STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

GELEITET VON KARL PETER HARTEN

Heft 9/10 | 24. April 1947 | 66./67. Jahrgang

Die Entwicklung des basischen Windfrischverfahrens

Von Walter Bading in Duisburg-Huckingen

[Bericht Nr. 425 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Allgemeine Betrachtung. I. Vanadingewinnung. II. Herstellung von Manganschlacke. III. Herstellung von Phosphor-Doppelschlacke. IV. Schnellreaktionen zur Entphosphorung und zur Desoxydation. V. Herstellung von stickstoffarmem Stahl. Schlußbetrachtung.

Teil I

Allgemeine Betrachtung — Vanadingewinnung

Allgemeines. Der vanadinhaltige Einsatz. Herstellung der Vanadin- und Silikatschlacke; Konverterausmauerung. Pfannen- und Rinnenfrischverfahren. Frischtrommel- und Drehrohrofenverfahren. Betriebliche Durchführung der Vanadinschlackenverfahren. Das Stahlausbringen. Das Vanadinausbringen. Der Frischverlauf. Der Einfluß der Blasezeit. Der Einfluß der Temperatur. Vanadinschlacke mit hohem Vanadin- und niedrigem Phosphorgehalt. Chrom-Vanadin-Schlacke. Manganwirtschaft bei der Vanadinschlackenerzeugung. Löslichkeit der Thomasschlacke. Zusammenfassung: Günstigste Arbeitsweise im Thomaswerk.

Allgemeine Betrachtung

Die Aufgabe der vorliegenden Arbeit soll sein, zu zeigen, wie aus Roheisensorten verschiedenster Zusammensetzung im Konverter Stahl gewonnen werden kann, bei gleichzeitiger Gewinnung von Legierungselementen. Da es sich hier häufig um die Beschreibung neuartiger Verfahren handelt, wird die Wirtschaftlichkeit noch nicht immer gewahrt sein. Es muß deshalb in Zweifelsfällen davon Abstand genommen werden, die kostenmäßige Seite der Verfahren näher zu beleuchten.

Im Laufe der letzten zwanzig Jahre, vornehmlich aber der letzten zehn Jahre, war es möglich, aus den das Roheisen begleitenden Elementen Vanadin, Chrom, Mangan und Phosphor als Schlacke in einer solchen Form zu gewinnen, daß ihre technische Darstellung nach metallurgischer oder chemischer Verarbeitung der Schlacke gelang. Ferner konnte bei Beachtung besonderer metallurgischer Gesetzmäßigkeiten ein Thomasstahl mit so niedrigen Stickstoffwerten erblasen werden, daß er in sehr vielen Fällen zu verwenden ist, wo bislang ausschließlich der Siemens-Martin-Stahl den gestellten Anforderungen genügte.

Alle diese Aufgaben ergaben sich einmal aus der Zeit heraus, waren aber auch die Folge der immer stärker in den Vordergrund tretenden metallurgischen Probleme. Sie stellten größte Anforderungen an den Metallurgen, und viele Köpfe aus Praxis und Forschung halfen mit, das basische Windfrischverfahren aus dem Zustand der geringeren Beachtung herauszuheben und es an den Platz neben das Herdfrischverfahren zu stellen, der ihm gebührt.

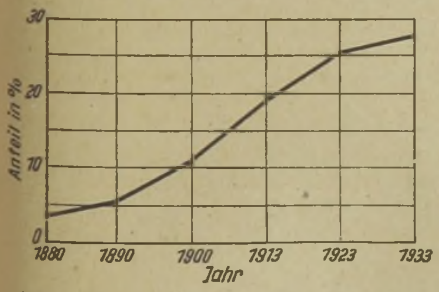


Bild 1. Anteil der Thomasroheisen-Erzeugung am Eisenanteil der Welt-Erzförderung.

Zunächst seien einige allgemeine Betrachtungen vorangeschickt. Die stetig steigende Erzeugung von Thomasroheisen in der Welt geht aus *Bild 1* hervor. Vom Jahre 1880, dem Anfang der Thomasroheisen-Erzeugung, bis 1933 stieg der Anteil der Thomasroheisen-Erzeugung am Eisenanteil der gesamten Welt-Erzförderung auf 27 %. Von den kriegsbedingten heutigen Zeitläuften abgesehen, dürfte sich dieser Anteil in Zukunft eher erhöhen, da die vorhandenen Erzlagerstätten ein verstärktes Vorkommen an phosphorhaltigen Erzen aufweisen, während die phosphorarmen Erze an manchen Stellen weitgehend geringer werden. Die absoluten Welterzeugungszahlen an Eisen im Erz und an Thomasroheisen in derselben Zeitspanne wie oben zeigt *Bild 2*.

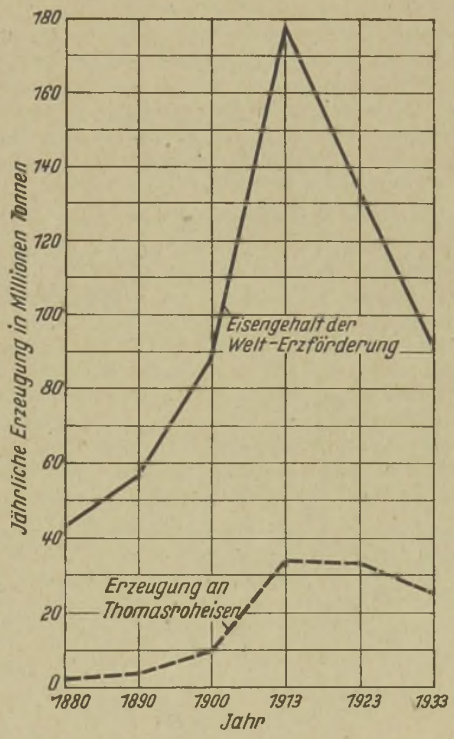


Bild 2. Eisengehalt der Welt-Erzförderung und Thomasroheisen-Erzeugung.

Die chemische Zusammensetzung des Thomasroheisens wurde noch vor zwanzig Jahren meist in starren Grenzen gehalten. Der Kohlenstoffgehalt lag bei 3,5 %; der Siliziumgehalt wurde nicht über 0,35 % gewünscht; die Manganwerte lagen bei 1 bis 1,4 %, die Phosphorwerte

*) Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

je nach der Arbeitsweise zwischen 1,8 und 2,2 %, wobei nicht mehr als 0,2 % Schwankung in der Analyse zugelassen wurden. Ausnahmen bildeten nur einige wenige Werke, die sich auf Grund der Zusammensetzung der werkseigenen Erze auf andere Roheisensorten einstellen mußten, die aber kaum Schwankungen unterworfen waren und dadurch ebenfalls ein befriedigendes Arbeiten zuließen, auch wenn, wie in einem Falle, der Phosphorgehalt des Roheisens bei 2,8 bis 3 % lag. Während in der Folgezeit in den Gebieten, in denen die Hüttenwerke neben dem Erz liegen, wie im Minettegebiet, in Schweden und in Peine, die metallurgische Voraussetzung für die Verarbeitung des Roheisens im Konverter keine Aenderung erfuhr, mußten sich andere Hütten, vor allem die des Ruhr- und Saargebietes, mit neuen Fragen beschäftigen, die durch die Verhüttung der eisenarmen Erze entstanden. Die bekannten Erscheinungen waren steigende Siliziumgehalte und Sinken des Mangans bei Anstieg des Schwefelgehaltes im Roheisen. Dieser führte zur verstärkten Sodaentschwefelung, die den Thomaswerker vor manche Schwierigkeit stellte. Wenn auch im allgemeinen eine befriedigende Entschwefelung möglich ist, so bleibt das Arbeiten mit Soda doch unangenehm und verlangt vor allem ein heißes Roheisen. Bei mattem Roheisen ist eine Sodaentschwefelung schlecht oder sogar gar nicht durchführbar und hat Ausschuß im Thomaswerk zur Folge.

