwei Rechenklassierer hintereinander geschaltet derart, daß die ausgewaschenen größeren Kornklassen nochmals nachgearbeitet wurden. Auch verwendete man für die Feinerzaufbereitung die Zentrifugalkraft im aufsteigenden Wasserstrom, allerdings nur zum Zwecke der Reinigung und Entfernung von feinsten, eisenarmen Bergeteilchen. Die Erzeugung der Zentrifugalbewegung des aufsteigenden Wasserstromes erfolgte durch einen umlaufenden geschlossenen Kegel, der mit senkrechter Welle in einem nach unten spitz zulaufenden konischen Gefäß angeordnet war. Das allerfeinste Korn wurde wiederum als Abgänge in die Berge gebracht.

In ähnlicher Weise, jedoch in oftmaliger Wiederholung, geschah die Anreicherung der körnigen Ueberläufe in besonders entwickelten mehrzelligen Vorrichtungen unter Anwendung des aufsteigenden Wasserstromes nach dem Fahrenwald-Stromscheidungsverfahren. Hervorzuheben ist hier eine vollständig elektro-automatische Steuerung der Bodenventile, die erst nach Erreichung einer bestimmten Konzentratdichte selbsttätig entleeren. Die oftmalige Wiederholung dieses Trennvorganges in acht hintereinander geschalteten Zellen mit jeweils zunehmenden Querschnitten dürfte zweifellos eine gute Abscheidung der feinsten Bergeteilchen und der armen Restschlämme gebracht haben.

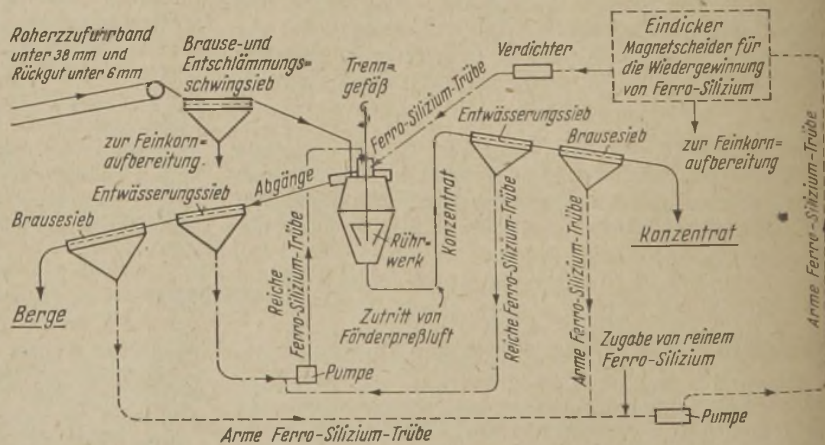


Bild 2. Stammbaum der Sink-Schwimm-Verfahren.

In die gleiche Gattung ist auch eine Vorrichtung einzu-reihen, die aus einem doppelzylindrischen Behälter verschiedener Durchmesser besteht, in welchem Rührwerke mit Wasserdüsen bewegt werden und wobei durch Wasser im Gegenstrom die feineren Bestandteile als Abgänge nach oben in den ringförmig angeordneten Ueberlauf ausgetragen werden. Das schwerere Konzentrat wird in der Mitte der gereinigten Bodenflächen der beiden Behälter durch die Rührer ausgetragen und durch ein unmittelbar angeschlossenes schräges Entwässerungskratzband abgezogen. Schließlich wird auch von der Anwendung des Oelschwimmverfahrens berichtet, das sich zur Zeit noch im Versuchszustand befinden soll.

Daß mit der Erweiterung der stufenweisen Verarbeitung des Erzgutstromes durch Untergliederung immer mehr Spezialmaschinen eingesetzt werden mußten,



kann gerade als ein Musterbeispiel in der Verfahrenstechnik bezeichnet werden. Die zunehmende Zerkleinerungsarbeit verbunden mit der Zunahme der Feinkörnigkeit des Gesamtkonzentrates mußte mit Rücksicht auf eine befriedigende Anreicherung einschließlich der höheren Verarbeitungskosten in Kauf genommen werden. Hinzu kommen vertuernd noch die Erweiterungen der Sinteranlagen, obgleich auch neben der Sinterung eine Granulierung der Naßkonzentrate durch Bildung von Erzkügelchen unter gleichzeitiger Erhärtung der Oberfläche entwickelt und betriebsmäßig erprobt worden ist. Auch war die Sinterung des Granulats, feinere Konzentrate Koks und Feuchtigkeit enthaltend, erfolgreich.

Die große Entwicklungsarbeit auf dem Sondergebiet der Erzaufbereitung verdient in Fachkreisen jede Anerkennung. Bedauerlicherweise liegen besondere Kenndaten über Aufbereitungserfolg, Eisenverluste, Angaben über Eisenausbringen und Kieselsäure-Fortbringen nicht vor, um sie mit Ergebnissen aus großen Aufbereitungsanlagen für die Verarbeitung armer deutscher Eisenerze, deren Feinkörnigkeit größtenteils noch weit unter derjenigen der Oberen-Seen-Erze liegen dürfte, verglichen werden zu können.

Auch in den deutschen Aufbereitungs-Großbetrieben sind in den letzten 15 Jahren beachtliche Fortschritte mit neuen Verfahren und neuartigen Maschinen bei großen Durchsatzleistungen erzielt worden. Es bedarf in diesem Zusammenhang keines besonderen Hinweises, daß auf naßmechanischem und trockenmagnetischem Gebiet mit Starkfeldscheidung unter Anwendung von Feldstärken von 16 000 bis 18 000 Gauß, ferner auf dem rein thermischen Gebiet der reduzierenden Röstung mit und ohne Rückoxydation bei Schwachfeldscheidung ständig auf die Verbesserung der Anreicherungsarbeit und vor allem auf die Verminderung der Eisenverluste durch Erhöhung des Eisenausbringens hingearbeitet worden ist. Wenn auch bei den Oberen-Seen-Erzen weitaus größere Erzmengen verarbeitet wurden und die Untersuchungsarbeiten auf eine viel breitere Grundlage gestellt worden sind, so lag in beiden Fällen das gleiche hohe Ziel zugrunde, nämlich die stetige technische und wirtschaftliche Verbesserung des Gesamterfolges in der Nutzbarmachung der armen Eisenerze.

### Stahltemperatur-Ueberwachung im Stahlwerk\*)

In Weiterführung englischer Forschungsarbeiten<sup>1)</sup> über die — zur Ueberwachung des Stahlwerksbetriebes als vordringlich angesehen — Ermittlung einwandfreier Stahlschmelzentemperaturen wurde 1942 ein „Dritter Bericht des Unterausschusses für Temperaturmessungen an Stahlschmelzen beim Iron and Steel Institute“ veröffentlicht,

Zweck der Untersuchungen war die Klärung der Zusammenhänge zwischen wahrer und schwarzer Temperatur (also des Strahlungsvermögens) und die Feststellung der Temperaturverteilung im Bad der Schmelzöfen, um durch Ueberwachung des Schmelz- und Gießereibetriebes das Fortschreiten der metallurgischen Reaktionen, wie überhaupt den Ablauf der Schmelze und damit den Einfluß der Bad-, Abstich- und Gießtemperatur auf die Eigenschaften des Stahles zu erforschen. Es zeigte sich, daß für die Reaktionen im Stahlbad die Ermittlung der wahren Temperatur (gegenüber der Unsicherheit der alleinigen Messung schwarzer Temperaturen) unerlässlich ist<sup>2)</sup>).

Der Bericht wird von englischer Seite als einer der wertvollsten Beiträge zu den in Gemeinschaftsarbeit mit den Hüttenwerken durchgeführten langjährigen Forschungsarbeiten bezeichnet. Obwohl — wie es in dem Bericht heißt — dem Nichtfachmann die

Temperaturmessung flüssigen Stahles eine überaus einfache Sache zu sein scheint, waren die Anfangsschwierigkeiten so groß, daß man sogar die Tauchelementmessung und die optische Messung verlassen wollte, um irgendein anderes physikalisches Verfahren ausfindig zu machen.

Als Tauchthermoelement (Platin-Platinrhodium) wurde die schon seit Jahren bekannte Grundform beibehalten: Für Messungen im Siemens-Martin-Ofen wird ein Hauptrohr von etwa 4 m Gesamtlänge verwendet. Der in den Ofen hineinragende Rohrteil wird mit einer Kieselgur-Leichtstoffschicht (Economite) versehen. Das untere Rohr-ende schützt ein Block aus „Fosalsil“ (75 × 75 × 230 mm<sup>3)</sup>,

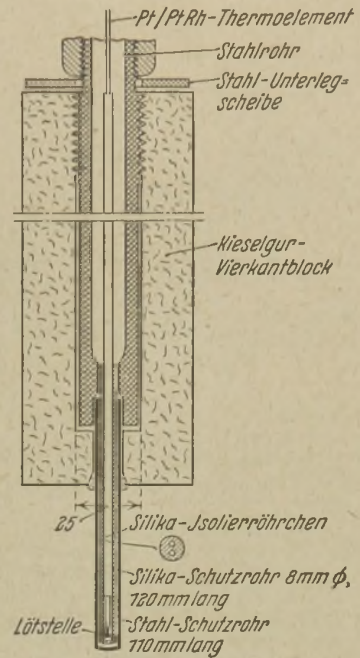


Bild 1. Eintauch-Thermoelement.

Zahlentafel 1. Bauangaben von Tauchthermoelementen

Werk	Ofen	Schutzblock	Anzeigergerät	Thermoelement		Hauptrohr				
				Draht-Dmr. mm	Kaltlötstelle <sup>1)</sup>	Werkstoff	Länge mm	Durchmesser mm	Wanddicke mm	Isolierung
unter Verwendung eines zweirädrigen Wagens:										
A	Siemens-Martin	Fosalsil	Millivoltmeter	0,5	K.	Stahl <sup>2)</sup>	5,2	45	13	Economite
B	Siemens-Martin	Fosalsil	Potentiometer	0,5	a.	Stahl	4,6	41	4	Economite
C	Lichtbogen	Fosalsil	Potentiometer	0,5	a.	20/25 Ni-Cr-Stahl <sup>3)</sup>	4,3	25	3	keine
D	Siemens-Martin	Fosalsil	Millivoltmeter	0,5	K.	Stahl	4,6	35	5	Economite
von Hand bedient:										
E	Siemens-Martin	Fosalsil	Potentiometer	0,5+0,3	a.	Stahl <sup>2)</sup>	3,7	18	3	Mischung <sup>4)</sup>
D	Lichtbogen	Kieselgur, Graphit <sup>5)</sup>	Millivoltmeter	0,5	a.	20/25 Ni-Cr-Stahl <sup>6)</sup>	3,4	25	3	Asbest u. Mischung <sup>7)</sup>

<sup>1)</sup> Anschluß der Ausgleichsleitung: K. = im Kopf des Elements, also im Hauptrohr und bei der Messung im Ofen; a. = außerhalb des Ofens.  
<sup>2)</sup> Aus Elektrodenabfällen (Haltbarkeit 30 „basische“ und 3 „saure“ Eintauchungen). <sup>3)</sup> Mit Wasserkühlung. <sup>4)</sup> Gewicht des Gesamtgerätes mit zweirädrigem Wagen: 36,3 kg, das Rohr allein 9 kg. <sup>5)</sup> Gewicht des Gesamtgerätes: rd. 6 kg. <sup>6)</sup> Gewicht des Gesamtgerätes: 11,3 kg. <sup>7)</sup> 49% Fosalsil, 49% gemahlene feuerfeste Steine, 2% Natriumsilikat.

der über die in den Jahren 1940/41 in mehreren englischen Stahlwerken durchgeführten Untersuchungen berichtet<sup>2)</sup>. Die Messungen erfolgten außer mit Platin-Platinrhodium-Tauchthermoelementen zu Vergleichszwecken auch mit Glühfadenpyrometern sowie mit einem Farbpyrometer und sowohl im Bad von Siemens-Martin-, Lichtbogen- und Hochfrequenzöfen als auch in der Abstichrinne, in der Gießpfanne und im Gießstrahl selbst.

<sup>\*)</sup> Bericht, erstattet in der Sitzung des „Ausschusses für den Siemens-Martin- und Elektro Stahl-Betrieb“ in Düsseldorf am 13. Februar 1947.

<sup>1)</sup> Spec. Rep. Iron Steel Inst. Nr. 25 (1939). Vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1276/78.

<sup>2)</sup> Schofield, F. H., D. A. Oliver, T. Land: J. Iron Steel Inst. 145 (1942) Nr. 1, S. 213/43 u. 260/77.

ein Kieselgurzeugnis, das bis zu 15 Eintauchungen in das Stahlbad aushält und auch dem Schlackenangriff widersteht (Bild 1). Die Warmlötstelle ist durch ein Silikarohr geschützt, über dem ein dünnwandiges Stahlrohr zum Schutze vor Schlackenangriff liegt. Bei den mit diesem Schofield-Grace-Tauchthermoelement von geübten Beobachtern durchgeführten Messungen wurden Meßpunkte bis zu 2,75 m Entfernung von der Ofenmittellinie und bis zu 480 mm Badtiefe erfaßt. Man benutzte Potentiometer hoher Genauigkeit mit Eichung beim Schmelzpunkt des Palladiums (1550°) und des Platins (1773°). Die Messungen eines

<sup>3)</sup> Todd, W. J.: Metal Treatm. 5 (1940) S. 171/74 u. 184; Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 1110/11.



Versuches erfolgten möglichst mit dem gleichen Element, mit dem Punkt für Punkt abgetastet wurde.

Die mit diesem Gerät erzielten Ergebnisse werden als zufriedenstellend bezeichnet, andererseits erfordert die Durchführung der Messung erhebliche Erfahrung. Von der Silika-Isolierung der Elementschenkel und dem Silikaschutzrohr



Bild 2. Fahrbares Tauchthermoelement.

hängt die Ansprechempfindlichkeit des Gerätes und die Schnelligkeit der Anzeige ab. *Zahlentafel 1* bringt Baudaten. Ein fahrbares Element, wie es vor allem für die Siemens-Martin-Ofenmessungen benutzt wurde, ist in *Bild 2* wieder gegeben.

Die Temperatur im Hauptrohr ist von Einfluß auf den Ablesungsfehler. Sie hängt ab von der Aufeinanderfolge der Einzelmessungen, von der Wandstärke des Hauptrohres und der Stärke der Isolierung. Bei 38 mm Isolierung des Hauptrohres stieg die Temperatur im Innern des Rohres nach 4 bis 5 Eintauchungen nach einer Stunde auf 300°, wodurch sich ein Fehler in der Ablesung von 20° ergab. Vorsichtshalber wurde außerdem, trotz Verwendung von Ausgleichsleitungen, ein selbsttätiger Kaltlötstellen-Temperaturregler verwendet.

Zahlentafel 2. Haltbarkeit der Tauchelemente  
(bei 0,5-mm-Drähten; 10 bis 20 Eintauchungen von 15 s Dauer)

Ofen	Gesamt-Eintauchzeit s	Fehler gegenüber neuem Element
Hochfrequenz . . . . .	168	4° zu niedrig
Siemens-Martin . . . . .	297	5° zu niedrig
Siemens-Martin . . . . .	218	1° zu hoch
Siemens-Martin . . . . .	431	15° zu niedrig

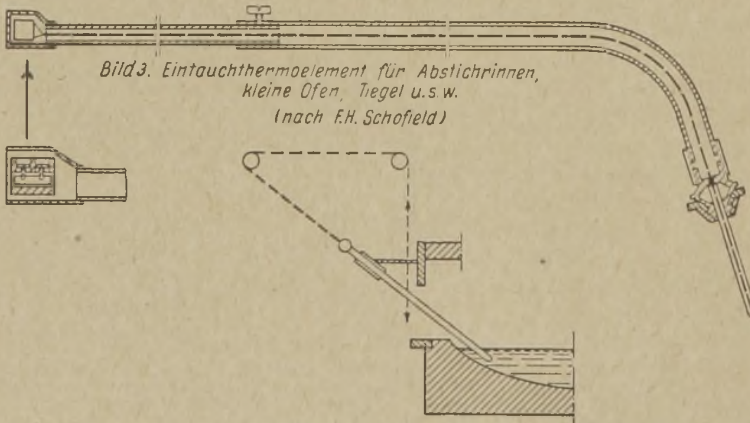


Bild 4. Einbau an einem Siemens-Martin-Ofen

Bilder 3 und 4. Tauchthermoelement-Messung.

Für kleinere Ofen wird ein einfacheres Gerät, ähnlich dem oben beschriebenen, verwendet, bei dem das Hauptrohr aus einem 1/4"-Gasrohr besteht. Für Messungen in Hochfrequenzöfen, Abstichrinnen und beim Gießen dient ein Gerät nach *Bild 3*, das nur 1,5 m lang ist, mit einem Platin-Platinrhodium-Element von 0,3 mm Drahtdicke. Durch Lösen einer Klemmschraube kann Element und Silikaschutzrohr leicht ausgewechselt werden. Bei Messungen in der Abstichrinne wird der eintauchende Teil durch ein dickwandiges Silikarohr geschützt. Trotzdem neigt das Rohr unter der Einwirkung des Stahlstromes zum Verbiegen (Kurzschlußgefahr der Elementdrähte.)

Bei Verwendung von 0,3 mm dicken Elementdrähten betragen die Betriebskosten (Auswechseln des Elements) nur ein Drittel gegenüber der Verwendung von 0,5-mm-Drähten. Andererseits ist die mechanische Festigkeit der dünnen Drähte gegen Bruch sehr viel geringer. Im allgemeinen wurden bei diesen Messungen ein kurzes Element und lange Ausgleichsdrähte vorgezogen. Ueber die Haltbarkeit sind in *Zahlentafel 2* nähere Angaben gemacht. Die Eintauchdauer schwankt im allgemeinen zwischen 7 und

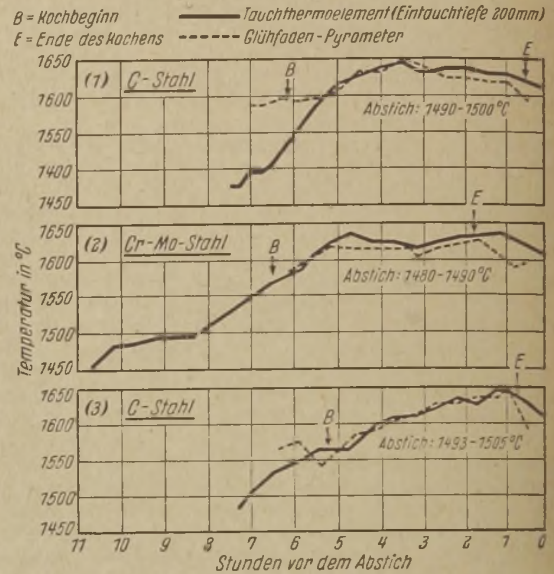


Bild 5. Badtemperaturmessungen mit Tauchthermoelement und Glühfaden-Pyrometer (nach F. H. Schofield). Schlackenbadoberfläche und Abstich; Glühfaden-Pyrometer.

20 s bei Temperaturen bis 1670°. Nach der Zerstörung der Warmlötstelle werden etwa 60 mm der Elementdrähte abgeschnitten; nach Herstellung einer neuen Lötstelle wird das Element weiterverwendet.

Nach einer Gesamteintauchzeit von 200 bis 250 s (oder 15 Eintauchungen von normaler Dauer) rechnet man mit einem Temperaturmeßfehler von etwa 5°. Dabei sind die abgelesenen Temperaturen nie zu hoch gewesen, noch lagen sie über 10° zu tief. Das Potentiometer wurde deshalb um 5° in der Eichung vorgestellt, so daß die Genauigkeit der Ablesung ± 5° betrug.

W. West, C. C. Hodgson und H. O. Waring<sup>4)</sup> benutzen das Schofield-Grace-Element in Verbindung mit Spiegelgalvanometer und Photozelle, die eine Verstärkerrohre steuert. Bei den Tauchmessungen im Stahlbad können die Temperaturen in 5 bis 10 s gemessen und gleichzeitig auf Meßstreifen aufgeschrieben werden. Das Platin-Platinrhodium-Element selbst ist nur 1,20 m lang. Als Schutzrohr dient dünnwandiges Hartfeuerporzellan, das allerdings nur zwei Eintauchungen aushält. Element und Ausgleichsleitung liegen in einem dünnwandigen Stahlrohr (5/8" Dmr.) geeigneter Länge, das mit einer Graphitmischung bestrichen ist und am Eintauchende durch einen Schutzblock aus Elektrodenkohle oder ähnlichem geschützt ist und etwa hundert Eintauchungen aushält. Das Gesamtgewicht des Gerätes beträgt 8 kg. Das Eintauchen soll senkrecht erfolgen, da sonst das Schutzrohr abgelenkt wird. Die Warmlötstelle hat eine Haltbarkeit von 20 Eintauchungen; es müssen dann 15 mm vom Element abgeschnitten werden.

Mit dieser Meßüberwachung wird der Schmelzbetrieb so durchgeführt, daß die gewünschte Abstichtemperatur von 10° genau erreicht wird. Trotz ungünstiger, durch den Krieg bedingter Verhältnisse wurden von den an den Untersuchungen beteiligten Stahlwerken verschiedene Verbesserungen entwickelt. Es wird allerdings hervorgehoben, daß sich das Tauchelement immer noch in einer gewissen Ent-

<sup>4)</sup> Foundry Trade J. 77 (1945) S. 47/52.



wicklung befindet, so daß es verfrüht wäre, seine verschiedenen Formen schon jetzt festzulegen. Bild 4 zeigt den festen Einbau eines Tauchelementes an einem Siemens-Martin-Ofen.

Temperaturüberwachung des Bades

Ideale Meßbedingungen würden vorliegen, wenn das Bad über seine ganze Länge und Tiefe vollkommen gleichmäßige Temperaturen aufweist, also stets nur eine einzige Tauchmessung erforderlich wäre. Bei den heutigen Ofenbauarten

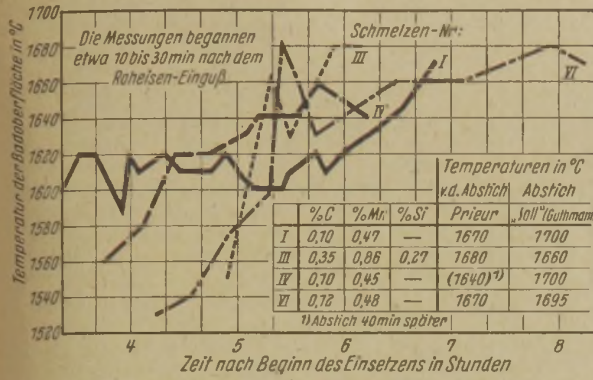


Bild 6  
Temperaturen der Badoberfläche eines 60-t-Siemens-Martin-Ofens.  
(Unberichtigte Pyroptomessungen nach G. Prieur.)

könnte dies nur durch starkes Umrühren der Schmelze erreicht werden, ein Vorgang, der jedoch — abgesehen von der praktischen Ausführung — eine starke Beanspruchung der Ofenausmauerung zur Folge hätte. Die Badbewegung im Induktionsofen, die auf dem Wirbelkraft-, Motor- und

Im Hinblick auf die tatsächlich mögliche Ueberwachung ergibt sich folgendes Bild: Bei Hochfrequenzöfen und kleinen Lichtbogenöfen bringt die Tauchthermoelement-Messung durchaus einwandfreie Ergebnisse. Sogar bei größeren Lichtbogenöfen bis 30 t Fassungsvermögen konnte durch Umrühren des Bades eine gute Schmelzüberwachung erreicht werden, deren Ergebnis sich in einer bemerkenswerten Verbesserung der Stahlreinheit auswirkte.

Beim Siemens-Martin-Ofen wurden erhebliche Temperaturunterschiede im Bad kurz vor dem Erzzusatz und auch während des Fertigmachens gefunden. Da gerade die

Zahlentafel 3  
Temperaturabweichungen in Stahlschmelzöfen

	Waagrecht		Senkrecht	
	Abweichung in °C			
	höchstens	mindestens	höchstens	mindestens
a) Saure Siemens-Martin-Ofen von 25 bis 40 t				
Unmittelbar vor der Erzzugabe	4	4	0	0
Nach der ersten Löffelprobe	9	5	4	0
Unmittelbar vor dem Abstich	20	6	16	5
b) Basischer 12-t-Lichtbogenofen (Héroult)				
Nach dem Abschlacken vor der Zugabe der Fertigschlacke	—	—	0	0
Unmittelbar vor dem Abstich	9	4	45	5
c) Basischer Lichtbogenofen von 1,5 bis 3 t				
Unmittelbar vor dem Abstich	11	4	18	7

Zahlentafel 4  
Temperaturunterschiede im Bade eines Siemens-Martin-Ofens

	Badtiefe in mm			
	230	175	100	50
Während der Kalkzugabe	1650°	1648°	1648°	1650°
Unmittelbar vor dem Abstich	1617°	1612°	1612°	1617°

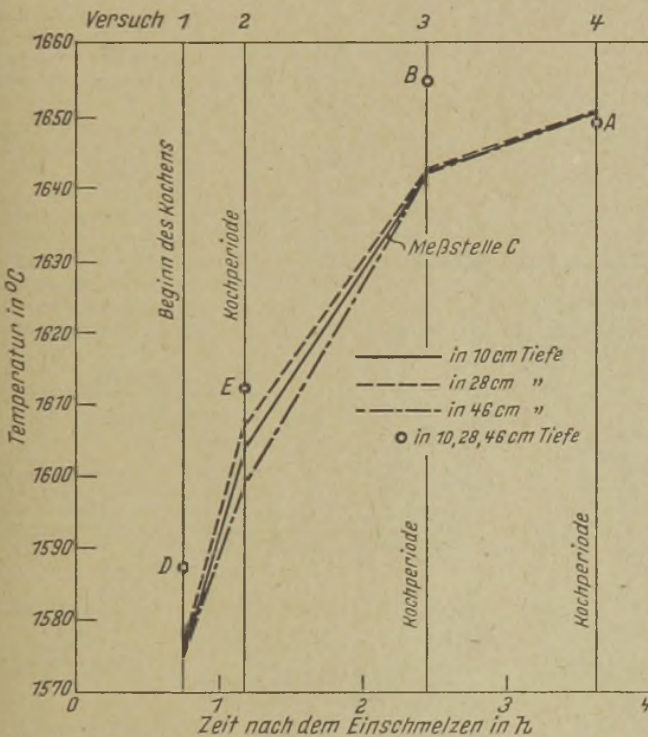
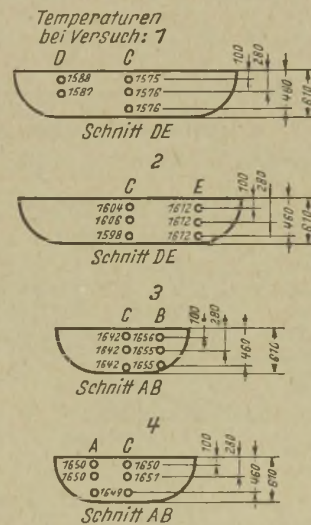
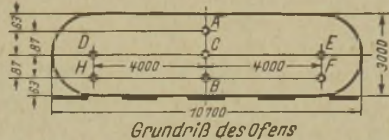


Bild 7. Badmessungen in einem 90-t-Siemens-Martin-Ofen I (nach W. H. Hatfield und E. Ward).



Repulsionseffekt beruht, ergibt eine Vorstellung der erwünschten idealen Verhältnisse, wie sie in verschiedenen englischen Stahlwerken jetzt angestrebt werden. Die Versuchsergebnisse zeigten im übrigen eindeutig, daß die Badtemperaturen im Siemens-Martin-Ofen nur während und kurz nach dem Kochen fast vollkommen gleichmäßig sind. Als wünschenswert werden Badmessungen in drei Dimensionen bezeichnet in der Annahme, daß es aus den zu ziehenden Folgerungen möglich ist, durch eine einzige Meßstelle in bestimmter Eintauchtiefe und unter bestimmten Bedingungen eine charakteristische „repräsentative“ Temperatur zu finden, daß die Ueberwachung wesentlich vereinfacht werden kann.

Temperatur in diesem Schmelzstand von entscheidendem Einfluß auf die Reinheit der Schmelze und ein Maß dafür ist, ob die Schmelze als heiß, normal oder kalt anzusprechen ist, werden diese Bestimmungen zu einer Zeit, wo noch ein Ausgleich im Ofen selbst herbeigeführt werden kann, bevorzugt. Sie wurden alle 30 min durchgeführt, und zwar vom Beginn des Kochens an; sie werden selbst bei Ofen größten Fassungsvermögens als richtunggebend für die Ofenüberwachung angesehen. Vergleichende Rückschlüsse ließen sich aus Messungen in 200 mm Badtiefe ziehen, wobei gleichzeitig mit einem Glühfadenpyrometer die Schlackenbadoberfläche während des Umstellens anvisiert wurde (Bild 5). Beim Einschmelzen lag die mit dem Glühfadenpyrometer



ermittelte Bad-, d. h. Schlacken-Oberflächentemperatur bis zu 80° höher als die gleichzeitig mit dem Tauchelement vorgenommenen Stahlschmelzentemperaturen. Erst mit dem

über 25°; meist war die Tauchmessung die höhere. Nach Beendigung des Kochens und während des Fertigmachens lagen die Glühfadenpyrometer-Temperaturen im allgemeinen um etwa 20° niedriger. Das Glühfadenpyrometer kann also nur während des Kochens angenähert der Stahlbadtemperatur entsprechende Werte anzeigen.

Bemerkenswert ist das Abfallen der Stahlschmelzentemperatur während der letzten 1/2 bis 2 h vor dem Abstich, eine Feststellung, die auch von G. Prieur (Bild 6) und dem Berichtersteller<sup>2)</sup> an zahlreichen Schmelzen gemacht wurde. Die von Prieur ermittelten Bad-, das heißt Schlacken-Oberflächentemperaturen liegen etwa 20 bis 30° unter den vom Berichtersteller als „Soll-Wert“ ermittelten wahren Temperaturen. Der Unterschied ist also der gleiche wie bei den englischen Versuchen.

Besondere Aufmerksamkeit muß den dreidimensionalen Messungen der Temperaturverteilung im Bad während verschiedener Schmelzzeiten geschenkt werden, Meßergebnisse, die die Erörterung physikalisch-chemischer Fragen des Stahlschmelzens sicherlich befruchten dürften. Die Versuche wurden an einem 25- und 40-t-Siemens-Martin-Ofen, an einem 1,5- sowie 3- und 12-t-Lichtbogenofen und an einem 45-kg-Hochfrequenzofen durchgeführt. Die höchsten Temperaturunterschiede in senkrechter und waagerechter Richtung im Bad liegen zwischen 0 und 45°, während die Unterschiede während des Kochens bei allen Öfen sehr gering waren und  $\pm 2$  und

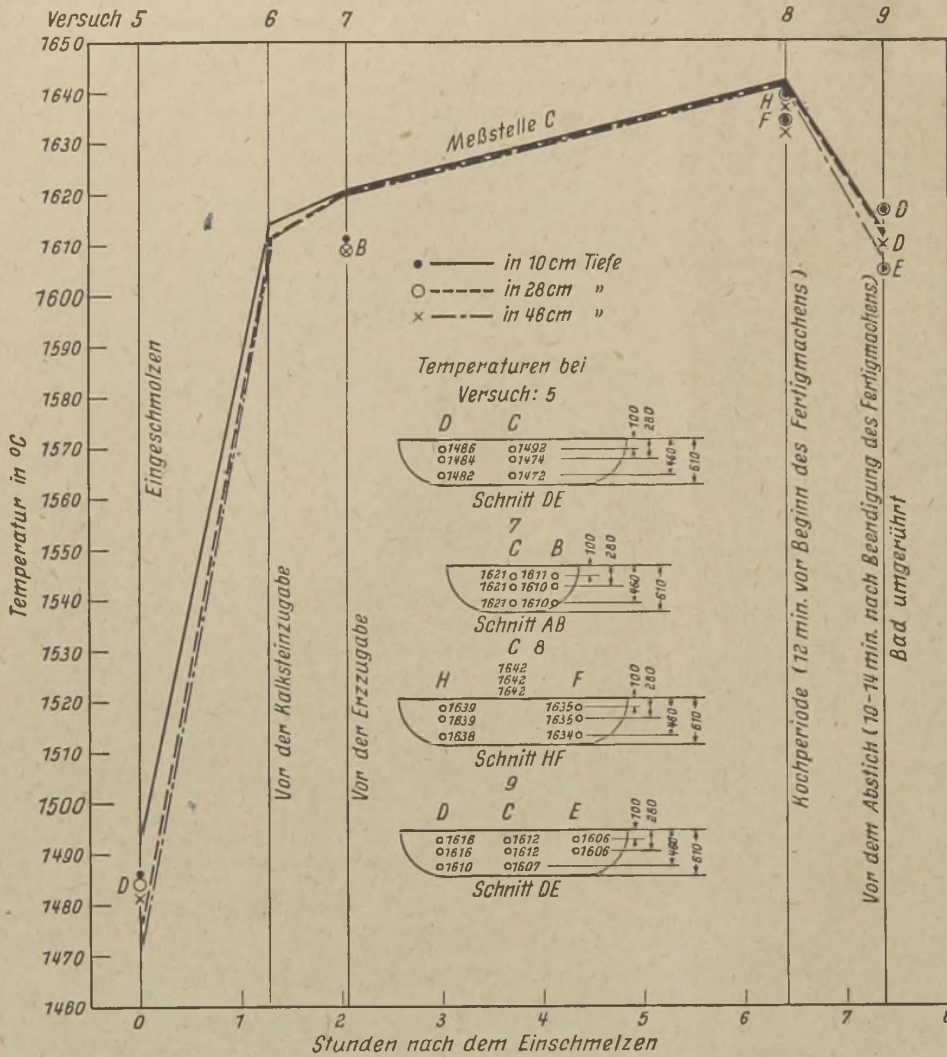


Bild 8. Badmessungen in einem 30-t-Siemens-Martin-Ofen II (nach W. H. Hatfield und W. Ward).

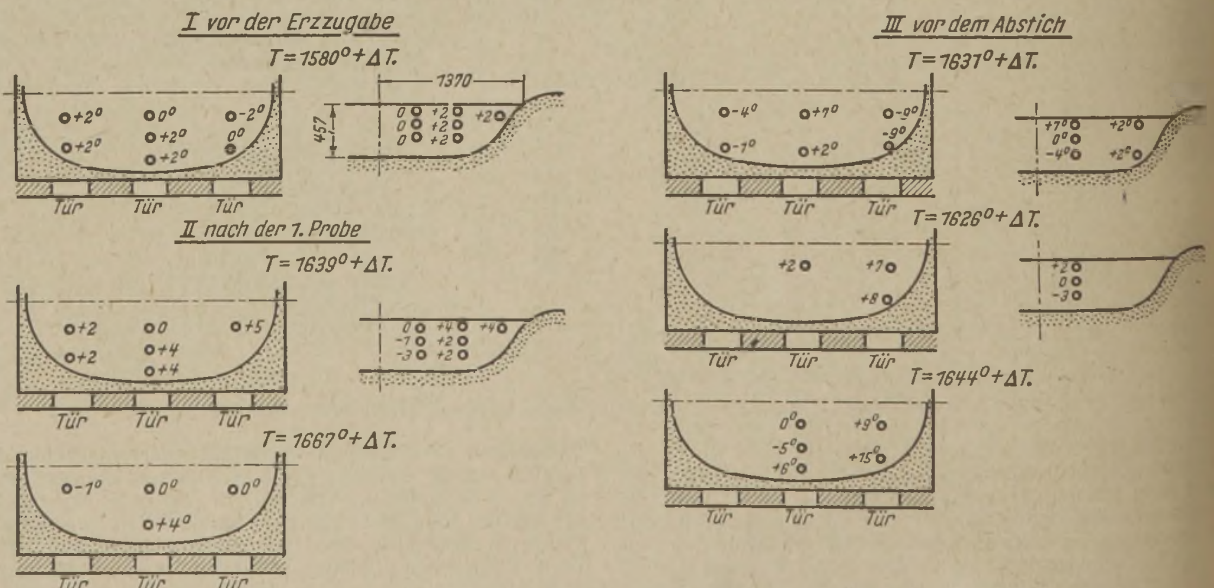


Bild 9. Badtemperaturen eines 25-t-Siemens-Martin-Ofens in 150 mm Tiefe (nach D. A. Oliver und T. Land).