Weiter kann ein Roheisen höheren Siliziumgehaltes — auch eine Folge des Verarbeitens eisenarmer Erze im Hochofen — in weiten Konvertern ohne Anstand verblasen werden, wenn die Eisentemperatur hoch genug ist, um das Blasen lebhaft einzuleiten, wodurch verstärkter Auswurf vermieden wird. Dies hängt einmal damit zusammen, daß die sich bildende Eisen-Mangan-Silikatschlacke unter den geschilderten Verhältnissen dünnflüssig ist und auch das heißere Roheisen dem Wind weniger Widerstand entgegensetzt. Bei engen Konvertern kann meist der gleiche Erfolg durch Verringerung des Einsatzgewichtes erzielt werden. Der Phosphorinhalt der Erze bedingt häufig eine Senkung des Phosphorgehaltes des Roheisens. Die Erfahrung zeigte, daß beim Oberguß untere Phosphorgrenzen von 1,5 % metallurgisch vertretbar sind, während beim Gespannguß, vor allem bei kleinen Block- oder Brammengewichten, der Phosphorgehalt des Roheisens tunlichst nicht unter 1,8 % gesenkt werden sollte.

Aus all diesen Erfahrungen hat sich ergeben, daß die ursprünglich festgesetzten starren Grenzen der Roheisenzusammensetzung nicht eingehalten zu werden brauchen, wenn eine Grundbedingung erfüllt ist, nämlich das Erblasen eines physikalisch heißen Eisens im Hochofen; dann kann bei flottem Mischerdurchsatz der Siliziumgehalt auf 0,6 % oder gar darüber ansteigen, wenn notfalls die Konverterfassung verringert wird. Der Mangangehalt im Roheisen sollte möglichst nicht unter 0,9 % sinken; das ist der unterste Wert, der praktisch ein Verblasen des Roheisens ohne Sodaentschwefelung gestattet; der Phosphorgehalt kann beim Oberguß bis auf 1,5 % sinken.

Im folgenden werden nun die Lösungen der hier aufgeworfenen Aufgaben beschrieben, so daß jeder Abschnitt in sich abgeschlossen behandelt wird. Besonders herausgestellt soll werden, daß in den Verfahrensbeschreibungen die metallurgische Praxis stets in den Vordergrund gestellt wird.

Vanadingewinnung

Allgemeines

Vanadin, ein wertvolles Legierungselement, kommt an einigen Stellen der Welt als Erz vor, aus dem im direkten Verfahren Vanadinmetall gewonnen werden kann. Jedoch ist der Vanadingehalt der Erze einmal ziemlich gering, gemessen an Eisenerzen, zum anderen ist das Gewinnungsverfahren kostspielig, so daß das Vanadin zu den teuersten Legierungselementen zählt. Trotzdem war die Nachfrage so groß, daß vom Jahre 1934 ab ein sprunghafter Anstieg der Welterzeugung festzustellen war *(Bild 3)*. Den Hauptanteil an der Steigerung hatten die amerikanischen Gruben, während die afrikanische Erzeugung, nach steilem Anstieg bis 1936, nur langsam erhöht wurde.

Die hauptsächlichsten Fundgebiete sind Peru mit einem Erz von 20 % V, dem Patronit, Colorado und Utah mit dem Carnotit, einem 2 % vanadinhaltigen Erz, und Südafrika mit dem 10 % V enthaltenden Descloizit. Während eine direkte Gewinnung des Patronits möglich ist, müssen zur Gewinnung des Metalls aus den übrigen Erzen zum Teil schwierige Aufbereitungsverfahren angewandt werden. Außerdem kommt das Vanadin, wenn auch in weitaus geringeren Mengen, in vielen Eisenerzen vor; so enthalten die Uralmagnetite bis zu 0,7 % V, die Schwedenerze 0,1 bis 0,2 % V mit unterer Grenze von 0,05 %, der höchsten von 0,5 %, Minette 0,07 %, Salzgittererz bis zu 0,3 % V. Diese Erze lassen eine direkte Gewinnung von Vanadin nicht zu, jedoch

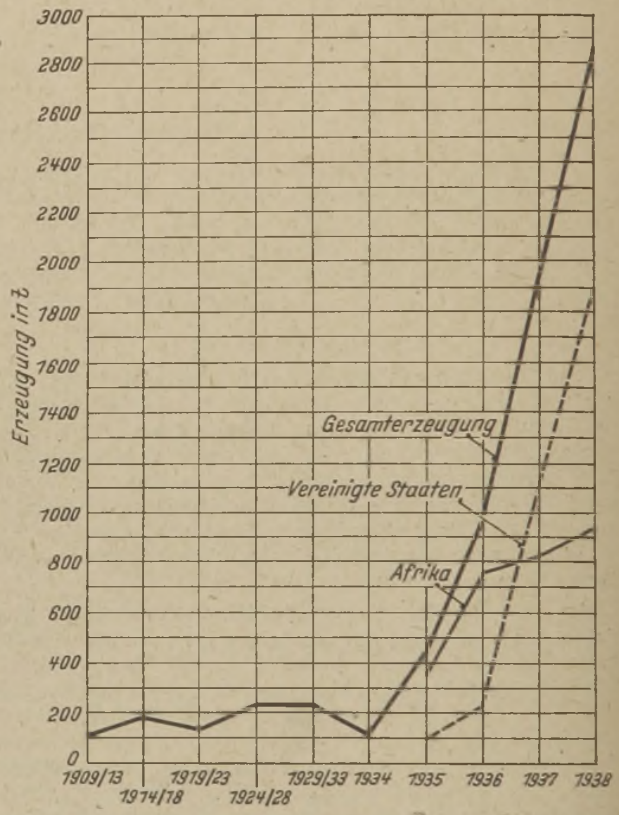


Bild 3. Welterzeugung an Vanadin (1909—1938: Jahresdurchschnitte).

liefern sie immerhin ein Roheisen, das z. B. als Thomasroheisen Vanadingehalte von 0,1 bis 0,15 % aufweist. Dieser Vanadinanteil geht im allgemeinen fast völlig in die Thomasschlacke. Es hat deshalb nicht an Versuchen gefehlt, einmal das Roheisen direkt, weiterhin aber die Thomasschlacke, die 0,5 bis 0,6 % V enthält, zur Vanadingewinnung heranzuziehen. Die Verfahren konnten sich aber wegen hoher Kosten nicht halten.

Um das Jahr 1925 wurden brauchbare Vorschläge zur Vanadingewinnung aus Roheisen gemacht. Einen Ueberblick über das einschlägige Schrifttum geben A. Harr[1]) und H. Zieler[2]). Das ursprüngliche Verfahren zur Vanadingewinnung aus Thomasroheisen geht auf Vorschläge von R. v. Seth[3]) zurück. Dieser erkannte, daß das Vanadin gleich zu Beginn des Blasens verschlackt und seine Oxydation bereits vor Beendigung der Kohlenstoffverbrennung beendet ist. Danach wird vorgeschlagen, das Roheisen im sauren Konverter ohne Kalkzugabe vorzublasen und so die vanadin-, aber auch mangan- und siliziumhaltige Schlacke zu gewinnen. Nach der Trennung der Schlacke vom Bad

[1]) Siehe Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1145/54 u. 1174/81 (Stahlw.-Aussch. 359).

[2]) Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 749/56; 62 (1942) S. 795/800 (Stahlw.-Aussch. 402).

[3]) Metall u. Erz 22 (1925) S. 219. Jernk. Ann. 108 (1924) S. 560. Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 839/41. DRP. Nr. 409 487 vom 15. Jan. 1924; vgl. Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 957.

wird das vorgeblasene Roheisen im basischen Konverter fertiggeblasen. Die zwangsläufige Gewinnung von Mangan neben Vanadin kann ebenfalls von Vorteil sein, da mindestens 80 % des Mangans in die Thomasschlacke gehen und damit verloren sind. Bei der Auslaugung des Vanadins aus der Vanadinschlacke bleibt das Mangan mit im Rückstand und kann bei geschicktem Möllern als Manganträger wieder verwendet werden.

Der Vorblasekonverter hat sich bei neueren Arbeitsweisen gehalten, nur hat es sich herausgestellt, daß es bei dem Verblasen eines auf 0,3 % V und darüber angereicherten Roheisens nicht immer notwendig ist, den Konverter sauer zuzustellen. Es zeigte sich, daß eine gute Vanadinschlacke in trocken krümeliger Form anfällt. Diese greift im Gegensatz zu einer flüssigen Vanadin-Mangan-Silikatschlacke das basische Mauerwerk nicht an, so daß auf die saure Zustellung verzichtet werden kann.

Nach dem Verblasen des Roheisens auf Vanadinschlacke wird es in eine Pfanne ausgeschüttet und hierbei die Schlacke vom Eisen getrennt. Dabei bleibt die krümelige Schlacke im Konverter zurück und kann nach dem Entleeren des Roheisens in den unter dem Konverter stehenden Schlackentopf ausgekippt werden. Der Zustand dieser Schlacke gibt dann dem Praktiker bei bekanntem Vanadingehalt im Roheisen schon ihren ungefähren Gehalt an Vanadin an. Ist die Schlacke dünn, geht die Trennung schwieriger vor sich. Das Vorblaseeisen wird nach dem Auskippen in die Pfanne entweder unmittelbar in einem zweiten Konverter unter Kalkzugabe fertiggeblasen oder dem Roheisenmischer zur Mischung mit normalem Thomasroheisen zugeführt.

Aus dem ursprünglichen v. Sethschen Verfahren gingen eine Anzahl sich ähnelnder Arbeitsweisen hervor, die durch besondere Betriebsumstände in den einzelnen Thomaswerken Aenderungen erfahren haben. Maßgebend sind heute bei der Schlackenerzeugung im wesentlichen die Vanadinausbringezahlen im Hochofen und im Thomaswerk, wobei nicht immer die Wünsche beider Betriebe gleichzeitig berücksichtigt werden können. Während nämlich bei heißgehenden Hochöfen bei höherem Siliziumgehalt im Roheisen eine gute Vanadinreduktion eintritt, verhindert der hohe Siliziumgehalt im Thomaswerk eine vollständige Verschlackung des Vanadins und macht die Vanadinschlacke wegen des hohen Kieselsäuregehaltes minderwertig. Dazu kommen häufig analytische Sonderwünsche der Schlackenverarbeiter, die bislang noch nicht gegeneinander abgestimmt werden konnten, da auch dort die Verarbeitungsverfahren unterschiedlich sind. Einen hohen Vanadingehalt in der Schlacke, der vor allem durch niedrige Kieselsäuregehalte bedingt ist, muß der Thomasstahlwerker jedoch stets anstreben. Dies ist das Grundgesetz, nach dem sich die Verfahrensart zur Vanadinschlackenherstellung richten muß. Die Vanadingehalte der im Konverter hergestellten Schlacke schwanken beim Verblasen von angereichertem Roheisen meist zwischen 6 und 12 %. Diese Vanadingehalte liegen nicht niedriger als die der Konzentrate aus den im Anfang erwähnten Vanadinerzvorkommen.

Für die Herstellung des Vanadineisens im Hochofen mögen noch folgende grundlegende Regeln angeführt werden:

Der Ofengang muß gleichmäßig sein, um vor allem ein analytisch gleichmäßiges Eisen zu erschmelzen. Bei Möllersätzen, die niedrigen Koksverbrauch zulassen und geringe Schlackenmengen ergeben, ist neben der wirtschaftlichen Betriebsweise des Ofens auch ein niedriger Vanadinverlust durch die Schlacke zu verzeichnen. Hierbei ist das Möllerausbringen hoch. Bei hohem Basizitätsgrad ist das Vanadinausbringen gut, sinkt aber mit steigendem Kieselsäuregehalt. Deshalb ist ein hoher Basizitätsgrad und eine niedrige Schlackenmenge anzustreben. Die vanadinhaltigen Möller-anteile aus dem Thomaswerk allein sind aber zu basisch, als daß mit Rücksicht auf den Ofengang ohne saure Zuschläge auszukommen wäre. Als Ausgleich hierfür ist die noch zu beschreibende Silikatschlacke sehr geeignet. Wenn es darüber hinaus noch gelingt, den Siliziumgehalt des Roheisens niedriger zu halten, als sein Vanadingehalt ist, möglichst jedoch Silizium zu Vanadin wie 1:2, so ist ein solches Roheisen für das Thomaswerk günstig für die Schlackenherstellung.

Der vanadinhaltige Einsatz

Zur Anreicherung des Roheisens an Vanadin stehen neben den Vanadinerzen einige zum Teil im Thomaswerk selbst anfallende Stoffe zur Verfügung. Aus dem normalen Thomasroheisen wird das Vanadin mit den anderen Eisenbegleitern oxydiert und findet sich in der Thomasschlacke, aber auch im Konverterauswurf und im Dachstaub wieder. Die Thomasschlacke enthält 80 % der Vanadinmenge des Roheisens, so daß es naheliegt, vor allem dieses Vanadin zur Anreicherung des Roheisens nutzbar zu machen, zumal da der Umlauf der Thomasschlacke im Hochofen nur einen Phosphorverlust von 3 bis 6 % mit sich bringt. Die Thomasschlacke mit 8 bis 9 % P erhöht aber den Phosphorgehalt des Roheisens, so daß bei Vanadingehalten von 0,3 bis 0,4 % der Phosphorgehalt höher als 3 %, häufig aber über 4 % liegt. Während die Vanadinschlackengewinnung aus einem solchen Roheisen einer der weiter unten beschriebenen Arten keinerlei Schwierigkeiten macht, ist das Fertigblasen eines Eisens mit Phosphorgehalten über 3,6 % schwieriger. Der Grund hierfür ist folgender: Der Kalksatz steigt beim Fertigblasen von rd. 13 % auf Werte über 20 % an. Bei der immerhin kurzen Zeit des Blasens im zweiten Konverter kann sich der Kalk bis zur Probenahme nicht vollständig lösen, und die dünne, dem Thomaswerker als „kribbelnd" bekannte Schlacke löst beim umgelegten Konverter einen erheblichen Teil des Futters auf. Beim Zurückkippen des Vorblaseeisens in den Thomasroheisenmischer treten diese Schwierigkeiten nicht auf, sofern eine gute Mischung stattfindet.