Beginn des Kochens erfolgt der Temperatureausgleich zwischen Schlacke und Stahlschmelze: Der Unterschied wurde geringer, und während des Kochens ergab sich eine Uebereinstimmung von 10 bis 15°, mit Abweichungen von nicht

$\pm 5^\circ$  nicht überschritten. Beim Fertigmachen waren die Temperaturschwankungen wieder größer, besonders, wenn

<sup>2)</sup> Guthmann, K.: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1245/48 u. 1269/79 (Wärmestelle 250).



die Durchgasung der Schmelze schwach war. In senkrechter Richtung gemessen ergab sich ein Höchstunterschied von etwa  $1^\circ$  je 30 mm Badtiefe und bei waagerechten Meßpunkten (in gleicher Badtiefe) von  $15^\circ$ . Hier machte sich der Einfluß kalter Zusätze und der Flamme besonders bemerkbar. Uebrigens scheinen die Temperaturunterschiede vertikal bei den Elektroöfen erheblich größer als bei den Siemens-Martin-Öfen zu sein. Sie konnten nur durch häufiges Umrühren des Bades in erträglichen Grenzen gehalten werden. Die *Zahlentafeln 3 und 4* geben einen Ueberblick über die beobachteten Temperaturabweichungen. Im allgemeinen ergaben sich in den Herd-Ecken höhere Temperaturen als in der Badmitte. Hierbei dürften Form und Richtung der Flamme von großem Einfluß sein. Bei den über die Badtiefe gemessenen Temperaturen wurde stets ein Abfallen der Temperatur von der heißen Badoberfläche zur kälteren Temperatur an der Herdsohle festgestellt. Man nahm anfangs an, daß die Schlackendecke unmittelbar durch die Flamme verursachte Temperaturschwankungen ausgleicht. Messungen in gleicher Badtiefe an einem 25-t-Siemens-Martin-Ofen,  $\frac{1}{2}$  h vor dem Abstich, ergaben an allen drei Öfentüren die in *Zahlentafel 5* wiedergegebene Tempera-

Zahlentafel 5. Tauchmessungen in gleicher Badtiefe in einem 25-t-Siemens-Martin-Ofen ( $\frac{1}{2}$  h vor dem Abstich)

Linke Tür	Mitteltür	Rechte Tür (Gaseintritt)
1634°	1625°	1635°

tur. Allerdings wurde bei diesen Versuchen nicht festgestellt, ob die Badtemperaturen unter der Schlacke unmittelbar am Gaseintritt durch die Flamme erhöht werden.

Aufschlußreiche Ergebnisse an einem 90-t-Siemens-Martin-Ofen zeigen die *Bilder 7 und 8*. Hierbei wurde der in *Bild 2* gezeigte zweirädrige Meßwagen verwendet, wobei gleichzeitig mit zwei Thermoelementen gemessen wurde, und zwar jeweils drei Messungen in der Badmitte übereinander als Festpunkt (C), die Vergleichsmessung an einer anderen Stelle des Bades ebenfalls in drei Badtiefen. Eine solche Doppelmessung dauerte 2 bis 3 min. Die Versuche 1 bis 4 erfolgten während des Kochens mit sehr gleichmäßigen Temperaturen in den verschiedenen Badtiefen. Die Versuche 5 bis 9 erfolgten bei einer zweiten Schmelze, die ebenfalls kaum Temperaturabweichungen in den verschiedenen Badtiefen während des Kochens zeigte.

*Bild 9* enthält die Abweichungen von der mittleren Badtemperatur (Festpunkt und Tauchmessungen in 150 mm Tiefe) vor dem Erzzusatz, nach der 1. Probe und vor dem Abstich an einem 25-t-Siemens-Martin-Ofen. Uebrigens zeigten zahlreiche Messungen, daß das Tauchelement beim Durchgang durch die Schlacke um 20 bis  $30^\circ$  höhere Temperaturen anzeigte als im Stahlbad, eine für die chemischen Reaktionen, die Wärmeübertragung an das Stahlbad und für die Haltbarkeit des Gewölbes wichtige Erscheinung, die vielleicht unmittelbar von der Flammenstrahlung beeinflusst wird. Leider wurde dieser Feststellung nicht weiter nachgegangen; sie wurde aber für zukünftige Forschungen vorgemerkt. Diese Messungen erfolgten wegen der basischen Schlacke mit Graphitschutzrohr.

[Schluß folgt.]

Kurt Guthmann

### Sodaschlacke als Rohstoff für die Glasindustrie

Anfall und Beseitigung der Sodaschlacke bedeuten für die Stahlindustrie eine große Belastung, sobald sie bei der Erhüttung armer, saurer Eisenerze auf Entschwefelung durch Soda angewiesen ist. Man gibt sich daher Mühe, eine innvolle Verwendung für diesen durchaus nicht wertlosen Stoff zu finden, und kommt damit dem Bestreben der Glasindustrie nach Einsparung von Soda entgegen. Unter denjenigen Stoffen, die zur Verdrängung eines Teiles der knappen Sodas Alkalirohstoff herangezogen werden, hat die Sodaschlacke eben Natriumsulfat und in Verbindung mit ihm mengenmäßig am meisten Aussicht, auch auf die Dauer als Rohstoff für die Glaserzeugung in Betracht gezogen zu werden<sup>1)</sup>.

Die Anwendbarkeit der Sodaschlacke<sup>2)</sup> ist von vornherein durch diejenigen Bestandteile mengenmäßig begrenzt, die auch im glastechnischen Sinne als „Verunreinigungen“ gelten müssen. Dies ist besonders der hohe Gehalt an freiem und gebundenem Eisen sowie an Manganoxiden, endlich

aber auch die Durchsetzung mit Schwefel in der Sulfidstufe, während der Gehalt an Kieselsäure nicht stört.

Die grundsätzliche Anwendbarkeit der Sodaschlacke für grünliche (z. B. Flaschen-) Glasschmelzen, bei denen das gebundene Eisen als Farbstoff wirkt, war bald festgestellt<sup>3)</sup>. Der hohe Sulfidgehalt der Sodaschlacke verlangt allerdings den Zusatz eines Oxydationsmittels; hierfür kommt praktisch nur Natriumsulfat in Betracht, dessen eigener Alkaligehalt die durch Sodaschlacke eingebrachte Menge so stark beschränkt, daß günstigenfalls nur ein Drittel des Alkalis oder 4 bis 5% von den im Glase insgesamt enthaltenen 13 bis 17%  $\text{Na}_2\text{O} = 1$  kg Sodaschlacke auf 5 kg Grünglas durch Sodaschlacke eingeführt werden kann. Ohne dies Oxydationsmittel würde nämlich sowohl die Farbe des Glases unregelmäßig dunkel ausfallen, als auch der Sulfidgehalt zu recht unliebsamen Korrosionserscheinungen an der Ofenmauerung beitragen. Geringe Mengen schwarzen Glases sind mit Hilfe von Sodaschlacke anstandslos zu erzeugen. Für schwefelbraunes Glas hat sich die Anwendung von Sodaschlacke noch nicht bewährt, weil der Eisengehalt in Verbindung mit der Braunfärbung die Durchlässigkeit der Schmelze für Wärmestrahlung im Glasschmelzofen nach bisheriger Ansicht zu stark beeinträchtigt.

Die Verwendung von Sodaschlacke als Glasrohstoff hatte sich daher schon durch verdienstvolles Vorgehen einzelner führender Glashütten für grüne Flaschen bis zum Verbrauch des gesamten Anfalls einzelner Hochofenwerke einführen lassen; doch ist die auf diese Weise unterzubringende Menge keine beliebige, und zwar

1. aus dem schon erwähnten Grunde der zwangsläufigen Verkuppelung mit Sulfat;
2. weil nur zur Anfallstelle frachtnah gelegene Betriebe als Abnehmer in Betracht kommen, da ein Rohstoff, dessen Alkaligehalt nur um 20% beträgt, keinen weiten Transport lohnt;
3. wegen der Notwendigkeit einer Aufbereitung, für die entsprechende Anlagen nur an vereinzelter Stellen herzurichten waren.

Die Zerkleinerung der Sodaschlackenbrocken muß in Anpassung an die übrigen Schmelzrohstoffe des Glases bis auf ein Korn von 3 bis 4 mm erfolgen.

Nur auf vereinzelter Glashütten waren die Voraussetzungen dafür gegeben, selbst an die Aufbereitung heranzugehen, da sich die meisten nicht mit der Zerkleinerung ihrer Rohstoffe befassen, sondern sie in verwendungsbereitem Zustand beziehen; es fehlt daher an Platz und den erforderlichen Maschinen.

Die Zerkleinerungsanlage muß aus arbeitsphysiologischen Gründen mit besonderen Absaugevorrichtungen versehen werden, weil der Staub eine ungemein starke Reizwirkung auf die Schleimhäute ausübt. Darüber hinaus muß ein Magnetabscheider zur Verfügung stehen, um die in der Sodaschlacke enthaltenen Eisengranalien zu entfernen; sie würden sich sonst in der Glasschmelze ansammeln und zu erheblichen Störungen (Blasen- und Schlierenbildung) Anlaß geben. Es hat sich gezeigt, daß sich bei gewissen Sorten der metallische Eisengehalt bis auf wenige Zehntel Prozent entfernen läßt. Technisch ließen sich also die entgegenstehenden Umstände nicht immer mit leicht zugänglichen, aber doch zum Ziele führenden Mitteln überwinden.

Angestrebt wurde, die Aufbereitung der Sodaschlacke in dem anfallenden Betrieb selbst vorzunehmen, um die der Aufbereitung auf den Glashütten entgegenstehenden Schwierigkeiten zu beseitigen. Dies erscheint auch als der am besten gangbare Weg, um eine gleichmäßig zusammengesetzte Sodaschlacke zu erreichen, was ja erforderlich ist, weil die Empfindlichkeit der Abstimmung einer Glasschmelze keine größeren Schwankungen in der Zusammensetzung zuläßt.

Eine nicht zu unterschätzende Schwierigkeit besteht darin, daß die Sodaschlacke kein längeres Lager verträgt. Sie zieht Wasser an und läßt sich dann nicht mehr zerkleinern; in aufbereitetem Zustand verliert sie aber durch Backen und Verkleben ihre Einmischbarkeit in das Gemenge. Hinzu kommt, daß es den Glashütten meist an den erforderlichen Lagerplätzen fehlt, da viele von ihnen ohnehin schon gezwungen sind, zusätzlich eine größere Anzahl ihrer Rohstoffe zu lagern, als ursprünglich für die Lagerung vorgesehen war. Für alle diese Schwierigkeiten haben sich aber schon Lösungen finden lassen.

<sup>1)</sup> Enss, J.: *Glastechn. Ber.* 20 (1942) S. 290.

<sup>2)</sup> Dietzel, A., I. Illing, C. Neumann: *Glastechn. Ber.* 20 (1942) S. 321.

<sup>3)</sup> Willems, J.: *Vertraul. Ber.* Nr. 43 (1943) VDEh.

<sup>4)</sup> Jebens-Marwedel, H.: *Glas* (1945) Febr.-Heft.



Viel schwieriger ist die Frage der Farbe des Glases und hier der Umstand, daß sich farbloses (sogenanntes Weißglas, hauptsächlich Preßglas) und halbweißes Glas überhaupt nicht mit nennenswerten Mengen Sodaschlacke herstellen lassen, weil deren Färbekraft durch den Metall-oxydgehalt viel stärker ist, als die meisten Glassorten vertragen können. Eine physikalische oder chemische Entfärbung ist aber bei einem Gesamt-Eisenoxydgehalt von über 0,15%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  im Glas nicht mehr durchführbar.

Durch Versuche ist erwiesen, daß, wenn nur ein Fünftel des Alkalis, z. B. im Fensterglas, durch Sodaschlacke eingeführt wird, der grünliche Farbstich sich etwa verzehnfachen würde, d. h. eine 2 mm dicke Scheibe würde das Aussehen einer 20 mm dicken annehmen. Das wäre für manchen Verwendungszweck (z. B. von Guß- und Drahtgläsern) als Ausnahme allenfalls noch vertretbar, weil die Lichtdurchlässigkeit durch Verschmutzung unter Umständen mehr leidet, als sie durch die Vertiefung der Farbe beeinträchtigt würde. Für den mengenmäßig hauptsächlich in Betracht kommenden Bereich des Fensterglases aber scheidet dieser Weg aus, weil aus der laufenden Erzeugung fortwährend derjenige Teil ausgelesen wird, dessen optische Eigenschaft (Planparallelität) seine Weiterverwendung für zum Teil anspruchsvollere Zwecke, z. B. für die Anfertigung von Sicherheitsglas, gestattet und auch weiterhin betrieben werden muß. Dieser Anteil verträgt aber nicht gut eine Vertiefung des Farbstiches und zieht dadurch den größten Teil in Mitleidenschaft.

Mit einiger Gewißheit ist aber wohl damit zu rechnen, daß für manche Erzeugnisse noch ein übertriebenes Vorurteil gegen grünliche Färbung des Glases besteht, ein Vorurteil, das sich aber ausräumen lassen wird und die Anwendbarkeit der Sodaschlacke auch für normale Zeiten entsprechend auszuweiten erlaubt.

Hans Jebesen-Marwedel, Gelsenkirchen

### Atom-Kraftwerke

Am 7. Mai 1947 brachte der Nordwestdeutsche Rundfunk einen Vortrag von Professor P. M. S. Blackett, Manchester, der im folgenden zusammen mit einigen neueren Schriftumsangaben ausgewertet wird.

Einleitend wies der Vortragende darauf hin, daß alle Kraftquellen, die der Menschheit bisher zur Verfügung standen, aus Atomenergie stammen, und zwar aus der Lebenspendenden Kraft der Sonne, die, wie wir heute mit einiger Bestimmtheit wissen, auf der Bildung von Helium aus Wasserstoff beruht. Dieses Verfahren können wir heute freilich nicht großtechnisch verwerten; und so steht vorerst nur zur Atomerzeugung das Uran zur Verfügung, und zwar „durch das Freiwerden von Kernenergie als Ergebnis der Spaltung des Urans 235, der leichten Varietät des Urans, die von dem Ganzen nicht 1% ausmacht“. Es handelt sich hier um das berühmte gewordene Isotop 235.

Aber die Wissenschaft schreitet weiter, und schon ist bekannt, daß Thorium als Hilfsbrennstoff in Verbindung mit Uran benutzt werden kann, worauf auch Blackett hinweist. Schon diese Entdeckung ist von Bedeutung für den Fall, daß einmal bei steigendem Energiebedarf und zunehmender Erschöpfung der Kohlenlager der Bedarf von Energie aus Atomkraft größer sein sollte als die wahrscheinlichen Uranvorkommen. Es scheint aber die allgemeine Meinung der Fachleute zu sein, daß die Entwicklung nicht schlagartig einsetzen wird, sondern im Laufe der nächsten Zeit ein allmählicher Uebergang erfolgt, jedoch immerhin so, daß man es nicht als eine „Jules-Verniade“ auffassen darf, daß in etwa zwanzig Jahren ein erheblicher Teil unseres Energiebedarfs aus Atomkraftwerken erzeugt wird. Rechnet man mit Jahrzehnten, so muß man auch mit der Hoffnung rechnen, daß die Wissenschaft auf dem Gebiete der Kernspaltung über Uran und Thorium noch weiterkommt. Ueber solche Möglichkeiten findet sich allerdings in dem heute zur Verfügung stehenden technischen Schrifttum keine Andeutung.

Was die Wirtschaftlichkeit der Verwendung des Urans anbelangt, so deutet sich dieses ja bereits in dem oben Gesagten an. Man wird ja nicht zu Atomkraftwerken greifen, wenn sie nicht wirtschaftlich sind. Die allgemeine Meinung — und nicht nur die von Professor Blackett — geht dahin, daß die aus Kernspaltung erzeugte Energie sich etwa in derselben Kostenlage bewegen wird wie die heutige Krafterzeugung aus Kohle, die jedoch im Zeichen stark zunehmender Gewinnungskosten steht. Abgesehen aber vom Preis der Energie glaubt Blackett in dem Freiwerden von

vielen Hunderttausenden von Bergarbeitern des Kohlenbergbaues für andere Zwecke der Versorgung einen Vorteil erblicken zu können. Der Schreiber dieses Keferats macht hier jedoch aus seiner eigenen Einstellung heraus ein Fragezeichen hinter diese Bemerkung, denn schließlich spiegelt sich in den Preisen doch nur die Summe aller menschlichen Arbeitsstunden ab, und gleiche Preise bedeuten im Wettbewerb der Kraftquellen auch gleichen Arbeitsaufwand.

Wichtiger erscheint ihm, daß die Transportkosten der Kohle bei Ersatz dieses Brennstoffes durch den „Brennstoff Uran“ auf einen geradezu verschwindend kleinen Teil zusammenschrumpfen. 1 kg Uran des Isotops 235 ersetzt 3000 t Kohlen, und die gesamte Rohkohlenförderung eines Monats ließe sich energiemäßig in zwei oder drei Eisenbahnwagen verfrachten. Das hat Bedeutung einmal für die Standortfrage von Industrien auf der Kohle. Es gibt in Zukunft vermutlich keine „Industriereviere“ mehr, deren Werkstätten ihre Wurzeln in den Boden Kohle schlagen. Besonders bedeutsam aber ist die Frage für die Schifffahrt. Es entfällt der Laderaum für die Kohle, es entfällt der Aufenthalt für die Bunkerung, wenn auch, wie sich weiter unten zeigen wird, zunächst für sehr große Schiffe.

Um eine faßliche, aber spielerische Vorstellung von den Größenverhältnissen zu geben, erwähnt H. A. Winne<sup>1)</sup> in einem Vortrag im „Edison Electric Institute“ Anfang Juni 1946, daß ein Schiff in der heute wahrscheinlich kleinsten Ausführung, die noch für Atomenergie geeignet ist, einen Aktionsradius von 1 600 000 km haben würde. Diese Mindestmenge Uran entspricht 10 t natürlichem Uran, die etwa 70 kg Uran 235 enthalten.

In den letzten Ausführungen fällt auf, daß von kleinstmöglichen Anlagen die Rede ist. Dies liegt daran, daß die Kernspaltung nur vor sich geht, wenn eine Mindestmenge Uran vorhanden ist.

Diese Notwendigkeit scheint auch auf lange Zeit hinaus die Verwendung der Atomkraft für Lokomotiven zu verbieten, die ja infolge des Fehlens der Kondensation heute als Dampflokomotiven nur sehr schlechte thermische Wirkungsgrade haben. Die Verwendung für Kraftfahrzeuge, die sich Phantasten bereits versprechen, oder gar im Haushalt scheidet aus gleichen Gründen aus. Für Flugzeuge kommt sie schon gar nicht in Betracht, weil das Gewicht der Anlagen für die Spaltung sehr beträchtlich, jedenfalls nicht kleiner als von Kohlenkraftwerken ist. Hierbei spielt auch eine Rolle, daß zum Schutz vor gefährlichen Strahlungen sehr schwere Ummantelungen notwendig sind, die besonders bei kleinen Anlagen im wahrsten Sinne des Wortes ins Gewicht fallen.

Soweit man heute die Dinge überschauen kann, werden sich für ortsfeste Kraftanlagen vorerst nur Werkseinheiten von mindestens 100 000 kW bauen lassen.

In Aussicht genommen sind sogenannte Uranbatterien, die aus einer großen Anzahl von Uranstäben bestehen, die in eine gewaltige Masse von Graphit oder einem anderen hitzebeständigen und formbaren Stoff eingelagert sind. Eine solche Batterie hat nach Professor Blackett die Größe eines mittleren Hauses; sie erwärmt sich selbst durch die Uran-spaltung. Man rechnet damit, die Temperatur vorerst auf etwa 500° halten zu können, und glaubt, bis 1000° weiter fortschreiten zu können. (Eine weitere Stelle glaubt allerdings, daß man mit Rücksicht auf einen erforderlichen Schutz der Stäbe durch Aluminiumhülsen zunächst nicht über 350° hinausgehen kann.)

Nach einer anderen Quelle<sup>2)</sup> taucht man die Uranstäbe „wie bei einem Tauchsieder“ in Wasser ein; um das Wasser herum liegt die Graphitmasse. Die Temperaturregelung, d. h. die Regelung der Spaltungsgeschwindigkeit, erfolgt dadurch, daß Kadmiumstäbe mehr oder weniger tief in das Tauchbad gesenkt werden. „Das Kadmium absorbiert die Neutronen und kann daher den Zersetzungsprozeß auch zum Stillstand bringen.“

Solange man nicht über 1000° heraufgehen kann, ist für das Eisenhüttenwesen wenig Aussicht vorhanden, die metallurgischen Prozesse mit Atomenergie durchzuführen. Auch für Walzwerke und Schmieden und sonstige Warmverarbeitung des Eisens kommt die Verwendung nach dem heutigen Stande der Wissenschaft nicht in Frage, solange es nicht gelingt, außer der Beherrschung der hohen Temperaturen auch entsprechend kleine Einheiten für den Erhitzungsvorgang zu schaffen. Blackett erwähnt noch, daß die erste Versuchsanlage eines großen Atom-

<sup>1)</sup> Neue Züricher Ztg. vom 11. Sept. 1946.

<sup>2)</sup> Glasers Ann. 71 (1947) S. 77/78.



kraftwerkes in den Vereinigten Staaten von Amerika voraussichtlich in zwei Jahren fertiggestellt sein dürfte.

Weiterhin besteht noch die Möglichkeit einer zweiten Art von Atomkraftwerken, die von der beschriebenen dadurch abweicht, daß nicht natürliches Uran, wie es aus dem Uranerz gewonnen wird, verwendet wird, sondern ein bereits aufbereiteter, d. h. zum mindesten angereicherter Stoff. Dies wird auch die Möglichkeit kleinerer Batterien ergeben, aber die Aufbereitung dürfte sehr kostspielig sein. Auf die Verwendung von Thorium wurde oben bereits hingewiesen.

Daß in den Vereinigten Staaten aber auch weniger hoffnungsfreudige Stimmen laut werden, erkennt man aus einer Äußerung von W. L. Laurenz<sup>3)</sup>, dem hauptamtlichen wissenschaftlichen Mitarbeiter der New York Times. Er sagt: „Wollte man unser kostbares Uranium zu Zwecken benutzen, die ebenso durch unsere großen Kohlen-, Erdöl- und Wasserkraftreserven befriedigt werden könnten, so würde man auf einen Manne gleichen, der schmutzige Teller mit Champagner abwäscht.“ Kurt Rummel

### Die Zukunft der nordamerikanischen Stahlindustrie

Wilfred Sykes, Präsident der Inland Steel Company in Chicago, hat über dieses Thema vor der Hauptversammlung des American Iron and Steel Institute in New York am 21. Mai 1947 gesprochen<sup>1)</sup>. Die Ausführungen erscheinen in mancherlei Richtung so bemerkenswert, daß wir in Kürze hier darauf eingehen wollen, nicht zuletzt im Hinblick auf die Tatsache, daß auf Grund der glücklichen materiellen Voraussetzungen die Stahlindustrie der Vereinigten Staaten zur Zeit etwa die Hälfte der gesamten Stahlerzeugung der Welt bestreitet.

Bei einer Voraussage über das zukünftige Stahlaufkommen stützt sich Sykes auf den tatsächlichen Verbrauch an Stahl je Kopf der Bevölkerung während der dem letzten Kriege vorausgegangenen dreißig Jahre.

So betrug z. B. der durchschnittliche Verbrauch an Stahl, bezogen auf Rohstahl, in dem Zeitraum von 1911 bis 1920 302 kg und von 1921 bis 1940 303 kg je Kopf der Bevölkerung. Werden diese Zeiträume noch weiter unterteilt, so findet man beachtliche Vergleiche. In den zehn Jahren von 1921 bis 1930 betrug der Stahlverbrauch je Kopf an Stahl 349 kg. Der Zeitraum von 1931 bis 1940 umschloß einen beispiellosen Niedergang, und der Stahlverbrauch je Kopf fiel auf 261 kg.

In dem Zusammenhang spielt natürlich die Ausfuhr an Stahl eine große Rolle, die in der Vergangenheit in weiten Grenzen geschwankt hat. Wenn man nur die nächste Zukunft in Betracht zieht, so kann vorausgesagt werden, daß der Ausfuhrbedarf jede nur eben entbehrliche Tonne Stahl glatt beanspruchen wird. Aber das Problem liegt nicht so einfach.

Die Verwüstung von Europa hat den Bedarf an Stahl so hoch getrieben, daß er wahrscheinlich in weitem Umfange ungedeckt bleiben muß, bis die europäische Stahlerzeugung mit den Stahlbedürfnissen Schritt halten kann. Sykes stellt heraus, es sei unwahrscheinlich, daß die Vereinigten Staaten nennenswerte Stahlmengen für Europa zur Verfügung stellen, es sei denn, daß die Staaten daran dächten, eine Handelspolitik einzuschlagen, die ihre Hilfsquellen schwer anschlagen würde.

Dagegen wird der aufgelaufene Bedarf anderer kaufkräftiger Länder, insbesondere Südamerikas, von den Vereinigten Staaten zu einem großen Teil gedeckt werden müssen. Es ist nicht wahrscheinlich, daß Europa in der Lage sein wird, sich neue Absatzgebiete auf diesen Märkten für kommende Jahre zu schaffen.

Was die Höhe der Gesamtausfuhr angeht, so kommt Sykes unter Berücksichtigung der Vorkriegsverhältnisse zu folgender Feststellung: Während des dreißigjährigen Zeitraums von 1911 bis 1940 betrug die Gesamtausfuhr an Halb- und Fertigerzeugnissen rd. 11 % des Inlandsbedarfes, dagegen fiel in dem Zeitraum von 1921 bis 1940, in dem der europäische Wettbewerb in der Welt sehr stark war, die Ausfuhr auf weniger als 8 % des heimischen Bedarfes der Vereinigten Staaten. Für die Zukunft wird angenommen, daß nach einem kurzen Anstieg der Ausfuhr man in der weiteren Zukunft wieder zu geringeren Ausfuhrmengen kommt, nachdem die heutigen Nöte einigermaßen behoben sind.

Das Statistische Amt der Vereinigten Staaten schätzt die Bevölkerungszahl der Vereinigten Staaten am 1. Januar 1945 auf ungefähr 140 000 000 Menschen. Wenn man die augenblickliche Entwicklungslinie zu Grunde legt, so wird von dem genannten Amt geschätzt, daß sich die Bevölkerung im Jahre 1975 auf ungefähr 163 000 000 Menschen belaufen wird. Sykes macht die optimistische Annahme, daß sich der jährliche Rohstahl-Inlandsverbrauch je Kopf auf ungefähr 318 kg belaufen wird, das sind 5 % mehr als der Jahresdurchschnitt der vorausgegangenen dreißig Jahre; und wenn dann eine durchschnittliche Ausfuhr entsprechend 10 % des heimischen Bedarfs angenommen wird, so würde sich für die gegenwärtige Zeit ein Gesamtbedarf an Rohstahl von ungefähr 50 Mill. t (1 t zu 1000 kg) ergeben; für das Jahr 1975 würde sich dann der durchschnittliche Stahlbedarf auf etwa 57 Mill. t errechnen.

Daraus wird geschlossen, daß die augenblicklich vorhandene Leistungsfähigkeit von etwa 82 Mill. t für die kommende Zeit durchaus reicht, um allen Bedürfnissen zu begegnen, wobei natürlich mit gewissen Schwankungen gerechnet werden muß. Sykes ist sich darüber vollkommen klar, daß alle diese Zahlen auch nicht mit angenäherter Genauigkeit festgestellt werden können; aber er ist der Auffassung, daß mit seinen Darlegungen die oberen und unteren Grenzen einigermaßen zuverlässig festgelegt wären. Der höchste Stahlverbrauch je Kopf der Bevölkerung war in dem Jahrzehnt unmittelbar nach dem ersten Weltkrieg mit rd. 349 kg und einem Höhepunkt von 444 kg im Jahre 1929 zu verzeichnen, während im zweiten Jahrzehnt dieses Zeitraums der Durchschnitt auf 261 kg fiel mit einer Spitze von 380 kg im Jahre 1940, die aber sicherlich schon von den Vorbereitungen für den zweiten Weltkrieg beeinflußt war.

Selbstverständlich werden die Ausfuhrmöglichkeiten in den kommenden Jahren sehr stark beeinflußt werden durch die Politik der Regierung und die Wendigkeit der ausländischen Käufer, sich Kredite zu verschaffen oder Barzahlung bereitzustellen. Auf Grund einiger wohl als richtig anzuerkennender Annahmen kommt Sykes zu folgenden Feststellungen für die nächste Zukunft:

Jahr	Einwohnerzahl geschätzt	Höchster jährlicher Rohstahlbedarf je Kopf in kg		
		Inland	Ausfuhr	zusammen
1950	143 896 000	444	38	482
1955	148 186 000	444	37	481

Diese Schätzung des Höchstbedarfes an Stahl für die nächsten Jahre wird dann in Vergleich gesetzt zu der Erzeugungsmöglichkeit an Stahl von rd. 82 Mill. t am 1. Januar 1947 (nach Angaben des American Iron and Steel Institute); dabei ergibt sich folgendes Zahlenbild:

Jahr	Leistungsfähigkeit	Höchster Rohstahlverbrauch	Ausnutzung
1950	rd. 82 Mill. t	rd. 69 Mill. t	84%
1955	rd. 82 Mill. t	rd. 71 Mill. t	86%

Sykes überträgt nun diese Ueberlegungen auf das Jahr 1975 mit einer angenommenen Einwohnerzahl von 163 000 000 und kommt damit zu einem Höchstbedarf von ungefähr 82 Mill. t Stahl, eine Zahl, die 10 % für die Ausfuhr einschließt. Sykes ist sich natürlich klar darüber, daß eine solche Berechnung spekulativ ist und daher von zweifelhaftem Wert; immerhin gestatten die Zahlen, sich eine Vorstellung von der Größenordnung dieser Dinge zu machen. Er kommt dann zu dem Schluß, daß zumindest für die kommenden Jahre keine Erweiterung der Stahlerzeugungsmöglichkeiten erforderlich ist, wobei selbstverständlich vorausgesetzt wird, daß neue Anlagen gebaut werden müssen, sei es, um ältere Anlagen zu ersetzen oder irgendwelchen besonderen Bedürfnissen zu entsprechen.

Der Bericht setzt sich dann mit einem etwa zu erwartenden Wettbewerb zwischen Stahl und den neuen Kunststoffen oder Aluminium und Magnesium auseinander. Er kommt zu dem Schluß, daß sich auch hier alles nach Nützlichkeit und Wirtschaftlichkeit richten wird. „Insoweit scheint kein Ersatz für Stahl möglich.“

Der Frage der Versorgung mit Eisenerz wird ganz besonderes Gewicht beigelegt. Die Eisenerzförderung stieg von 29 Mill. t im Jahre 1938 auf die unglaubliche Leistung von rd. 107 Mill. t im Jahre 1942. Gleichzeitig ging die Einfuhr von rd. 2,5 Mill. t im Jahre 1939 auf etwa 500 000 t in 1943 und 1944 zurück.

<sup>1)</sup> Dtsch. Ver. Gas- u. Wasserfachm. Rdschr. Nr. 10.

<sup>2)</sup> Blast Furn. 35 (1947) Nr. 6, S. 695/701.



Wie sieht es aber mit der Zukunft auf diesem Gebiete aus? Nicht weniger als 85% der Eisenerzförderung kamen bisher aus dem Gebiete der Oberen Seen. Wir müssen es uns versagen, hier Einzelheiten des Berichtes zu folgen, die — wie immer bei bergbaulichen Zukunftsfragen — leicht in das Gebiet der Spekulation kommen. Insgesamt erscheinen Sykes die Möglichkeiten des Erzabbaues am Oberen See auch für eine längere Zukunft durchaus günstig zu sein. Natürlich muß dabei mehr und mehr, ganz abgesehen von der Notwendigkeit, immer stärker zum Tiefbau überzugehen, an eine bessere Aufbereitung<sup>2)</sup> sowie die Verarbeitung früher zurückgelegter schlechterer Erze usw. gedacht werden.

Schließlich weist Sykes auch noch darauf hin, daß sich in Kanada, nördlich von den Großen Seen, unaufgeschlossene Vorkommen befinden; und besonders die in Labrador<sup>3)</sup> liegenden großen Erzlagerstätten geben alles in allem doch die Gewißheit, daß auch die zukünftigen Notwendigkeiten für die kommenden Jahrhunderte gesichert sind.

Die Schrotfrage soll in diesem Zusammenhang nur kurz abgetan werden, da sie schließlich ein mehr inländisches Problem für die Vereinigten Staaten darstellt, allerdings von einer steigenden Bedeutung, weil man gerade für die nächste Zeit hier vor Engpässen stehen wird. Insgesamt ist und bleibt die Schrottversorgung ein Sorgenkind, und die Ausfuhr von nicht weniger als 23 Mill. t Schrott in dem Jahrzehnt von 1930 bis 1940 wirkt sich noch immer aus.

E. W. Pehrson<sup>4)</sup> hat kürzlich vor der Jahresversammlung des Institute of Scrap Iron and Steel sehr bemerkenswerte Zahlen über die Bedeutung des Schrottes für die nordamerikanische Stahlerzeugung gebracht. Er wies nach, daß 1900 die Vereinigten Staaten weniger als 6 Mill. t Schrott verbraucht haben. In dem gleichen Jahr haben die Staaten über 15 Mill. t Eisen aus Eisenerz erschmolzen, das sind rd. 27%. Im Jahre 1946 dagegen verbrauchte man 48 Mill. t Schrott; etwa 41 Mill. t Eisen wurden aus dem Eisenerz gewonnen. Das Verhältnis von Schrott zum Gesamt-Eiseneinsatz war also 54%. Mit anderen Worten: Es wurde mehr Schrott als Roheisen verbraucht, wodurch man Millionen Tonnen wertvoller Eisenerze einsparte. Der Schrotanteil ist zwischen 1900 und 1946 um das Achtfache gestiegen, wogegen sich der Eisenerzanteil nur um das Zweifache erhöhte. Auch aus dieser Gegenüberstellung geht hervor, daß der Einsatz von Schrott in den Vereinigten Staaten

<sup>1)</sup> Vgl. hierzu Seite 325/27 dieses Heftes.

<sup>2)</sup> Iron and Steel 20 (1947) Nr. 9, S. 415.

<sup>4)</sup> Iron Coal Tr. Rev. 155 (1947) S. 228.

ein entscheidender Faktor bei der Schonung der so stark angeschlagenen amerikanischen Erzvorkommen ist.