Auf die Bedeutung des Konverterauswurfes und des Dachstaubes als Vanadinträger hat Zieler[2]) hingewiesen. Vor allem ist der Dachstaub wichtig. Er enthält rd. 1 % V und entsteht in den ersten Blaseminuten, wenn der Kalk noch stückig ist und die gebildeten Metalloxyde durch ihn noch nicht gebunden werden können. In Huckingen enthält der Dachstaub jedoch nur 0,35 %. Dieser niedrige Vanadingehalt bei sonst üblichen Vanadingehalten im Roheisen von 0,1 bis 0,14 % hängt mit der Höhe der Konverterkamine zusammen, die in Huckingen 35 m über Hüttenflur enden. Der vanadinhaltige Auswurf sinkt als schwerer Bestandteil schon im Kamin zu Boden, während die vanadinärmeren, aber eisenreicheren feinen Bestandteile höher und auch weiter fliegen *(Zahlentafel 1)*. Die nicht in unmittelbarer

Zahlentafel 1. Zusammensetzung des Dachstaubes

	Ges. Fe %	Mn %	SiO_2 %	CaO %	MgO %	S %	P %	V %
Nach A. Harr[1])	26,00	6,00	8,00	30,00	5,00	0,08	4,40	0,8 bis 1,0
Huckingen:						SO_3		
Thomaswerk	40,17	2,67	4,48	19,83	0,72	0,23	2,25	0,36
Werkshalle	46,5	0,84	7,00	12,20	1,03	n.b.	1,30	0,18

Nähe des Thomaswerkes auf einer Werkshalle gezogene Probe hat den niedrigsten Vanadin- und den höchsten Eisengehalt. Mangan und Kalk sind ebenfalls niedrig, wobei jedoch der Mangangehalt auch von dem Manganwert des Roheisens abhängt, der in allen drei Fällen nicht übereinstimmt. Die Manganwerte dürfen demnach nicht miteinander verglichen werden. Die Aufstellung zeigt, daß mit steigender Entfernung vom Konverter der Vanadingehalt des Dachstaubes abnimmt.

Herstellung der Vanadin- und Silikatschlacke; Konverterausmauerung

Jeder Thomaswerker hat bei der Vanadinschlackengewinnung folgende unangenehme Feststellung gemacht: Mit steigendem Gehalt an Silizium im Roheisen wird die Vanadinschlacke dünner und enthält weniger Vanadinsäure. Der Grund hierfür liegt einmal rein mengenmäßig im höheren Kieselsäuregehalt der Schlacke begründet, zum anderen aber auch in der geringen Vanadinverschlackung bei dünner

Schlacke. Während nämlich das Vanadin in einer dünnen Schlacke mit dem Bad einen Gleichgewichtszustand anstrebt, der das Vanadin in Schlacke und Bad verteilt hält, bleibt es, einmal oxydiert, in der festen Phase der trocken krümeligen Schlacke gelöst, weil ein Gleichgewichtszustand zwischen der flüssigen und der festen Phase nicht mehr hergestellt werden kann. Die dünne Vanadinschlacke greift außerdem das basische Mauerwerk an. Es lag deshalb nahe, den Vorblasekonverter wieder mit Schamotte- oder Silikasteinen zuzustellen, wie es R. v. Seth[3]) vorschlug. Dieser Versuch wurde im Großkonverter mit Erfolg im Frühjahr 1940 zur gleichen Zeit auf der Gutehoffnungshütte und bei den Mannesmannröhren-Werken in Huckingen durchgeführt. Zeitweilig anfallende dünne Vanadinschlacke greift das Schamottemauerwerk wenig an. Die Konverter hielten mehr als 500 Schmelzen und waren in den Zustellungskosten billiger als ein basischer Konverter. Als Schamotte- oder Silikasteine können Konvertermündungssteine oder Pfannensteine verwendet werden, ebenso haben sich Gewölbesteine vom Siemens-Martin-Ofen bewährt. Das Ausmauern und Behauen ist nicht schwierig und geht fast genau so schnell vor sich wie das Ausmauern mit Teerdolomitsteinen. Die Steinlagen bis zur Oberkante eines neu eingesetzten Bodens sind dabei aus Teerdolomitsteinen. Als Boden wird ein Dolomitnadelboden eingesetzt, dessen Haltbarkeit hundert Vorblasechargen stets übersteigt. Die Haltbarkeitszahlen allein geben aber ein falsches Bild der Konverterleistung. Sie sind vielmehr auf die Blasezeiten und den Durchsatz zu beziehen *(s. Zahlentafel 2)*.

Zahlentafel 2. Konverterleistung

	Normalkonverter	Vorblasekonverter
Konverterhaltbarkeit	237	586
Bodenhaltbarkeit	51,3	146,5
Blasezeit min/t	0,68	0,2
Gesamtdurchsatz t	6550	18 140
Gesamtblasezeit min	4450	3 640

Es zeigt sich, daß der Normalkonverter mit der niedrigen Haltbarkeit eine längere Lebensdauer in tatsächlichen Blaseminuten hat. Allerdings setzt der Vorblasekonverter das Dreifache an Eisen durch, braucht also entsprechend weniger ausgemauert zu werden. Für die Böden gilt das gleiche.

Um den unnützen Phosphorumlauf bei der Herstellung von vanadinangereichertem Roheisen durch Zumöllern von Thomasschlacke und die Schwierigkeiten im Thomaswerk bei diesem hochphosphorhaltigen Roheisen zu vermeiden, liegt es nahe, nach Mitteln zu suchen, aus normalem Thomasroheisen das Vanadin weitgehend herauszufrischen und es dann, wenn die Vanadingehalte in dieser Schlacke für die Weiterverarbeitung zu niedrig liegen, dem Hochofen als hochvanadinhaltigen Möller anteil wieder zuzuführen. Nach der Zeit der Vanadinschlackengewinnung wurde deshalb auf dem Schamottefutter eine Vanadinvorschlacke zur Wiederverwendung im Hochofen erblasen. Diese dünnflüssige Silikatschlacke läßt sich schlecht vom Bad trennen, da ein Abkratzen oder Abblasen mit Konverterwind beim umgelegten Konverter zu mühsam ist und auch nicht quantitativ durchgeführt werden kann. Zudem haben diese beiden Trennverfahren eine fühlbare Abkühlung des Bades zur Folge. Eine leichte Trennung ist bei Thomaswerken, die mit Pfannenkränen ausgestattet sind, so zu erreichen, daß Schlacke und Eisen nach dem Vorblasen zusammen in eine Kipppfanne ausgeschüttet werden. Bei leichtem Ankippen der Pfanne kann die Schlacke in einen Schlackentopf überlaufen. Dabei schäumt die Schlacke stark auf und reißt Granalien von häufig 20 % des Schlackengewichtes mit. Die Restschlacke kann von der Pfanne abgezogen werden oder wird, was häufig besser ist, mit in den Nachblasekonverter gekippt; denn es muß aus metallurgischen Gründen entweder genügend Silizium und auch Mangan beim Vorblasen auf Silikatschlacke im Resteisen zurückbleiben, oder, was den gleichen Zweck erfüllt, Silikatschlacke mit in den zweiten Konverter gelangen. Bei dünnflüssiger Schlacke wird stets auf der Umfüllpfanne Schlacke für den Nachblasekonverter zurückbleiben, wodurch noch genügend Silizium und vor allem auch Mangan in oxydischer Form in den Fertigblasekonverter gelangt; denn der Mangangehalt der Fertigprobe darf nicht zu niedrig liegen, und der Kieselsäuregehalt der Thomasschlacke aus dem Siliziumgehalt des Roheisens darf mit Rücksicht auf die Löslichkeit 5 % zweckmäßig nicht unterschreiten.

Bei dieser Arbeitsweise kann aus Roheisensorten bis zu 0,5% Si mindestens 2% Schlacke mit 1,5 bis 2% V, 30 bis 45% SiO_2, 0,5 bis 0,8% CaO, 15 bis 20% Fe, 15 bis 30% Mn und 0,1 bis

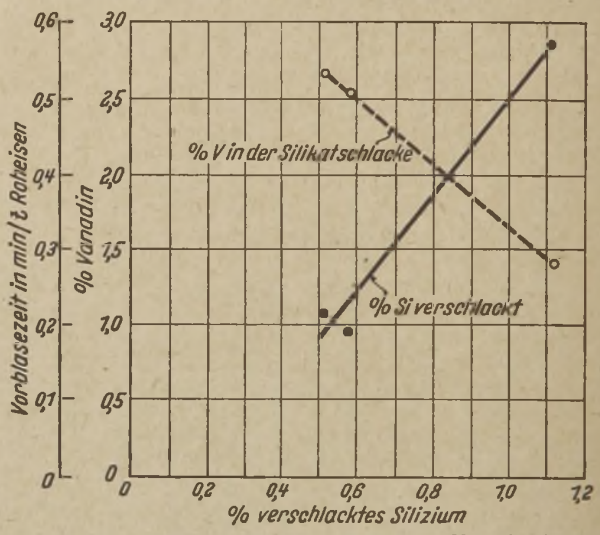


Bild 4. Abhängigkeit der Vorblasezeit und des Vanadingehaltes der Silikatschlacke vom Siliziumgehalt des Roheisens.

0,8 % P im sauren Konverter gewonnen werden, also je 1000 t Roheisen 20 t Schlacke und darüber. Bei vollständiger Entfernung der Silikatschlacke, die aber aus vorstehenden Gründen nicht immer zweckmäßig ist, dürfte sich die Menge der Silikatschlacke nach H. Knop[4]) auf 100 t bei den oben geschilderten Bedingungen steigern lassen. Wird das vorgeblasene Roheisen mit niedrigen Silizium- und Manganwerten in den normales Thomaseisen enthaltenden Mischer mit höheren Silizium- und Mangangehalten zurückgekippt, so kann die Silikatschlacke immer abgeschlackt werden. Roheisensorten mit höheren Siliziumgehalten lassen sich auf diese Weise bequem und auf wünschenswert niedrige Werte,

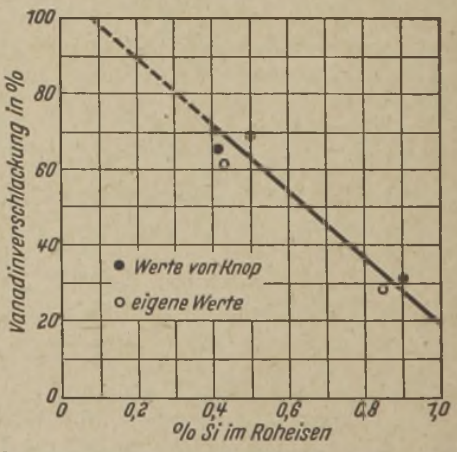


Bild 5. Vanadinverschlackung von Roheisen mit 0,1 bis 0,16 % V in Abhängigkeit vom Siliziumgehalt.

die bei 0,2 bis 0,3 % liegen, entsilizieren, wobei mit steigendem Siliziumgehalt die Blasezeit verlängert werden muß. Der Vanadingehalt in der Schlacke sinkt mit steigendem Siliziumgehalt im Roheisen naturgemäß ab, während der Hauptbestandteil der Schlacke, die Kieselsäure, anwächst. Aus *Bild 4* ist die Verlängerung der Blasezeit mit Erhöhung

[4]) Das Erblasen von Vanadin- und Silikatschlacke in einem sauer zugestellten Konverter im Thomaswerk der Gutehoffnungshütte, Oberhausen (nicht veröffentlicht).

des Siliziumgehaltes im Roheisen und die Abnahme des Vanadingehaltes der Silikatschlacke zu ersehen. Die Kieselsäurewerte erhöhen sich hierbei von rd. 40 % auf 50 % und darüber.

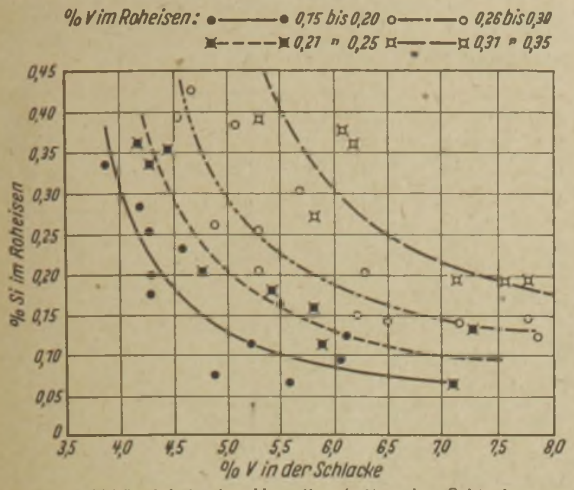


Bild 6. Abhängigkeit des Vanadingehaltes der Schlacke von verschiedenen Silizium- und Vanadingehalten im Roheisen. (Nach K. Mayer, Dortmund.)

Die Ausbeute an Vanadin aus dem eingesetzten Roheisen schwankt und richtet sich ebenfalls nach dem Siliziumgehalt. Die in *Bild 5* nach links gestrichelt weitergezogene Kurve gibt die praktische Erfahrung wieder, daß mit niedrigen Siliziumgehalten die Vanadinverschlackung vollständig verläuft. Ein normales Thomasroheisen liefert bei Siliziumgehalten von 0,10 % und Vanadingehalten von 0,10 bis 0,15 % eine gute Vanadinschlacke mit 3 bis 5 % V. Das Sinken des Vanadingehaltes in der Schlacke mit steigendem Siliziumgehalt gibt auch *Bild 6* wieder. Diese Werte wurden auf einem westdeutschen Hüttenwerk ermittelt und stellen die Ergebnisse eines ganzen Jahres dar.