Bei der Brennstoffversorgung sind die Vereinigten Staaten in einer glücklichen Lage. Ein Sachverständiger, Arno C. Fieldner, hat kürzlich festgestellt, daß sich die Gesamtmenge aller in Betracht kommenden Kohlenvorkommen auf ungefähr 2600 Milliarden t mit 7225 kcal/kg beläuft. Diese Kohlenreserven, so führt Sykes aus, erscheinen beträchtlich, wenn man feststellt, daß die Förderung an Weichkohle im Jahre 1944 620 000 000 t betrug, von denen 94 000 000 t in Kokereien mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse und 11 000 000 t in den Stahl- und Walzwerken verbraucht wurden. Allerdings besteht Mangel an hochwertigen Koks kohlen, und eine Schonung dieser Bestände ist wichtig. Die stufenweise Senkung des Verbrauchs an Koks kohle je Tonne Roheisen von rd. 1630 kg im Jahre 1918 auf 1270 kg in 1941 wird mit Recht als ein echter Gewinn in der Erhaltung dieser Naturschätze angesehen.

Was schließlich die Erzeugung von Eisen und Stahl angeht, so setzt Sykes selbstverständlich voraus, daß hier weitere Verbesserungen Platz greifen werden; doch sei nicht zu befürchten, daß sie so radikaler Natur wären, größere Betriebseinrichtungen dadurch in den nächsten Jahrzehnten ersetzen zu müssen. In diesem Zusammenhang wird auch auf die steigende Anwendung von billigem Sauerstoff in der Stahlindustrie angespielt. Auch hierbei glaubt Sykes nicht an eine Revolution in den metallurgischen Verfahren, eher würde dies mehr auf dem Wege einer Evolution vor sich gehen. Selbstverständlich würde man in den Vereinigten Staaten alles tun, um die metallurgischen und mechanischen Vorgänge in der Stahlerzeugung zu verbessern, um damit die Kosten zu senken und die Qualität zu steigern.

Zum Schluß hebt Sykes hervor, daß die von ihm ange deuteten Fortschritte nur erreicht werden können im freien Austausch der Gedanken zwischen den Männern der Eisenindustrie, auf die es hier ankommt. Das Iron and Steel Institute sei eine der Hauptstellen, um solche fortschrittlichen Gedanken zu vermitteln und zu fördern. Er schließt mit den Worten: Fortgesetzte Forschung, sei es in unseren eigenen Laboratorien oder durch Gemeinschaftsarbeit, wird uns neue Betätigungsfelder eröffnen. Bessere Qualitäten und niedrigere Preise werden neuen Bedarf herbeiführen. Ich bin sicher, daß die Industrie mit Vertrauen in eine starke, fruchtbare und wirtschaftlich glückliche Zukunft schauen kann.

A. A.

## Aus Fachvereinen

### Verein Deutscher Gießereifachleute

Der Verein Deutscher Gießereifachleute im britisch besetzten Gebiet hielt am 22. Juli 1947 im Eisenhüttenhause zu Düsseldorf unter dem Vorsitz von Gießereidirektor J. H. Küster, Köln-Deutz, seine erste ordentliche Mitgliederversammlung ab.

Der Geschäftsführer, Dr.-Ing. E. Hugo, Buderich bei Düsseldorf, gab einleitend einen kurzen Bericht über die Entwicklungsgeschichte des seit nunmehr fast zwei Jahren bestehenden Vereins, der die Tradition des früheren Vereins Deutscher Gießereifachleute im Westen fortsetzt. Er kennzeichnete die fachlichen Vereinsaufgaben, unter denen die Bildung von zehn Fachausschüssen besondere Beachtung verdient. Zu den organisatorischen Aufgaben, die erst nach dem schwierigen Aufbau einer zuverlässigen Mitgliederkartei in Angriff genommen werden konnten, gehören neben dem stark in Anspruch genommenen Stellenvermittlungsdienst auch besondere Hülfeinrichtungen vor allem für Firmenmitglieder. Diese Einrichtungen umfassen chemische, technologische und metallographische Untersuchungen sowie von Formsandprüfungen und auch die gießereitechnische und energiewirtschaftliche Fachberatung. Er wies auf die enge Bindung des Vereins mit dem Aachener Gießereiinstitut als der im Westen maßgebenden Forschungsstätte des Gießereiwesens hin, was einerseits durch die Wahl von Professor Dr.-Ing. habil. E. Piwowarsky, Aachen, zum 1. stellvertretenden Vorsitzenden sowie andererseits durch die Gemeinsamkeit in den Veranstaltungen sichtbaren Ausdruck fand, wie auch durch die zeitliche Zusammenlegung der Mitgliederversammlung und des im Anschluß an sie abgehaltenen 11. Gießereikolloquiums. Es ist

verständlich, daß die größte Sorge der gemeinsamen Leitung dem Wiedererscheinen ihrer Zeitschrift „Die Gießerei“ gewidmet ist, wozu auch die Geschäftsführung des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute in kameradschaftlicher Unterstützung ihr Teil beiträgt. Ein vorgesehener Rundschreibendienst soll sich mit den im Vordergrund stehenden fachlich-wissenschaftlichen Fragen befassen; er bildet damit zwar einen als notwendig anerkannten, jedoch niemals vollwertigen Ersatz für die zur Zeit noch fehlende Fachzeitschrift.

Nach der Bestätigung des Vorstandes, der sich aus insgesamt dreizehn namhaften Fachleuten der Eisen-, Stahl-, Schwermetall- und Leichtmetallguß-Industrie zusammensetzt, und der Wahl der Rechnungsprüfer durch die Mitgliederversammlung fand der geschäftliche Teil seinen Abschluß.

Die anschließende Vortragsreihe wurde eingeleitet durch einen Bericht von Dr.-Ing. G. Meyersberg, Lidingö (Schweden), über

#### Zehn Jahre gießereifachliche Tätigkeit in Schweden.

Seine Ausführungen fanden besondere Aufmerksamkeit der deutschen Gießer, da hiermit nach langer Zeit wieder eine Unterrichtung über die Fortschritte des Auslandes auf dem Gießereigebiet durch einen trefflichen Sachkenner möglich war. Schweden, „das Land der ausgesöhnten Gegensätze“, wie es der Vortragende nannte, geht mehr und mehr dazu über, die benötigten Gußerzeugnisse, zu denen vor allem auch Gußrohre gehören, im eigenen Lande herzustellen. Diese Entwicklung hat der Krieg stark gefördert. Die Gußerzeugung beläuft sich auf rd. 250 000 t jährlich, wovon 80% auf Eisenguß entfallen. Die gießereitechnischen Ein-



richtungen entsprechen den auch in Deutschland gebräuchlichen, während sich die baulichen Ausführungen neuzeitlicher Gießereibetriebe durch ihre niedrigen Halten, bei denen größter Wert auf gute Durchlüftung gelegt wird, von den in Deutschland üblichen unterscheiden. Beachtlich ist, daß Schweden außer seiner starken Abhängigkeit von ausländischer Kokszufuhr infolge seiner geringen Bevölkerungsdichte gleichfalls unter starkem Mangel an Arbeitskräften für den Gießereibetrieb leidet. Besonders lebhaft werden in Schweden auch die Gebiete Forschung, Ausbildungswesen, technisch-wissenschaftliche Vereine und Zeitschriften gepflegt.

In seinem Vortrag gab Dr.-Ing. K. Roesch, Remscheid: **Kritische Betrachtung der neuzeitlichen Gießereischmelzöfen**

einen klaren Ueberblick über die aussichtsreichen Schmelzverfahren für Grau-, Temper-, Stahl- und Sonderguß. Neben Art und Menge der zu schmelzenden Gußwerkstoffe ist auch die Wahl der Schmelzöfen sowie die Fertigungsart durch Fließbetrieb oder Einzelfertigung, weiter der verfügbare Brennstoff von ausschlaggebender Bedeutung. Die Vor- und Nachteile der im Gießereibetrieb verwendeten Elektroschmelzöfen wurden im einzelnen besprochen, wobei auf Grund von Stromverbrauchskurven, die unter Berücksichtigung der wirklichen Betriebsverhältnisse aufgestellt waren, die für den jeweiligen Zweck günstigste Ofenart ermittelt werden kann. Besonders ausführlich wurden die neueren Kupolofenbauarten erörtert, die grundsätzlich auf der Verwendung von Heißwind durch Verringerung der Kohlenäurereduktion aufgebaut sind. Ein Wärmeflußbild eines Kupolofens von 5 t Stundenleistung bei Kaltwind- und Heißwindbetrieb von 450° sowie die Kurven des entsprechenden Temperaturverlaufs im Ofen zeigten bei einer allerdings nur rechnerisch ermittelten Temperatursteigerung von 1450 auf 1620° in der Schmelzzone eine Verbesserung des thermischen Wirkungsgrades, und zwar von 29,4 auf 49,3%. Die kritische Beurteilung der zahlreichen infolge des Brennstoffmangels im Vordergrund stehenden Kupolofenbauarten brachte eine dringend erwünschte Klarstellung und gleichzeitig einen aufschlußreichen Einblick in die Fachausschubarbeit des Vereins auf diesem wichtigen Gebiet.

Dipl.-Ing. W. Henning, Grevenbroich, berichtete über die

**Gewinnung von Raffinaluminium aus Aluminiumschrott**

und ging dabei besonders auf die Arbeitsweise und die Ergebnisse der Dreischichtenelektrolyse ein, die augenblicklich in Deutschland nur in Grevenbroich durchgeführt wird.

Der als Ausgangsstoff verwendete Aluminiumschrott wird zunächst von Magnesium befreit und flüssig in die Vorherde der Elektrolysezellen eingeführt. Das dabei entstehende Reinstaluminium bereitete anfänglich infolge seiner starken Primärkristallisation erhebliche Schwierigkeiten, die jedoch durch die Gießtechnik behoben werden konnten.

Die beiden abschließenden Berichte behandelten Fragen der Formtechnik, und zwar sprach U. Klinge, Hattlingen, über neuzeitliche Formverfahren in Deutschland und W. Magers, Remscheid, über die Frage der Form- und Kernstoffe.

In seinem Schlußwort stellte der Vorsitz fest, daß die von zahlreichen Vertretern englischer und deutscher Behörden sowie befreundeter Fachverbände und von der großen Anzahl der Fachgenossen besuchte Versammlung als Zeichen für die fachliche Verbundenheit und Notwendigkeit eines derartigen Gedankenaustausches anzusehen ist, den weiterzupflegen und zu erhalten die Hauptaufgabe des Vereins sein soll.

**Aus der Refa-Arbeit<sup>1)</sup>**

Der frühere Reichsausschuß für Arbeitsstudien (Refa) plant eine Neuregelung der Refa-Kurse. Die Refa-Bescheinigung soll nur noch nach einer Abschlußprüfung ausgestellt werden. Eine Unterscheidung der Refa-Männer nach Refa-Zeitnehmern, Refa-Kalkulatoren und Refa-Ingenieuren ist vorgesehen. Die neuen Kurse werden ab Herbst 1948 laufen. Im Winterhalbjahr 1947/48 werden an einigen Orten noch Kurse in der bisherigen Form abgehalten.

Im Herbst 1947 wird die Herausgabe einer Schriftenreihe „Grundlagen und Praxis des Arbeits- und Zeitstudiums“ beginnen, die eine wesentliche Vertiefung und Erweiterung des bisherigen Schrifttums bezweckt.

Refa-Lehrer und erfahrene Refa-Ingenieure mit guten theoretischen Kenntnissen, die Interesse haben, an einem Refa-Lehrerseminar für die Abhaltung von Refa-Kursen neuer Richtung teilzunehmen, werden gebeten, sich unverzüglich beim Refa-Hauptausschuß, (20 a) Hildesheim, Große Venedig 32, unter Beifügung eines kurzgefaßten Werdeganges vormerken zu lassen.

Es besteht die Absicht, für die einzelnen Wirtschaftszweige Fachausschüsse zur Aufnahme und Weiterentwicklung der Refa-Arbeit zu bilden.

Nach wie vor wird der Refa mit den technisch-wissenschaftlichen Vereinen, besonders mit der ADB, dem VDI und dem VDEh, die auch im Vorstand des Verbandes vertreten sind, eng verbunden bleiben.

<sup>1)</sup> Siehe Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 300.

**Zeitschriften- und Bücherschau Nr. 10<sup>1)</sup>**

**Geschichtliches**

Grosse, Karl: Die Geschichte des Weißblechwerkes in Wissen/Sieg, 1910—1945. (Mit 6 Taf. im Anh. Duisburg-Hamborn 1945: Graph. Anst. August-Thyssen-Hütte.) (116 S.) 4°. [Machenschrift.] **B B**

Johannsen, Otto: Probleme der älteren Geschichte des Eisens. Ueberblick an Hand des neuesten Schrifttums. Früheste Verwendung des schmiedbaren Eisens. Entwicklung des Eisengusses in Europa und Ostasien. Notwendigkeit der Gemeinschaftsarbeit zur Beseitigung der Unklarheiten. [Forschg. u. Fortschr. 21/23 (1947) Nr. 4/6, S. 40/43.] **B B**

Sahlín, Ingemar: 200 Jahre Jernkontor.\* [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 17/18, S. 273/77.] **B B**

**Grundlagen des Eisenhüttenwesens**

Mathematik. Berechnungsgrundlagen für Bauten. Lastannahmen, Baustoffe, Beanspruchungen (Baugrund, Mauerwerk, Holz und Stahl). Mit Einführungserrlassen. 20., berichtigte u. erg. Aufl. Bearb. von Bernhard Wedler, Ministerialrat a. D., Berlin. Stand August 1946. Mit 223 Textabb. Berlin: Ernst & Sohn 1946. (VIII, 299 S.) 8°. 7,00 RM. **B B**

Physik. Knowles, D., und R. J. Sarjant: Ueber das Emissionsvermögen von flüssigem Eisen und Stahl.\* Beobachtungen der thermoelektrisch vermittelten wahren Temperatur im Vergleich zur optisch gemessenen scheinbaren Temperatur unter verschiedenen Bedingungen im Laboratorium und im Betrieb. Änderungen des Emissionsvermögens in Beziehung zur wahren Temperatur, zur Zusammensetzung des flüssigen Metalls, zur Art des Schmelzverfahrens und der verwendeten feuerfesten Stoffe, Einfluß des Gehalts an C, Si,

Al, Cr, Mn und Ni auf das Emissionsvermögen. Bedeutung des Oxydfilms. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 4, S. 577/92.] **B B**

Chemie. Smith-d'Ans: Einführung in die allgemeine und anorganische Chemie auf elementarer Grundlage. 11. Aufl. Bearb. von Prof. Dr.-Ing. J. d'Ans an der Technischen Universität Berlin. (Mit 135 Fig. im Text.) Karlsruhe: G. Braun 1947. (840 S.) 8°. Geb. 15 RM. **B B**

Staudinger, H., o. Professor, Dr., Direktor des Chemischen Laboratoriums der Universität Freiburg i. Br., u. G. Rienäcker, o. Professor, Dr., Direktor des Chemischen Instituts der Universität Rostock: Tabellen für allgemeine und anorganische Chemie. 4. Aufl. Karlsruhe: G. Braun 1946. (192 S.) 8°. Geb. 7,50 RM. **B B**

**Bergbau**

Abbau. Sauerstoff-Fackel zum Bohren von Eisenerz. Anwendung von flüssiger Luft bei der Herstellung von Bohrlöchern durch Schmelzbohren im Abbau von Eisenerzen. Wirkungsweise und Leistung des Bohrverfahrens im Vergleich mit der bisherigen Arbeitsweise. [Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4126, S. 638.] **B B**

**Aufbereitung und Brikettierung**

Erze. Hendry, D. C.: Mechanische Einrichtungen für die Vorbereitung von Eisenerzen.\* Anlagen zum Brechen, Sieben und Aufbereiten der Erze von Northamptonshire und Lincolnshire unter besonderer Berücksichtigung der Vor- und Nachteile der einzelnen Betriebseinrichtungen. Maßnahmen zur Verbesserung des Sinters. Beschreibung neuerer englischer Anlagen sowie der Erzworbereitung der Hütte Braunschweig der Reichswerke A.-G. für Erzbergbau und Eisenhütten. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 1, S. 121/35.] **B B**

**Feuerfeste Stoffe**

Prüfung und Untersuchung. Endell †, Kurd: Ueber stabile Dolomitsteine.\* Besprechung des Schrifttums und Darlegung des Standes der Erkenntnis auf dem Gebiete der stabilen Dolomitsteine **B B**

<sup>1)</sup> Das Verzeichnis der regelmäßig bearbeiteten Zeitschriften ist in 'Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Heft 15/16, S. 264, abgedruckt. — **B B** bedeutet Buchanzeige. — \* bedeutet Abbildungen in der Quelle.

Beziehen Sie für Kartezwecke vom Verlag Stahleisen m. b. H. die einseitig bedruckte Sonderausgabe der Zeitschriftenschau.



und Wege zur Stabilisierung des Kalziumorthosilikats. Versuchsergebnisse über den mineralogischen und chemischen Aufbau einiger Versuchssteine. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 17/18, S. 290/93.]

**Verwendung und Verhalten im Betrieb.** Korn, M.: Sparmaßnahmen an feuerfesten Baustoffen. Erhöhung der Gewölbefestigkeit eines Siemens-Martin-Ofens durch Höherziehen des Gewölbes. Sonstige Maßnahmen zur Verringerung des Verbrauchs an feuerfesten Stoffen für Herd und Kammern. [Technik 2 (1947) Nr. 3, S. 140.]

**Einzelzeugnisse.** Neue vergießbare feuerfeste Masse für Temperaturen bis 1650°. Hinweis auf eine von der Babcock & Wilcox Co. entwickelte feuerfeste Stampfmasse, Kaocast genannt. [Iron Age 159 (1947) Nr. 12, S. 45.]

### Wärmewirtschaft

**Sonstiges.** Kühne, Helmuth: Beitrag zur Frage der günstigsten Oberflächenform für Wärmeaustauscher.\* Grundsätze für die Anwendung unmittelbarer und mittelbarer Heizflächen. Wichtigste Gesetzmäßigkeiten von Wärmeaustauschern. Vergleich von Wärmeaustauschern. Vergleich der Strömung durch Rohre ohne und mit Einbauten. [Technik 2 (1947) Nr. 3, S. 127/31.]

### Krafterzeugung und -verteilung

**Elektromotoren und Dynamomaschinen.** Erörterung über Gleich- und Wechselstrom-Antriebe für Hüttenwerkskrane und Erzbrücken.\* Entgegen der deutschen Einstellung wird für schwere Betriebe der Gleichstromantrieb vorgezogen. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 2, S. 271/88.]