Die Silikatschlacke wird mit Dachstaub und Thomasschlacke zusammen als Vanadinträger dem Hochofen zugesetzt. Hierbei kann eine Sinterung des anfangs erwähnten Dachstaubes dadurch umgangen werden, daß dieser zur flüssigen Thomas- oder Silikatschlacke im Schlackentopf zugegeben wird.

Liegt zum Vorblasen ein Roheisen mit hohem Siliziumgehalt vor, so steigt durch die stark exotherme Reaktion der Siliziumoxydation die Badtemperatur stark an, und es muß gekühlt werden. Die Kühlung im sauren Konverter erfolgt durch Walzzunder, Erz oder kleinstückigen Schrott. Große Schrottstücke lösen sich im Vorblasekonverter nicht auf. Der Erzzusatz spart Reduzierungskosten im Hochofen. Für das Thomaswerk ist nach E. Spetzler[5]) der Verbrauch von Erz genau so wirtschaftlich wie Schrottverbrauch.

Pfannen- und Rinnenfrischverfahren

(Vgl. auch den Schlußteil: Günstigste Arbeitsweise im Thomaswerk.)

Die Verblasevorgänge im Konverter sind Reaktionen großer Oberflächen und für chemische Umsetzungen langer Zeiten. Jeder Badteil kommt für die Dauer mehrerer Minuten mit dem Oxydationsmittel, der Luft, in Berührung und bringt bestmögliche Ausbeute an Oxyden. Die Menge an Oxyden in der Schlacke, hier an Vanadin, hängt vom Flüssigkeitsgrad der Schlacke ab, wird also ausschließlich von den Gleichgewichtsgesetzen und nicht von der Reaktionszeit bestimmt. Das bedeutet also, daß in einer Blasezeit von beispielsweise 6 min für 30 t Roheisen soviel Sauerstoff über die ganze Zeit zugeführt wird, daß alles Vanadin verschlackt wird und auch bei niedrigen Siliziumgehalten vollständig in der Schlacke bleibt. Die Konverterreaktionen können also unter günstigen Umständen vollständig verlaufen.

Im Gegensatz zu diesen physikalisch-chemischen Vollreaktionen sind die Pfannen- und Rinnenfrischverfahren Reaktionen kleiner Oberflächen und von kurzer Dauer. Die Ausbeute an Oxyden in der Schlacke muß dadurch verringert werden. Bei den Verfahren wird Feinerz oder Walzzunder in der Hochofenrinne oder in der Roheisenpfanne dem fließenden Eisen zugesetzt. Bei steigendem Roheisenspiegel in der Pfanne verringert sich die Eindringtiefe des Strahles und damit auch die Reaktionsoberfläche zwischen dem Walzzunder und dem Eisen. Dadurch erreicht der Vanadingehalt der Schlacke 1 % nur in seltenen Fällen, und die Vanadinverschlackung aus dem Roheisen beträgt je nach Temperatur und Siliziumgehalt 20 bis 30 %. Die dünnflüssige, an Vanadin angereicherte Schlacke wird vor dem Mischer abgezogen und dem Hochofen wieder zugeführt. So gewonnene Schlacken sind mengenmäßig gering.

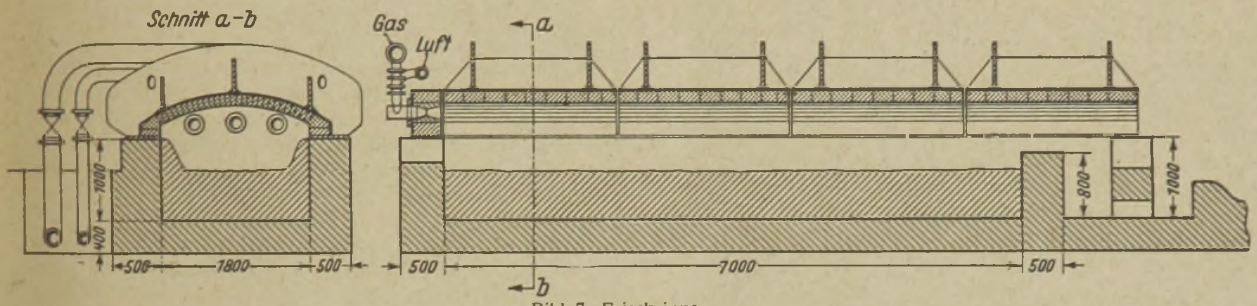


Bild 7. Frischrinne.

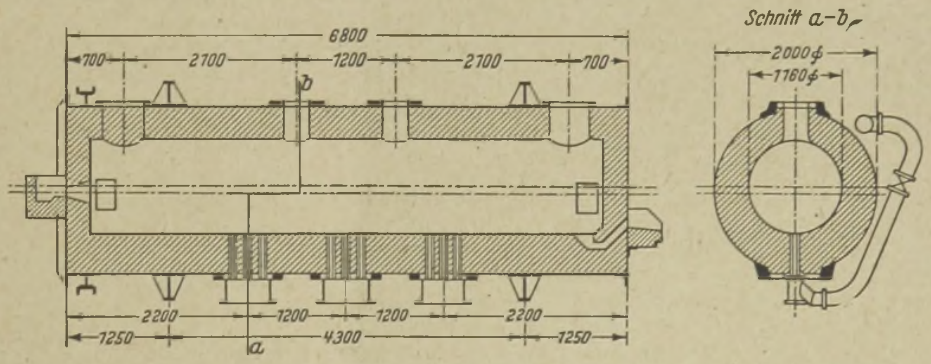


Bild 8. Röchlingsche Frischtrommel.

Trommel, nicht ausgestampft	= 19,800 m³
Trommel, ausgestampft	= 6,450 m³
Gewicht des Dolomits	= 38,400 t
Höhe des Düsenbodens	= 550 mm
Anzahl der Düsen: 9 × 7 = 63 Löcher von je 8 mm Dmr.	
Blasquerschnitt	31,60 cm²
Windverbrauch	rd. 200 Nm³ je t Roheisen
Winddruck	1,5 bis 2,5 atü

Inhalt der neuausgestampften Trommel bei einem Eisenstand von:	
50 mm	= 1,245 t
100 mm	= 1,870 t
150 mm	= 3,580 t
200 mm	= 5,250 t
250 mm	= 7,430 t

[5]) Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 865/70 u. 899/102 (Stahlw.-Aussch. 327).

Auch das russische Schrifttum gibt Werte über das Erzfrischen an. M. N. Soboliew und N. S. Krassilnikow[6]) vergleichen das Erzfrischen von Kertsch-Kriwoirog-Eisen mit dem Windfrischen von Uralmagnetitroheisen. Dabei fällt die Schlacke des mit 3 bis 4% Erz gefrischten Roheisens mit 0,5 bis 1,0 % V bei 1,0 bis 2,5 % P an. Bei höheren Erzzusätzen kann der Phosphorgehalt der Schlacke auf 8 bis 9 % steigen. Die Vanadinausbeuten sind auch nicht zufriedenstellend:

Vanadinausbringen Hochofen	90 %
Vanadinausbringen Pfannenfrischen . . .	40 %
Vanadinausbringen beim Auslaugen . .	65 %
Vanadinausbringen vom Erz ungefähr .	25 %

Hierbei muß noch bedacht werden, daß so niedrigprozentige Schlacken infolge der notwendigen Umsetzung großer Mengen nicht mehr als auslaugbar gelten. Eine Wiedereinsetzung von Vorschlacke bleibt auch unter Anrechnung des nochmaligen Verlustes im Hochofen vorzuziehen.

Um die Reaktionszeit zwischen festen Oxyden und dem Eisen zu verlängern, kamen G. Naeser und E. Ritter[7]) auf den Gedanken, die Reaktion auf dem Rinnen- oder Pfannenboden beginnen zu lassen, und stampften deshalb die Hochofenrinne und die Pfanne mit Walzzunder oder Erz aus, dem etwas Sand und Soda als Frischmittel beigegeben war. Das Roheisen steht dann in der Pfanne über dem sogenannten Bodenstein. In der Rinne steht es ebenfalls über dem Frischmittel in einer solchen Höhe, wie dem Gefälle der Rinne und der aus dem Hochofen ausfließenden Eisenmenge entspricht. Der sich aus dem Boden lösende Walzzunder steigt durch das Bad auf und hat eine längere Berührungszeit mit dem Eisen, als wenn er auf fließendes Eisen gebracht wird. Die Folge war eine Verbesserung des Vanadinausbringens. Durch diese Versuche angeregt, wurde eine auf ein gutes Vanadinausbringen berechnete Frischrinne *(Bild 7)* errichtet. Die wiederum mit Erz oder Walzzunder ausgelegte Rinne ist abgedeckt und beheizbar, um eine Abstrahlung des angestauten Eisens zu verhindern. Das Erz reagiert mit dem Eisen in dem Sumpf. Die aufgestiegene Schlacke fällt am Ende der Rinne zusammen mit dem Eisen über ein Wehr. Bei diesem Durcheinanderwirbeln erfolgt noch eine weitere Vanadinanreicherung der Schlacke. Anschließend trennt ein Fuchs Eisen und Schlacke quantitativ voneinander. Das Vanadinausbringen steigt bis auf 50 % und der Vanadingehalt der Schlacke erhöht sich beim Frischen von normalem Roheisen mit 0,12 bis 0,15 % V auf 1,5 bis 2,5 %, also auf höhere Werte als beim Pfannenfrischen. Bei kurzer Laufzeit des Hochofenabstiches von 15 bis 20 min für 50 t können die gleichen Ergebnisse erzielt werden wie beim Vorblasen von normalem Thomasroheisen. Diese Schlacke mit Kieselsäuregehalten von 20 % und Kalkgehalten meist unter 5 % ist als saurer Möllerträger ebenso erwünscht wie die im sauren Konverter erzeugte Vorblaseschlacke. Die Rinne bedarf jedoch einer sehr sorgfältigen Wartung. Um jeden Abstich frischen zu können, müßten je Hochofen zwei Rinnen vorhanden sein.

Frischtrommel- und Drehrohrofen-Verfahren

Ein weiterer Weg, die Thomaswerksanlage für die Vanadingewinnung auszuschalten, wurde von den Röchlingschen Eisen- und Stahlwerken in Völklingen beschritten[8]). Hier läuft das vanadinhaltige Roheisen am Hochofen durch eine Frischtrommel *(Bild 8)*. Der Roheiseneinlauf liegt auf der linken Seite. Auf dem Wege zum Abstich an der rechten Seite wird das Roheisen durch drei Düsenböden gefrischt. Um bei dieser Arbeitsweise einen regelmäßigen Eisenfluß in der kontinuierlich arbeitenden Fischtrommel zu erreichen, wird das Vanadinroheisen nicht unmittelbar aus dem Hochofen, sondern über Umschmelzen im Kupolofen der Frischtrommel zugeführt. Beim Frischen ist die genaue Einstellung von zugeführter Windmenge zur Höhe des Eisenstandes und Menge der Eisenbegleiter zu beachten, um eine gute Vanadinausbeute zu erlangen. Durch Walzzunderzugabe kann die Frischwirkung erhöht werden. Mit dieser Frischtrommel wird nicht nur eine Vorschlacke, sondern auch eine hochprozentige Vanadinschlacke erzeugt, die der Zusammensetzung von Konverter-Vanadinschlacke entspricht. Die erreichbaren Werte werden wie folgt angegeben:

	C %	Si %	Mn %	P %	V %
Roheiseneinlauf	2,9	0,3	2,6	5,5	0,7
Roheisenablauf	2,5	0,0	0,1	5,5	0,01
	V %	SiO_2 %	P %	Mn %	Fe als FeO %
Vanadinschlacke	10,0	15,0	2,0	30,0	20,0

So verlockend der Gedanke des Ausschaltens des Konverters ist, so hat die Frischtrommel doch eine schwache Stelle, und das ist der auswechselbare Düsenboden, der nur wenige Blasestunden hält. Zu seiner Instandsetzung muß die Trommel häufig stillgesetzt werden, so daß wenigstens zwei Trommeln notwendig sind, um die kontinuierliche Erzeugung zu gewährleisten. Die Leistung einer solchen Anlage wird mit 25 bis 30 t Roheisen je h angegeben. Zwei Trommeln, wahrscheinlich sogar drei, können bei ununterbrochenem Betrieb 600 bis 700 t Roheisen je Tag frischen. Das vorgefrischte Eisen wird entweder fest abgegossen oder dem Roheisenmischer zugeführt. Hierbei muß darauf geachtet werden, daß die Roheisenpfannen bei langem Weg zwischen Hochofen und Thomaswerk besonders sorgfältig abgedeckt werden.

Zur Herstellung von Vanadinroheisen und Vanadinschlacke ist auch das Verfahren der Stürzelberger Hütte[9]) eingeschaltet worden. Vorschläge führten hier zu Patentanmeldungen, nach denen ein vanadinhaltiges Roheisen vornehmlich aus Thomasschlacke erschmolzen wird, aus dem dann Phosphor neben Vanadin gewonnen werden kann. Im mit Kohlenstaubbrennern beheizten Drehflammofen wird eine Thomasschlacke mit 30 % Reduktionskohle und 50 % saurer Hochofenschlacke eingesetzt. Das erschmolzene Roheisen hat 4,5 % C, 10 % Mn, 20 % P, 2,5 % V und Spuren Silizium. Dieses Eisen soll durch thermischen Umsatz mit Alkalikarbonat auf phosphorsaure Salze verarbeitet werden. Der verbleibende Rückstand an Metalloxyden, bestehend aus Eisenoxyden, Manganoxyden und Vanadinoxyden, wird mit 25 % Reduktionskoksgrus im Stürzelbergofen zu Metall reduziert. Das hierbei anfallende Roheisen hatte 3,5 % V und war phosphor-, schwefel- und siliziumarm oder -frei. Im sauren Kleinkonverter verblasen, erhielt man eine Schlacke, die neben geringer Menge an Kieselsäure und Kalk rd. 30 % V enthielt. Diese Schlacke kann dann entweder über das Röstlaugeverfahren auf Vanadin verarbeitet oder gleich als Vanadinträger im Elektroofen eingesetzt werden, wozu sich die Schlacken besonders gut eignen, da sie fast phosphorfrei sind. Im Großbetrieb ist dieser Weg jedoch noch nicht beschritten worden, und es bleibt zu untersuchen, ob er wirtschaftlich neben den bekannten Gewinnungsarten bestehen wird.