**Sonstiges.** Escalas, Erich: Silikon.\* Kurzer Ueberblick auf die Entwicklung der Siliziumverbindungen, die sich ähnlich vielgestaltig erweisen wie die Verbindungen, deren Grundelement Kohlenstoff ist. Bedeutung der Silikon, insbesondere für die Elektroindustrie, sowie für thermisch hochbeanspruchte Dichtungen usw. [Kunststoffe 37 (1947) Nr. 1, S. 1/4.]

### Roheisenerzeugung

**Allgemeines.** Kohlenstoffgestelle bei Hochöfen. Beschreibung der in Deutschland üblichen Auskleidung von Rast und Gestell in Form von Kohlenstoffsteinen oder als Stampfmasse. Angaben über die Ausgestaltung und Arbeitsweise beim Auskleiden sowie die Herstellung der Kohlenstoffsteine oder Stampfmasse. Einzelangaben über die Ausgestaltung und Bewahrung bei verschiedenen Hochöfenwerken. [Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4126, S. 637/38.]

**Vorgänge im Hochofen.** Möglichkeiten zur Beeinflussung der Oxydationszone des Hochofens.\* Einfluß der Oxydationszone und der wirksamen Gestellfläche auf die Leistung sowie die Stoffbewegung und Gasverteilung im Hochofen. Ziel und Durchführung der Versuche. Verlauf der Linien gleicher Sauerstoff- und Kohlenstoffgehalte. Eindringtiefe der Oxydationszone. Ausgestaltung, Arbeitsweise und Einfluß verschiedener Blasformen und Hochdruckdüsen. Versuchsergebnisse. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 17/18, S. 277/84 (Hochofenausssch. 227).]

**Hochofenanlagen.** Neuzzeitliche Hochofenanlagen, I. Brown, W. R.: Ueberblick über die neuzzeitliche Hochofenpraxis.\* Lagepläne, Bau- und Betriebsangaben verschiedener neuer Hochofenanlagen in England. Einzelheiten über die Hochofen- und Beschickungseinrichtungen und Ueberwachungsorgane. Ausgitterung und Leistung der Winderhitzer. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 1, S. 107/15.]

Neuzzeitliche Hochofenanlagen, II. Scott-Maxwell, I. S.: Hochofenbau und Betriebseinrichtungen.\* Planung und Gesamtanlage auf Grund der vorgesehenen Erzeugung und der zu verarbeitenden Rohstoffmengen. Umschlag und Vorbereitung der Erze. Bunkeranlagen und Gichtverschlüsse. Hilfseinrichtungen. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 1, S. 115/20.]

**Hochofenverfahren und -betrieb.** Fowler, R.: Dämpfen von Hochofen.\* Allgemeine Betrachtungen über das Dämpfen von Hochofen. Beschreibung der Arbeitsweise bei der Firma Richard Thomas and Baldwins, Ltd., in Ebbw Vale mit ausführlichen Betriebsaufzeichnungen über Beschickungsänderung, Druck- und Temperaturkurven. Nachtrag von J. W. Houghton mit Beschreibung der Arbeitsweise bei der Firma Park Gate Iron and Steel Co., Ltd., Rotherham. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 4, S. 513/18.]

Stayman, T. H.: Bau- und Betriebsangaben über neuere amerikanische Hochofen.\* Profile und Abmessungen einiger Hochofen der Bauart der Arthur McKee Co. Leistung der Kippkubelaufzüge, Ausrüstung des Aufzugmaschinenhauses sowie der Gießhalle und der Bunker. Bau und Betrieb der Winderhitzer. Staub- und Gasreinigung. Zunahme der Sinterleistung in den letzten fünf Jahren von 10 auf 25 Mill. t jährlich. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 1, S. 136/40.]

### Eisen- und Stahlgießerei

**Metallurgisches.** Gernelle, Henry: Kuppelofenbetrieb mit besonders schlechtem Koks.\* Porigkeit und Aschegehalt des Kokes. Profilgestaltung sowie Anordnung und Ausgestaltung der Winddüsen und des Gestells. Windzufuhr. Ingangsetzung und Führung des Ofens. [Fonderie Nr. 17, 1947, S. 658/63.]

**Schmelzöfen.** Joly, Gabriel: Abmessung und Ausbildung der Winddüsen beim Kuppelofen.\* Gesamtblasquerschnitt und Verteilung auf den Ofenumfang. Anzahl, Anordnung und Neigung der Winddüsen. Regelung der Windzufuhr. [Fonderie Nr. 17, 1947, S. 651/54.]

**Sonderguß.** Charneau, Alphonse: Herstellung von Stahlwerkstoffkugeln.\* Betrachtung über die Einflüsse auf die Haltbarkeit der Kokillen und verschiedene Versuche zur Erhöhung der Lebensdauer. Angaben über die zweckmäßige chemische Zusammensetzung, Abkühlungsverhältnisse beim Guß und ihr Einfluß auf die Gefügeausbildung. Praktische Maßnahmen bei der Kokillenerstellung. Einfluß der Gattierung der Roheisensorten und der verschiedenen Nebenbestandteile. Thermische Behandlung. Betriebsangaben aus englischen Kokillengießereien. [Fonderie Nr. 16, 1947, S. 601/11.]

### Stahlerzeugung

**Metallurgisches.** Balajiva, K., und P. Vajragupta: Einfluß der Temperatur auf die Phosphorreaktion bei der basischen Stahlerzeugung.\* Laboratoriumsuntersuchungen bei 1550° und 1635° mit Schlacken wechselnden Kalkgehaltes. Gesetzmäßigkeiten für das Phosphorgehaltgewicht unter dem Einfluß des Gesamtgehaltes an CaO und der Temperatur. Schlacken- und Metallbadanalysen. Konstitution der abgeschreckten Schlackenproben. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 4, S. 563/67.]

**Siemens-Martin-Verfahren.** Fayles, R. Russel: Die feuerfeste Zustellung von sauren Siemens-Martin-Ofen.\* Angabe über die zweckmäßige Zustellung der verschiedenen Teile des Ofens auf Grund von Erfahrungen an einem sauren 60-t-Siemens-Martin-Ofen. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 2, S. 217/19.]

Ferguson, J. M.: Die Verwendung von Oel zur Beheizung von Siemens-Martin-Ofen.\* Vorteile der Beheizung mit Oel. Eigenschaften des Oeles und Art der Zuführung. Ergebnisse beim Einschmelzen und Fertigmachen. [Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4129, S. 787/90.]

Herty jr., Charles H.: Allgemeine Fragen der Stahlerzeugung.\* Die Entwicklung der Leistungsfähigkeit der Stahlerzeugung und Anteil der Erzeugungsverfahren an der Rohstahlerzeugung, vor allem des legierten Stahles, an der Stahlerzeugung Nordamerikas. Frage der Ofengröße, des Einsatzes an Roheisenschrott und Eisenschwamm und Anreicherung des Sauerstoffgehaltes der Luft für Siemens-Martin-Ofen. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 747/51.]

**Elektrostahl.** Klesper †, Robert: Basische Zustellung für Elektroofendeckel.\* Für die Deckelzustellung von Lichtbogenöfen in Betracht kommende feuerfeste Steine außer Silikatesteinen. Möglichkeit ihrer wirtschaftlichen Verwendung unter Zugrundelegung ihrer physikalischen Eigenschaften. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 15/16, S. 241/43.]

Paschke, Victor: Wärmefragen im Lichtbogen-Elektrofenbetrieb.\* Grenzen für die Energieaufnahme. Die Elektrodenfrage. Wärmeverluste durch Wand, Gewölbe und Herd. Isolierung, Wasserkühlung und Türverluste. Wärmeverteilung. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 3, S. 101/03.]

### Verarbeitung des Stahles

**Walzvorgang im allgemeinen.** Larke, Eustace C.: Walzdrücke.\* Abhängigkeit von den verschiedenen Einflüssen. Walzdruckverteilung nach E. Siebel und W. Lueg. Abhängigkeit von der Werkstoffdicke. Abhängigkeit vom Walzdurchmesser. [Metal Ind., Lond., 70 (1947) Nr. 14, S. 223/25; Nr. 15, S. 243/45; Nr. 16, S. 263/65.]

### Schneiden, Schweißen und Löten

**Eigenschaften und Anwendung des Schweißens.** Palmer, T. J.: Schweißbarkeit von Temperguß.\* Gründe für die schlechte Schweißbarkeit von Weißkern- und Schwarzkern-Temperguß. Arbeitsbedingungen für eine beschränkte Anwendung der Gasschweiß- und Lichtbogen-schweißung sowie für das Löten. [Trans. Inst. Weld. 9 (1946) Nr. 6, S. 183/88.]

Reeve, L.: Einfluß von Schwefel und Phosphor auf die Schweißbarkeit von weichem Stahl.\* Zusammenstellung von Schriftumsangaben. [Trans. Inst. Weld. 8 (1945) Nr. 2, S. 80/88.]

**Prüfverfahren von Schweiß- und Lötverbindungen.** Magnusson, Erik: Die Primärlötung von Schweißgut.\* Aetzverfahren zur Sichtbarmachung des Primärgütes bei gleichzeitigem feinem heterogenem Gefüge. Zunächst Wärmebehandlung zur Verfeinerung des Sekundärgütes und des Mikrogefüges am besten durch Abschrecken und Anlassen. Voraussetzung ist sorgfältiges Schleifen und Polieren der Proben. Vergleichsversuche mit verschiedenen Aetzmitteln. Am geeignetsten die Aetzung nach Stead. Mehrfaches Aetzen, beginnend mit verdünnten Lösungen nach vorausgehender Aetzung mit Salpetersäure. Schwierigere Aetzung bei unberühmtem Stahl. Störung durch Schlackeneinschlüsse. Erläuterung des Ätzvorganges mit der Annahme der Bildung galvanischer Elemente zwischen Eisen und ausgefälltem Kupfer. [Jernkont. Ann. 131 (1947) Nr. 6, S. 212/23.]

O'Neill, Hugh: Metallurgische Fragen bei der Schweißung hochfester Stähle.\* Darin Hinweis auf die Bedeutung des Anfangskraters für die Wechselfestigkeit. Prüfung der Formänderungsfähigkeit von Stählen im geschweißten Zustande. Ergebnisse einiger Versuche an 6 und 12 mm dicken Blechen aus Stählen mit rd. 1,05% C und 0,7% Mn, 2,025% C und 1,22% Mn, 3,023% C und 1,78% Mn. [Trans. Inst. Weld. 9 (1946) Nr. 1, S. 3/9.]

### Wärmebehandlung von Eisen und Stahl

**Allgemeines.** May, E.: Theorie der Induktionserhitzung und Anwendung von Hochfrequenzgeräten.\* Zusammenhang zwischen Frequenz des elektrischen Heizstromes, Stromdichte und Eindringtiefe. Erzeugung von Hochfrequenzströmen zum Schmelzen und für die Wärmebehandlung von Stahlteilen. Beschreibung verschiedener Geräte (Generatoren, Härteanlagen). Schaubild über die Erhitzungszeit in Abhängigkeit vom Durchmesser des Stahlstückes. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 2, S. 77/80; Nr. 3, S. 117/20.]

### Eigenschaften von Eisen und Stahl

**Gußeisen.** Bacon, N. H.: Haltbarkeit von Blockformen.\* Statistische Untersuchungen an 71 Flaschenhalskokillen von 560 mm Vierkant über Zusammenhänge zwischen Si- und P-Gehalt, Stehzeit, Pause zwischen zwei Güssen und Haltbarkeit. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 2, S. 55/58; Nr. 3, S. 89/92.]

Donoho, Charles K.: Fortschritte auf dem Gießereigebiet.\* Darin Häufigkeitsschaubilder über den Zusammenhang zwischen Brinellhärte und Zugfestigkeit bei üblichen und gepfropftem Gußeisen. Herstellung von Zylinderlaufbüchsen im Schleuderguß. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 765/70.]

**Hartguß.** Chubb, William F.: Beständigkeit einiger Chrom-Nickel-Kupfer-Hartgußlegierungen gegenüber Erhitzungen.\* Untersuchungen über Gefüge, Dicke und Härte der Hartgußschicht und deren Aenderung durch Glühen für 3 bis 6 h bei 850° bei folgenden Hartgußsorten:

	%C	%Si	%Mn	%P	%S	%Cr	%Cu	%Ni
1.	3,2	0,5	0,4	0,37	0,035	0,5	1,5	0,7
2.	3,6	0,5	0,3	0,07	0,02	1,3	1,6	0,7
3.	3,4	1,0	0,25	0,07	—	1,6	4,1	1,5

[Iron Steel 20 (1947) Nr. 1, S. 19/22; Nr. 2, S. 59/61.]

**Stahlguß.** Verwendung von perlitischen Stählen für Turbinenscheiben in Strahltriebwerken.\* Temperaturverteilung in Turbinenscheiben von Gasturbinen. Festigkeitseigenschaften von derzeit gebräuchlichen Stählen. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 2, S. 63/64.]

**Werkstoffe mit besonderen magnetischen und elektrischen Eigenschaften.** Kaltgewalztes Transformatorband. Erwähnung eines von der Transformer Steels, Ltd., London, auf der Ausstellung der Physical Society in London gezeigten Bandes mit Wattverlusten von 0,70 W/kg bei B = 10 000 und 50 Per. [Engineering 163 (1947) Nr. 4240, S. 365.]



Yensen, Tryggve D., und J. K. Stanley: Neue hochleistungs-fähige Dauermagnetlegierung. Hinweis auf die Legierung „Hiperco“ mit 35% Co, 1% Cr und 64% Fe, die zu einer Gewicht-ersparnis im Bau von Generatoren und Motoren führen soll. An-gaben über die magnetischen Eigenschaften fehlen. [Iron Age 159 (1947) Nr. 9, S. 59.]

Eisenbahnbaustoffe. Jäniche, Walter: Einfluß der Gieß- und Walzbedingungen auf die Fußrißanfälligkeit von Schienen S 49.\* Untersuchungen an Schienen aus steigend und fallend gegossenen Blöcken aus Thomasstahl mit rd. 0,5% C, 0,25% Si, 0,7% Mn, 0,06% P und 0,035% S über Gefüge, Oberflächenbeschaffenheit, Durchbiegung und Bruchlast beim statischen Schienenfuß-Biegeversuch, über Biegeschwelligkeit und über das Bruchaussehen in Ab-hängigkeit von folgenden Walzbedingungen: Uebliche Verwalzung auf einem Dreiwalzengerüst, Verwalzung nach dem Thyssen-Verfahren auf einem Zweiwalzen- und Dreiwalzengerüst. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 17/18, S. 284/90 (Werkstoffaustsch. 654).]

Federn. Neue nichtmagnetische Legierung für Uhr-federn.\* Angaben über Zugfestigkeit, Streck- und Proportionalitäts-grenze, Elastizitätsmodul und Härte der von der Elgin National Watch Co., Elgin, Ill., entwickelten Legierung „Elgiloy“ mit 0,03% Be, 40% Co, 20% Cr, 15% Fe, 2% Mn, 7% Mo und 15,5% Ni. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 7, S. 314.]

Sonstiges. Roter Stahl. Hinweis auf eine Meldung des Moskauer Rundfunks, nach der die betriebsmäßige Erzeugung rotgefärbten Stahles nach einer Erfindung von M. Kutzow in einem Hüttenwerk im Ural aufgenommen worden ist. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 1, S. 31.]

**Mechanische und physikalische Prüfverfahren**

Festigkeitslehre. Brewer, Given: Genaue Erfassung des Spannungszustandes durch elektrische Messungen in einem gleichseitigen Dreieck.\* Anwendung von drei elektrischen Dehnungsmessern in einem gleichseitigen Dreieck. Berechnung des Spannungszustandes aus den Messungen. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 758/63.]

Härteprüfung. Poole, G. E., und J. Hunt: Berichtigung von Rockwell-Härtemessungen auf runden Flächen. Nomo-gramm für die Berichtigung der Rockwell-A-, C-, 30 N- und 45 N-Werte in Abhängigkeit vom Rundungsdurchmesser der Prüffläche. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 775.]

Zerstörungsfreie Prüfverfahren. Baty, Ernest J.: Angenäherte Prüfung der Bearbeitbarkeit durch Magnetisierung.\* Zur schnellen Aussortierung nach zu hart oder zu weich wird Stabstahl durch eine Magnetspule geschickt. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 1, S. 23/25.]

**Metallographie**

Geräte und Einrichtungen. McReynolds, Andrew W.: Elek-trische Messung der Austenitumwandlung. Hinweis auf die Möglichkeit, die Austenitumwandlung aus Messungen des elektrischen Widerstandes genau zu verfolgen, auch bei sehr großen Abkühlungs-geschwindigkeiten. [J. appl. Phys. 5 (1946) S. 823/33; nach Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 820 u. 822.]

Gefügearten. S. Brasunas, Anton, de, und James T. Gow: Gefüge und Zustandsschaubilder für Eisen-Nickel-Chrom-Legie-rungen.\* Zusammenstellung für Stähle und Legierungen mit rd. 0,4% C, 1,2% Si, 0,8% Mn, 11 bis 31% Cr und 0 bis 32% Ni nach 100stündigem Glühen bei 1000°. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 777/80.]

Kalt- und Warmverformung. Kopecki, E. S.: Einfluß des Schmiedens auf die Seigerung bei Schnellarbeitsstahl.\* Wiedergabe des Gefüges einer Stange aus Stahl mit 0,74% C, 0,16% Si, 0,26% Mn, 0,017% P, 0,011% S, 4,19% Cr, 1,13% V und 18,27% W nach Verschmiedung von 225 mm bis auf 30 mm Dmr. [Iron Age 159 (1947) Nr. 9, S. 42/43.]

**Fehlererscheinungen**

Korrosion. Blach, Mogens, und Axel Rogberg: Korrosion von Stahlspundwänden im Hafen von Kopenhagen.\* An der ersten, 1917 eingebauten Stahlspundwand des Hafens aus Larsen-Spundwänden sind jetzt Nachmessungen angestellt worden. Die größte Korrosion ist 1,5 bis 2 m unter dem mittleren Wasserspiegel aufgetreten und betrug verschieden an Steg und Flanschen des äußeren und inneren Spundwandens auf ein Jahr bezogen 0,16 bis 0,08 mm. Aus diesem Grunde wäre der Einbau schwerer Eisen nicht wirtschaftlich. [Engineer, London, 183 (1947) Nr. 4761, S. 348/50.]

Starkey, R. L., und K. M. Wright: Korrosion an erdverlegten Leitungen durch Sulfat reduzierende Bakterien. Auszug aus einem Bericht der American Gas Association. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 2, S. 65/66.]

**Chemische Prüfung**

**Einzelbestimmungen**

Millett, H. William, und Wallace M. McNabb: Die Bestimmung von Sulfat als Barium-Sulfat. Untersuchungsergebnisse über die Genauigkeit der Sulfatbestimmung als Barium-Sulfat vor und nach Entfernung der Metalle der Schwefelwasserstoffgruppe in der Lösung. [J. Franklin Inst. 243 (1947) Nr. 3, S. 205/17.]

**Meßwesen**

Längen, Flächen und Raum. Mort, J. H.: Umrechnung von Blechlehren ineinander.\* Angaben für folgende Lehren und Maß-einheiten: Birmingham Gauge, Imperial Standard Wire Gauge, United States Standard Gauge, Zoll, Millimeter, Base Box Weight. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 1, S. 9/11.]

**Eisen, Stahl und sonstige Baustoffe**

Eisen und Stahl im Ingenieurbau. Spruth, Fritz: Die neueste Entwicklung der Stahlkappen im Strebau.\* Angaben über Versuche mit verschiedenartigen Stählen (St 37, St 50, alterungs-beständige Stähle mit mindestens 41 kg/mm<sup>2</sup> Zugfestigkeit und Nickelstahl mit 55 kg/mm<sup>2</sup> Zugfestigkeit) für Stahlkappen. [Bergbau-Arch. 1947, Bd. 4, S. 94/111.]

Eisen und Stahl im Schiffbau. Schlingerversuche am voll-ständig geschweißten Tankschiff „Neverita“.\* Kurzer Auszug aus dem Admiralsbericht über die zum Vergleich mit einem ähnlichen, genieteten Tanker durchgeführten Festigkeits- und Form-änderungsversuche. [Admiralty Ship Weld. Comm. 1946, Rep. R. 1, 160 S.; nach Eng. Dig. 8 (1947) Nr. 5, S. 155/62.]

Kunststoffe. Springer, Arthur: Kunstkautschuk. 2., erw. Aufl. Mit 61 Abb. München: Carl Hanser Verlag 1947. (153 S.) 8<sup>o</sup>. 9,00 RM.

Wagner, Hans, Professor, Dr.-Ing., Stuttgart, und Hans Friedrich Sarx, Dr. phil.: Kunstharze. Chemismus, Wesen und Eigenschaften der in der Industrie der Anstrichmittel verwendeten Kunstharze. 2., verm. Aufl. mit 21 Abb. München: Carl Hanser Verlag 1946. (97 S.) 8<sup>o</sup>. 12,00 RM.

Hausen, J.: Häuser aus Kunststoff? Ueberlegungen über die Möglichkeiten, thermoplastische Kunststoffe und Kunststoffe mit Schaumstruktur als selbständige Werkstoffe für den Wohnungsbau nutzbar zu machen. [Kunststoffe 37 (1947) Nr. 1, S. 9/10.]

**Normung und Lieferungsvorschriften**

Normen. Arpi, Ragnar: Bezeichnungen in Normen; schwe-dische Normen für Werkzeugstahl. Grundsätze des Stal- und Metallnormskommittés des Jernkontors für Stahlnormen. [Jernkont. Ann. 131 (1947) Nr. 5, S. 196/98.]

**Rechts- und Staatswissenschaft**

Gewerblicher Rechtsschutz. Kirchoff, Heinrich: Was muß der Techniker über den Lizenzvertrag wissen? [Technik 2 (1947) Nr. 3, S. 121.]

**Statistik und Wirtschaftliche Rundschau**

**Herstellung an Walzstahl-Fertigerzeugnissen in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)**

Sorten	1. Halb-jahr <sup>1)</sup> 1947	Juli 1947
Eisenbahn-Oberbaustoffe	31 244	5 803
Formstahl	50 845	10 732
Breitflanschträger	4 846	1 215
Stahlspundwände	5 537	—
Stabstahl	251 499	50 599
Walzdraht	97 970	19 314
Grobbleche, 4,76 mm und mehr	91 631	16 396
Mittelleche, 3 bis 4,76 mm	38 670	7 474
Feinbleche unter 3 mm	115 090	21 659
Bandstahl einschl. Röhrenstreifen	93 436	15 976
Breitflachstahl	12 439	2 359
Röhren, nahtlos, warmgewalzt, gepreßt, gezogen	62 318	10 910 <sup>2)</sup>
Walzstahl-Fertigerzeugnisse insgesamt	855 525	162 437
Davon:		
Nordrhein	378 545	64 261
Westfalen	392 302	76 518
Hannover	84 678	21 658
Halbzeugversand zum Absatz gegen Ver-bräucher-Eisenschein	65 209	8 977
Geschweißte Kessel, Trommeln, Behälter, Flammrohre	2 340	756
Sonstige bearbeitete Bleche der Rohrwerke und Kumpelien	2 471	704
Geschweißte Rohre	14 675	2 885
Verzinkte und verbleite Bleche	21 176	2 393
Weißbleche und Weißband	15 807	2 731

**Roheisenerzeugung einschließlich Hochofen-Eisenlegierungen in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)**

Sorten	1. Halb-jahr <sup>1)</sup> 1947	Juli 1947
Thomasroheisen	482 127	74 714
Stahleisen bis 6% Mn	215 144	54 809
Hämatitroheisen	47 364	13 058
Temperroheisen	3 091	—
Gießereiroheisen	49 726	6 228
Siegerländer Spezialroheisen	5 065	1 394
Hochofen-Ferrosilizium	4 005	3 388
Sonstiges Roheisen	3 629	777
Roheisen insgesamt	810 151	154 368
Davon:		
Nordrhein	410 132	66 631
Westfalen	274 380	57 197
Hannover	104 417	24 044
Schleswig-Holstein	21 222	6 496

<sup>1)</sup> Monatszahlen s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.

**Herstellung an Eisen- und Temperguß in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)**

Sorten	1. Halb-jahr <sup>1)</sup> 1947	Juli 1947
Eisenguß	161 149	31 984
Temperguß	12 867	2 015

<sup>1)</sup> Monatszahlen s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 302.

<sup>1)</sup> Monatszahlen s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.  
<sup>2)</sup> Einsch. 94 t Röhrenverbrauch für Stahlflaschen.



Erzeugnisse der Verfeinerungsindustrie in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)

Monat	Draht und Drahterzeugnisse			Kaltband			Blankstahl			Präzisionsstahlrohre			
	Vom Walzdraht gezogene Drähte	Fertige Draht-seile und Litzen	Sonstige Draht-fertig-erzeug-nisse	Band-stahl kalt gewalzt	Edelstahl kalt gewalzt		Kon-serven-band	Blanker Stab-stahl	Blanker Edelstahl		Nahtlose Präzisionsrohre		Geschweißte Präzisions- rohre
					ins-gesamt	davon legiert			ins-gesamt	davon legiert	ins-gesamt	davon legiert	
Januar	14 862	1 497	6 687	5 795	386	90	1 667	3 497	1 781	1 134	1 491	129	1 049
Februar	11 518	1 506	5 206	4 292	296	107	1 271	2 422	1 897	1 214	1 285	186	956
März	11 846	1 606	6 337	3 538	219	82	778	2 068	1 505	988	1 598	105	1 162
April	14 412	1 673	7 722	6 622	416	94	1 381	4 213	2 027	1 422	1 604	153	1 130
Mai	15 923	1 654	7 296	6 346	354	93	1 360	4 543	2 115	1 511	1 465	116	1 130
Juni	15 325	1 721	7 494	7 030	461	131	1 294	4 482	1 992	1 336	1 603	70	1 244
Juli	16 017	1 794	7 330	6 395	417	115	909	4 385	2 374	1 607	1 208	56	936

Rohstahlerzeugung in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)

Sorten	1. Halb-jahr <sup>1)</sup> 1947	Juli 1947
Thomasstahlblöcke	423 250	64 507
S.-M.-Stahlblöcke	711 425	168 676
S.-M.-Stahlguß	10 051	2 285
Elektrostahlblöcke	20 512	3 432
Elektrostahlguß	4 000	874
Sonstige Stahlblöcke	4 350	691
Sonstiger Stahlguß	10 198	1 822
Stahlblöcke insgesamt	1 159 537	237 306
Stahlguß insgesamt	24 249	4 981
Rohstahl insgesamt	1 183 786	242 287
Davon:		
Nordrhein	533 188	98 532
Westfalen	524 598	112 895
Hannover	125 519	30 742
Schleswig-Holstein	481	118
Vorgeblasener Thomasstahl	36 274	6 864
Davon:		
Nordrhein	36 274	6 864
Westfalen		

<sup>1)</sup> Monatszahlen s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.

Schmiedestahl- und Preßstahl-Fertigerzeugung der Preß- und Hammerwerke sowie der Gesenkschmieden in der Britischen Zone im Juli 1947 (in t)

Erzeugnisse	1. Halb-jahr <sup>1)</sup> 1947	Juli 1947
Geschmiedete Stäbe	15 456	2 690
Freiformschmiedestücke (außer für rollendes Eisenbahnzeug)	15 113	3 610
Rollendes Eisenbahnzeug, auch gewalzt	21 291	3 195
Gesenkschmiedestücke und Preßteile	46 080	7 852
Insgesamt	97 940	17 347

<sup>1)</sup> Monatszahlen s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 302.

Großbritanniens Roheisen- und Stahlerzeugung

Die wöchentliche Durchschnittsgewinnung an Stahlblöcken und Stahlguß erreichte im zweiten Vierteljahr 1947 die Jahressumme von 12 897 000 t gegen 11 412 000 t im ersten Vierteljahr 1947 und 13 321 000 t im zweiten Vierteljahr 1946<sup>1)</sup>. Die Juni-Erzeugung lag erheblich über den gleichen Vorjahrszahlen. Die höhere Erzeugung der letzten Monate ging ausschließlich auf Kosten fortgesetzter Inanspruchnahme der Vorräte an Roheisen, Schrott usw. Eine Beibehaltung oder weitere Steigerung der derzeitigen Stahlgewinnung ist nur bei höheren Kohlenlieferungen möglich.

	Roheisenerzeugung		Herstellung an Stahlblöcken und Stahlguß	
	wöchentlicher Durchschnitt	Jahresleistung	wöchentlicher Durchschnitt	Jahresleistung
	in t zu 1000 kg			
1947 Januar	152 500	7 931 000	243 640	12 670 000
Februar	128 220	6 665 000	209 600	10 898 000
März	125 070	6 502 000	219 460	11 412 000
1. Viertelj.	136 550	7 100 800	219 460	11 412 000
April	141 427	7 553 800	240 180	12 491 000
Mai	144 170	7 496 000	247 800	12 887 000
Juni	146 609	7 621 000	258 000	13 417 000
2. Viertelj.	143 866	7 480 800	248 000	12 897 000
1946 1. Viertelj.	147 830	7 687 000	246 500	12 819 000
April	151 080	7 855 700	256 130	13 321 000
Mai	153 620	7 986 000	266 100	13 837 000
Juni	153 924	8 004 000	243 740	12 675 000
2. Viertelj.	152 908	7 952 200	256 130	13 321 000

<sup>1)</sup> Iron Coal Tr. Rev. 155 (1947) S. 141.

Kanadas Erzeugung an Roheisen und Rohstahl 1938 bis 1946

Die Roheisen- und Rohstahlerzeugung Kanadas entwickelte sich in den Jahren seit 1938 wie folgt<sup>1)</sup>:

	Roheisen	Davon Eisen-legierungen	Rohstahl
	(in 1000 metr. t)		
1938	770	53	1146
1939	841		1407
1940	1326		2044
1941	1387		2451
1942	1792		2831
1943	1815		2719
1944	1866	165	2387
1945	1803	170	2609
1946	1470	106	2118*

\*) Davon 74 000 t Stahlguß.

Die Roheisenerzeugung erreichte im Jahre 1946 ihren tiefsten Stand seit 1941, was auf die Ausstandsbewegungen bei den Eisenhüttenwerken in den Monaten Juli/September zurückzuführen ist. Die Gesamtleistungsfähigkeit Kanadas an Roheisen beträgt gegenwärtig 2 514 000 t.

Auch bei der Rohstahlerzeugung ist aus den erwähnten Gründen ein Absinken der Erzeugung im Berichtsjahr festzustellen. Von den Stahlwerken lagen die Algoma Steel Corp. und die Dominion Steel and Coal Corp. zeitweise gänzlich still, während die Steel Co. of Canada mehr als 50 % ihrer Erzeugung einbüßte.

Die Leistungsfähigkeit in Rohstahl beläuft sich im Augenblick auf 3 287 000 t, wovon 2 527 000 t auf Siemens-Martin-Stahl, 520 000 t auf Elektrostahl und 240 000 t auf Stahlguß entfallen.

Zur Neuordnung der westdeutschen Eisen- und Stahlindustrie

In Durchführung des von der North German Iron and Steel Control und der in ihrem Auftrag arbeitenden Treuhandverwaltung bekanntgegebenen Planes für die Neuordnung der Eisen- und Stahlindustrie in der Britischen Zone<sup>2)</sup> wurden die folgenden Werke gegründet.

Am 28. Juli 1947:

„Stahl- und Röhrenwerk Reisholz Aktiengesellschaft“, Düsseldorf-Reisholz.

Die neue Gesellschaft hat am 1. August 1947 ihre Tätigkeit aufgenommen.

Am 28. August 1947:

„Hüttenwerke Ilsede-Peine Aktiengesellschaft“, Peine, und „Eisenerzbergbau Ilsede Aktiengesellschaft“, Groß-Bülten. Beide Gesellschaften nahmen ihre Tätigkeit am 1. September 1947 auf.

Sämtliche Aktien der „Eisenerzbergbau Ilsede Aktiengesellschaft“ werden auf die „Hüttenwerke Ilsede-Peine Aktiengesellschaft“, deren Betriebe auf deutscher Erzbasis errichtet sind, übertragen werden.

Die Lage auf dem Schrottmarkt

In den letzten Monaten ist der Anteil an Siemens-Martin-Stahl an der gesamten Rohstahlerzeugung ständig heraufgegangen und hat zwischenzeitlich einen noch nie vorhergehabten Höchststand erreicht. Infolgedessen ist der Schrottverbrauch erheblich gestiegen, ohne daß es möglich gewesen wäre, die Zulieferungen seitens des Handels zu vergrößern. Wohl sind zur Zeit noch gewisse Schrottrreserven im Gelände verstreut und bei Entfallstellen und Händlern, jedoch kann

<sup>1)</sup> Iron Age 159 (1947) Nr. 8, S. 155/56.

<sup>2)</sup> Vgl. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 99/100 u. 271.



dieser Schrott nicht zusätzlich zu dem bisher aufgebracht herangeschafft werden, da es hierzu an Arbeitskräften, Transportmitteln und Hilfsstoffen fehlt. Die bevorstehenden Wintermonate werden mit großer Wahrscheinlichkeit eine weitere Verschlechterung der Zufuhren an Schrott, eben aus Gründen der Witterung, mit sich bringen. Die Werke werden

infolgedessen gezwungen sein, in immer stärkerem Maße auf ihre eigenen Bestände zurückzugreifen. Man darf schon in Kürze einen derartigen Schwund der Vorräte bei den Schrott verbrauchenden Werken erwarten, daß mit einer ernstlichen Bedrohung für die Aufrechterhaltung der Siemens-Martin-Stahlerzeugung gerechnet werden muß.

## Vereinsnachrichten

### Verein Deutscher Eisenhüttenleute

Freitag, den 26. September 1947, findet in Düsseldorf die  
**129. Mitgliederversammlung**  
mit nachfolgender Vortragssitzung

statt. — Tagesordnung:

Mitgliederversammlung 9 Uhr (pünktlich): Opernhaus, Hindenburgwall.

1. Beschlußfassung über die neue Vereinssatzung und die Geschäftsordnung der Fachausschüsse.
2. Wahl des Vorstandes.
3. Abrechnung für das Jahr 1946, Entlastung der Kassenführung, Wahl der Rechnungsprüfer.
4. Aus der Arbeit des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute. Berichterstatter: Dipl.-Ing. K. P. Harten.
5. Verschiedenes.

Pause 9.45 bis 10.00 Uhr.

Vortragssitzung 10.00 Uhr (pünktlich): Opernhaus, Hindenburgwall.

1. Begrüßung durch den Vorsitzenden.
2. Aufgaben des deutschen Eisenhüttenmannes beim Wiederaufbau (Kurzberichte):
  - a) Zusammenhang zwischen Hochofenmöller und Brennstoffwirtschaft im Hüttenbetrieb. Berichterstatter: H. Schumacher, Duisburg-Hamborn.
  - b) Hochofenschlacken für den Wiederaufbau. Berichterstatter: Dr. F. Keil, Düsseldorf.
  - c) Eisenindustrie und landwirtschaftliche Erzeugung. Berichterstatter: Professor Dr. H. Kappen, Bonn.
  - d) Bedeutung hochwertiger Stähle für den Wiederaufbau. Berichterstatter: Dr. F. Brühl, Essen.
  - e) Bedarfsentwicklung und Fertigungsplanung von Walzstahl. Berichterstatter: Dr. W. Asbeck, Duisburg-Hamborn.
3. Schlußwort des Vorsitzenden.

Die Teilnahme an den Sitzungen ist nur gegen Vorzeigung der jedem Mitglied zugegangenen Einladung möglich, die streng persönlich, also nicht übertragbar ist.

Gemeinsames Mittagessen etwa 14.00 Uhr auf zwei vor Anker liegenden Rheinschiffen. Anmeldungen zum Mittagessen, die in der Reihenfolge des Eingangs berücksichtigt werden, müssen der Geschäftsstelle spätestens am 18. September vorliegen. Preis des trockenen Gedecks etwa 3,00 RM. Bezahlung bei Tisch. Markenabgabe: 25 g Fleisch, 25 g Nahrungsmittel, 50 g Brot. Ausgabe der Teilnehmerkarten von 8.30 Uhr an im Opernhaus in der Auskunftsstelle. Ueber die fünf Minuten nach Beginn des Essens nicht abgeholt Karten wird nach Bedarf anderweitig verfügt werden.

### Von unseren Hochschulen

Die Abteilung Hüttenwesen der Technischen Universität Berlin hat bereits im Sommer 1946 den Unterrichtsbetrieb wieder aufgenommen. Es besteht für die Studierenden somit die Möglichkeit, auf dem Gebiete der Hüttenkunde das Diplomexamen abzulegen. Die Fachlehrstühle sind zur Zeit wie folgt besetzt:

- Metallkunde . . . . . Professor Dr. Dahl
- Metallurgie . . . . . Dr. Pawlek  
(mit der Wahrnehmung der Geschäfte beauftragt)
- Verformungs- u. Walzwerkskunde  
einschl. Materialprüfung u. Festigkeitsforschung . . . . . Professor Dr. Siebel

Die übrigen Fächer werden im Rahmen der Abteilung für allgemeine Wissenschaften betreut. Die Institutseinrichtungen sind wieder so weit betriebsfähig, daß der Unterricht einwandfrei durchgeführt werden kann.

### Stahl-Eisen-Werkstoffblätter

Der Werkstoffausschuß des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute hat Stahl-Eisen-Werkstoffblätter in Arbeit, die zusammen mit den DIN-Normen einen möglichst vollständigen Ueberblick über die gewährleistbaren Gebrauchseigenschaften der gängigen Eisenwerkstoffe geben sollen. Die Werkstoffblätter sind nach Eigenschaftsgruppen bzw. Verwendungszwecken — z. B. Werkzeugstählen, Dauermagnetlegierungen, hitzebeständigen Walz- und Schmiedestählen — aufgeteilt worden. Versandfertig liegt das Blatt 320/1946: Schnellarbeitsstähle, vor, das vom Verlag Stahl-Eisen m. b. H. in Düsseldorf zum Preise von 2 RM zu beziehen ist. Weitere Werkstoffblätter werden in Kürze folgen.

### Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute

Die Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute ist unter dem 26. Juli 1947 beim Verwaltungsamt für Wirtschaft in Minden registriert und damit genehmigt worden. Zum Vorstand der Gesellschaft wurden in der Gründungsversammlung vom 28. Juli 1947 folgende Herren bestellt: Professor Dr.-Ing. F. Johansen, Clausthal-Zellerfeld, Vorsitzender; Bergassessor a. D. K. Kaup, Eisen bei Siegen, stellvert. Vorsitzender; Geschäftsführer Dipl.-Ing. W. Andrae, Clausthal-Zellerfeld, Bergakademie.

Die erste Hauptversammlung der Nachkriegszeit soll vom 4. bis 6. Oktober 1947 in Clausthal-Zellerfeld abgehalten werden.

### Neue Mitglieder

#### A. Ordentliche Mitglieder:

- Berli, Emil*, Techn. Direktor, AG. der Eisen- u. Stahlwerke vormals Georg Fischer, (17 b) Singen (Hohentwiel). 47 154
- Bosfeld, Hermann*, Ingenieur, Abteilungsleiter, Max Niemöller Kom.-Ges., (22 a) Mülheim (Ruhr); Wohnung: Muhrenkamp 76. 47 147
- Bremer, Georg*, Dr.-Ing., Direktor, Vereinigte Stahlwerke Aktiengesellschaft, Strombewirtschaftungsstelle, (22 a) Mülheim (Ruhr)-Speldorf; Wohnung: Jägerhofstr. 21. 47 173
- Brill, Friedrich*, Dipl.-Ing., Betriebsdirektor, Siegerner Eisenbahnbedarf AG, Dreistiefenbach (Kr. Siegen), Siegstraße; Wohnung: (21 b) Weidenau (Sieg), Alleestr. 1. 47 174
- Drastik, Paul*, Dipl.-Ing., Technischer Sachbearbeiter bei der Direktion der AG. für Bergbau- und Hüttenbedarf, Salzgitter; Wohnung: (20 b) Liebenburg über Braunschweig, Lernerstr. 4. 47 175
- Endell, Joachim*, Dr. phil., Dipl.-Chem., (20 b) Braunschweig, Seesener Straße 7. 47 126
- Gleichmann, Hubert*, Dipl.-Ing., Oberingenieur und Handlungsbevollmächtigter der Rohstoffbetriebe der Vereinigten Stahlwerke G. m. b. H., Bergverwaltung Siegerland, Siegen; Technischer Geschäftsführer der Flotationsgesellschaft m. b. H., Siegen; Wohnung: (21 b) Eisfeld (Sieg), Siegerner Str. 6. 47 188
- Götzen, Johann*, Direktor, Leiter der Gruppe Absatz Roheisen im Amt für Stahl und Eisen (VSE), Essen-Bredeney; Wohnung: (22 a) Essen-Steele, Hünninghausenweg 85. 47 176
- Heimes, Friedrich*, Dr.-Ing., Fabrikdirektor, Geschäftsführer der VDM Halbzeugwerke G. m. b. H., Frankfurt (Main); Wohnung: (20 a) Hannover, Bischofsholer Damm 80. 47 189
- Hesse, Guido*, Dipl.-Ing., Beratender Ingenieur, Inhaber des Ingenieurbüros für Wärmewirtschaft, Brennstoffveredlung und Apparatebau, (20 b) Clausthal-Zellerfeld 1; Wohnung: Aulastr. 2. 47 157
- Hoffmeister, Carl*, Dipl.-Ing., Beratender Ingenieur für Aufbereitung und Veredlung, (14 a) Stuttgart-Vaihingen, Wegländerstr. 6. 47 177
- Jacobi, Hans-Rudolf*, Dr.-Ing., (22 c) Beuel (Rhein), Combahnstr. 43. 47 158
- Jung, Alfred*, Fabrikant, (21 b) Halver (Westf.), Haus Sonneck. 47 151
- Kellermann, Rudolf*, Dipl.-Ing., Fabrikant, (20 b) Osterode (Harz), Petershütter Allee 33. 47 042
- Kögl, Rudolf*, Hüttendirektor, (23) Bentheim, Kirchstr. 7 a. 47 156
- Köhn, Wilhelm*, Oberingenieur, Metall-, Walz- und Plattierwerke Hindrichs-Auffermann AG., Wuppertal-Oberbarmen; Wohnung: (22 a) Wuppertal-Barmen, Rankestr. 2-4. 47 190
- Küpper, Karl*, Dipl.-Kfm., Handlungsbevollmächtigter, Leiter der Hauptkostenabteilung der Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf 1; Wohnung: Gogrevestr. 4. 47 191
- Kutzim, Hans*, Direktor, Deutsche Eisenwerke AG., Gießerei Hüttenbetrieb, (22 a) Duisburg-Meiderich; Wohnung: Emmericher Str. 1. 47 159
- Langkau, Helmuth*, Dipl.-Ing., Beratender Ingenieur, (16) Frankfurt (Main) 1, Guiolettstr. 56 II. 47 178
- Mersch, Heinrich Bernhard*, Direktor, Eisen- und Metallwerke G. m. b. H., (16) Gudensberg (Bz. Kassel); Wohnung: Holzweg Nr. 261 1/2. 47 160
- Oedinghofen, Günter*, Dipl.-Ing., (22 a) Krefeld, Josefstr. 8. 47 172
- Pomaska, Franz*, Hütteningenieur, Hochofenassistent, Deutsche Eisenwerke AG., Werk Schalker Verein, (21 b) Geisenkirchen; Wohnung: Ueckendorfer Str. 45. 47 161



- Pothoff, Rudolf, Dipl.-Ing., (21 b) Lünen, Dortmunder Str. 26. 47 192  
 Reichenberger, Josef, Ingenieur, Betriebsleiter VDM-Halbzeugwerke  
 G. m. b. H., (13 a) Nürnberg, Geissestr. 79—89; Wohnung: Prieß-  
 nitzstr. 2. 47 179  
 Rüberg, Fritz, Ingenieur, Betriebsleiter, H. D. Eichelberg & Co. G. m.  
 b. H., (21 b) Menden (Kr. Iserlohn); Wohnung: Wilhelmstr. 13.  
 47 162  
 Schäfer, Wilhelm, Direktor, Mitglied des Vorstandes der Hüttenwerk  
 Hoerde AG., Dortmund-Hörde; Wohnung: (21 b) Dortmund-  
 Schüren, Steinbruchstr. 12. 47 180  
 Stephan, Edward, Dr.-Ing., Betriebsdirektor, Rheinische Chamotte-  
 und Dinas-Werke, Mehlem (Rhein); Wohnung: (22 c) Bad Godes-  
 berg, Gneßenastr. 5. 47 163  
 Velten, Peter, Dipl.-Ing., Walzwerksassistent, Mannesmannröhren-  
 Werke, Abt. Rath, Düsseldorf-Rath; Wohnung: (22 a) Düsseldorf-  
 Gerresheim, Ottostr. 7. 47 164  
 Vogelsang, Fritz, Betriebsleiter, Stahlwerk Hagen AG., Hammerwerk,  
 Hagen (Westf.); Wohnung: (21 b) Wetter (Ruhr), Kampstr. 32.  
 47 153
- B. Studierende Mitglieder:
- Behna, Paul-Werner, stud. rer. met., (20 a) Clausthal-Zellerfeld 1,  
 Schulstr. 2. 47 146  
 Bienentreu, Peter, cand. rer. met., (22 b) Puderbach (Westerrw.), Zum  
 Felsen Nr. 6. 47 165  
 Brüggemann, Günter, stud. rer. met., (22 a) Meererbusch, Post Büberich  
 (Bz. Düsseldorf), Rosenstr. 9. 47 148  
 Geiger, Georg, stud. rer. met., (22 c) Richterich über Aachen, Kirch-  
 platz 97. 47 149  
 Groß, Richard, cand. rer. met., (18) Dillingen (Saar), Schäferweg 15.  
 47 181
- Hiltnerhaus, Paul, cand. rer. met., (22 a) Duisburg, Zum Drachensteig 2.  
 47 150  
 Hülsewig, Herbert, Studierender des Eisenhüttenwesens, (21 b) Witten  
 (Ruhr), Bellerslohstr. 20. 47 182  
 Kochskämper, Gerd, stud. rer. met., (21 b) Iserlohn, Zimmerstr. 19.  
 47 166  
 Kosfeld, Robert, stud. rer. nat., (21 b) Letmathe (Westf.), Oegerstr. 41.  
 47 167  
 Kraft, Edmund, stud. rer. met., (22 a) Oberhausen (Rheinl.), Grothe-  
 straße 22. 47 152  
 Lange-Eichholz, Kurth-Heinz, cand. rer. met., (24 a) Hamburg-Wellings-  
 büttel, Barkenkoppel 34. 47 168  
 Muhr, Karl Heinrich, stud. rer. met., (21 b) Attendorn, Kölner Land-  
 straße 54. 47 155  
 Ockermann, Adolf, cand. rer. met., (22 a) Remscheid-Reinshagen,  
 Reinshagener Str. 110. 47 183  
 Poel, Gustav, stud. rer. met., (22 c) Eilendorf (Kr. Aachen), Am Pann-  
 haus 22. 47 184  
 Steinhauer, Otto-Erich, stud. rer. met., (22 a) Düsseldorf-Oberkassel,  
 Kaiser-Wilhelm-Ring 9. 47 169  
 Tesche, Kurt, stud. rer. met., (22 a) Krefeld, Oberschlesienstr. 68.  
 47 170  
 Treptow, Karl-Heinz, stud. rer. met., (20 b) Clausthal-Zellerfeld 1,  
 Adolf-Römer-Str. 18. 47 171  
 Trümpener, Wolfgang, cand. rer. met., (21 b) Bochum, Grummerstr. 40.  
 47 185  
 Wennmann, Wilhelm, cand. rer. met., (22 a) Duisburg-Meiderich,  
 Biesenstr. 46. 47 186  
 Wind, Carl, cand. rer. met., (22 c) Aachen, Brandhoferweg 7. 47 187

## Unsere Toten:

- C. H. Becker, Düsseldorf-Oberkassel, \* 11. 9. 1883,  
 † 25. 3. 1947.  
 Max von Bleichert, Bad Sachsa (Südharz), \* 24. 5. 1875,  
 † 19. 1. 1947.  
 Max Brandt, Düsseldorf, \* 14. 6. 1885, † 6. 7. 1947.  
 Gustav Diederichs, Solingen, \* 25. 7. 1867, † 24. 4. 1947.  
 Adolf Dohm, Düsseldorf, \* 8. 12. 1878, † 22. 6. 1947.  
 Wilhelm Emrich, Unna-Königsborn, \* 28. 2. 1873,  
 † 16. 6. 1947.  
 Friedrich Carl Graup, Hamburg-Rahlstedt, \* 22. 12. 1901,  
 † 20. 6. 1947.  
 Wilhelm Grundhöfer, Krefeld, \* 9. 12. 1878, † 28. 2. 1947.  
 Carl Hold, Essen-Bredeney, \* 10. 9. 1871, † 17. 11. 1946.  
 Josef Hörburger, München, \* 2. 1. 1875, † 25. 4. 1945.  
 Karl Kniepert, Wien-Mödling, \* 25. 6. 1872, † 13. 2. 1947.  
 Carl Kraus, Dahlbruch über Kreuzthal (Kr. Siegen),  
 \* 2. 6. 1874, † 16. 7. 1947.  
 Adolf Krauss, Gräfelfing, \* 2. 8. 1878, † 28. 8. 1947.  
 Johannes Kriegesmann, Bochum, \* 30. 8. 1873, † 9. 7.  
 1947.  
 Karl Lueger, Krefeld, \* 1. 1. 1896, † 20. 5. 1947.  
 Otto Mohr, Wiesbaden, \* 12. 11. 1881, † 1. 6. 1947.  
 Fritz Müller, Essen, \* 3. 5. 1894, † 30. 5. 1947.  
 Joseph Pauly, Leverkusen-Küppersteg, \* 14. 10. 1872,  
 † 15. 2. 1947.  
 Franz K. Pichler, Neuhoffnungshütte b. Sinn (Dillkreis),  
 \* 23. 7. 1889, 13. 6. 1946.  
 Ferdinand Rotter, Trzynietz (Oberschlesien), \* 24. 5. 1886,  
 † 11. 4. 1946.  
 August Schriever, Pirna (Elbe), \* 27. 7. 1884, † 29. 7. 1947.  
 Maximilian Freiherr von Schwarz, Freiberg (Sachsen),  
 \* 14. 7. 1888, † 29. 6. 1947.  
 Friedrich Zöllner, Bredelar (Kr. Brilon), \* 14. 12. 1879,  
 † März 1947.



Am 30. Mai 1947 ist

## Dr.-Ing. Fritz Müller

Leiter des Kruppschen Kohlen- und Erzbergbaus und Mitglied der Geschäftsleitung der Firma Fried. Krupp, nach kurzer Krankheit im 54. Lebensjahr verschieden. Er gehörte zu den Persönlichkeiten, deren Wirken für die wissenschaftliche, technische und wirtschaftliche Entwicklung des Ruhrbergbaus und seiner Veredlungsindustrie von entscheidender Bedeutung gewesen ist.

Einer alten Odenwälder Bauern- und Bürgermeisterfamilie entstammend, studierte Fritz Müller in Darmstadt Chemie und Maschinenbau und trat als junger Ingenieur bei Hugo Stinnes ein, wo er mit den Fragen der Kohleveredlung bekannt wurde, die ihn seitdem unablässig beschäftigten. Seine ersten Arbeiten galten dem Bau und der Inbetriebnahme einer neuen Gasfernversorgung; ganz besonders widmete er sich der Entwicklung verschiedener neuer Schwelverfahren.

Durch diese Arbeiten wurde er auf die große wirtschaftliche Bedeutung des Koksofengases und den aus der Schwelung und Verkokung sich ergebenden chemischen Aufgaben aufmerksam; Fritz Müller hat rechtzeitig erkannt, daß nur über ihre gründliche wissenschaftliche Durchforschung der Weg zu einer gesunden technischen Entwicklung gefunden werden könne. So hat er nicht nur in seinen eigenen Laboratorien Forschungs- und Entwicklungsarbeit geleistet, sondern auch in den Forschungsstätten des Ruhrgebiets anregend und fördernd gewirkt. Der Ausbau der Ferngasversorgung und die Entwicklung der großen dem Bergbau angegliederten chemischen Betriebe, insbesondere für die Erzeugung von synthetischem Stickstoff und Treibstoffen, sind wesentlich mit auf die Anregungen von Fritz Müller zurückzuführen, der mit Scharfblick und klugem Rat weit über den Rahmen seiner eigenen Gesellschaft hinaus in den wissenschaftlichen und technischen Fachausschüssen und Verbänden mitarbeitete und zum Segen der Allgemeinheit wirkte. Sein Lebenswerk fällt in eine Zeit der stolzen Entwicklung der dem Bergbau angeschlossenen Veredlungsindustrie.

In Fritz Müller ist eine Persönlichkeit allzufrüh von uns gegangen, deren Erfahrung und Weitblick beim Wiederaufbau unserer Wirtschaft noch großen Nutzen erwarten ließ. Seine Sachkenntnis und sein objektiver Rat werden nicht nur dem Revier, sondern auch dem Verein Deutscher Eisenhüttenleute fehlen, dessen Vorstand er als Vorsitzender des Deutschen Kokereiausschusses angehörte.