Betriebliche Durchführung der Vanadinschlackenverfahren

Im vorstehenden wurden grundsätzliche Fragen behandelt, die die Herstellung von Vanadinvorschlacke und Vanadinschlacke aus normalem Thomasroheisen und aus vanadinangereichertem Roheisen betreffen. Als vanadinangereichertes Roheisen sind dabei alle Roheisensorten zu verstehen, deren Vanadingehalte über 0,2 % liegen. Die Verarbeitung des Vanadinroheisens wird in den einzelnen Hüttenwerken häufig unterschiedlich durchgeführt, und es sind folgende Wege zur Vanadinschlackengewinnung beschritten worden:

Das Vanadinroheisen wird bei der Firma Hoesch AG., Dortmund, in einem Trommelmischer gesammelt, dann in

[6]) Vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 962/64.

[7]) Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 217/22 u. 241/45 (Stahlw.-Aussch. 394).

[8]) DRP. Nr. 734 120 vom 24. Januar 1937; vgl. Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 706.

[9]) Eulenstein, F., und A. Krus: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 6/12 (Hochofenaussch. 158); Bading, W., und A. Krus: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1457/60 (Hochofenaussch. 179).

einem 20- oder 40-t-Konverter vorgeblasen und in einen anderen, normales Thomasroheisen enthaltenden Mischer zurückgekippt. Ebenfalls vorhanden ist ein Gießfeld, in das das vorgeblasene Eisen gekippt werden kann. Das Vanadinroheisen aus dem Mischer ist wegen der langen Durchsatzzeit in der Temperatur sehr niedrig, aber gut verblasbar. Der Grund hierfür dürfte mit dem hohen Phosphorgehalt (> 5 %) zusammenhängen, da ein höher phosphorhaltiges Eisen stets dünnflüssig ist. Der Konverterauswurf wird als staubförmig angegeben; die Auswurfmengen sind gering. (Eigene Erfahrungen haben das Auftreten von staubförmigem

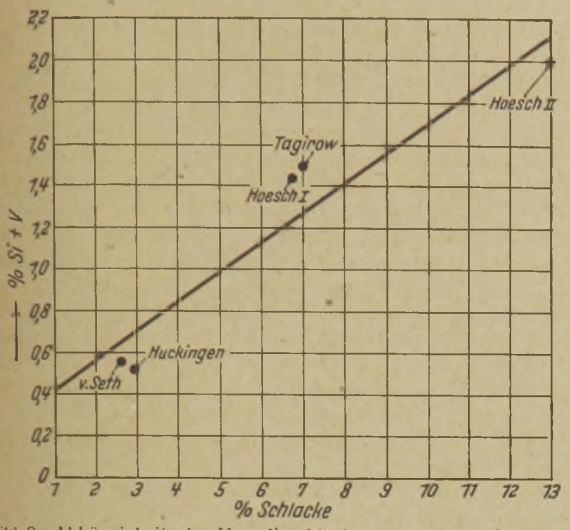


Bild 9. Abhängigkeit der Vanadinschlackenmenge vom Gehalt des Roheisens an Silizium + Vanadin.

Auswurf bestätigt. Dieser Auswurf setzt sich an den Kaminwänden sehr fest. Ein häufigeres Anspritzen der Kaminwände mit Lehm oder Kalk hat sich als günstig erwiesen.) Bei Hoesch wird sehr häufig bis zum Uebergang geblasen, weil die Vanadinwerte im Roheisen hoch liegen. Beim Blasen bis zum Uebergang ist bei Roheisensorten über 1 % V stets eine gute Vanadinverschlackung zu verzeichnen. Im Mittel betrug die Vorblasezeit bei 20 t Roheisen 6 min. Beim Blasen ist anfangs keine Flamme zu beobachten; erst nach einigen Minuten wird die blaue Flamme sichtbar. Das Eisen ist nach dem Vorblasen, auch wenn Schrott gegeben wird, sehr flüssig. Eigene Beobachtungen haben die Erscheinung bestätigt. Man ist in der Lage, mit solchem vorgeblasenen Eisen Pfannenansätze in Stahlpfannen auszuschmelzen. Die anfallende Vanadinschlacke ist teigig bis trocken krümelig. Bei einer trocken krümeligen Schlacke wird nach dem Vorblasen das Roheisen in eine Kipppfanne ausgeschüttet. Hierbei bleibt die trocken krümelige Schlacke im Konverter zurück und wird nach beendetem Ausfließen des Roheisens durch vollständiges Durchkippen des Konverters in den Schlackentopf entleert.

Die Vanadinschlackenmenge richtet sich nach der Menge der Eisenbegleiter des Roheisens. Bei hohem Siliziumgehalt wird die Vanadinschlackenmenge groß und diese auch dünnflüssiger. Je höher der Vanadingehalt im Roheisen ist, desto höher ist ebenfalls die Schlackenmenge. Bei anomalem Wechsel im Mangangehalt und im Eisengehalt der Schlacke ist natürlich durch diese Stoffe eine Beeinflussung der Schlackenmenge zu erwarten. *Bild 9* gibt den Entfall an Schlacke in Abhängigkeit vom Silizium- und Vanadingehalt des Roheisens an.

Das russische Schrifttum schildert die Verhüttung der 0,5 % V und mehr enthaltenden Magnetiterze. Während die direkte Verarbeitung auf Vanadin betrieben wird, scheint der näherliegende und in der Ausbeute wahrscheinlich auch bessere Weg über das Roheisen mit nachgeschaltetem Windfrischen noch nicht betriebsmäßig beschritten worden zu sein. Einen Verblaseversuch gibt Tagirow[9]) mit Titanmagnetiterzen von Kusinsk an. Das Roheisen hatte bei 1,28 % Si 0,18 bis 0,30 % V. Es mußte bis zum Uebergang geblasen werden, um 85 bis 90 % des Vanadins aus dem Eisen zu frischen. Die Schlacke in einer Menge von 7 % vom Roheisen hatte 3,7 bis 7,6 % V (vgl. *Bild 9*). Die Anteile an Chrom und Titan in der Schlacke entsprachen dem höheren Gehalt dieser Elemente im Roheisen. Die angegebenen Werte sind jedoch nicht näher zu erörtern, da die Schlacke mit 54 bis 60 % SiO_2 für heutige Begriffe nicht gut ist.

Die Arbeitsweise in Huckingen ist so, daß das Vanadinroheisen in einem Mischer gesammelt und dann in einem eigens hierfür abgestellten Konverter vorgeblasen wird. Das vorgeblasene Eisen hat entsprechend dem Vanadingehalt des Ausgangsroheisens einen Phosphorgehalt von 3,5 bis 4 %. Dieses Eisen wird aus Gründen der Kranarbeit in einem zweiten Konverter sofort fertiggeblasen, wobei, wie schon erwähnt, die Feststellung gemacht wurde, daß ein Phosphorgehalt im Vanadinroheisen über 3,6 % unzweckmäßig ist. Die aus einem Roheisen mit 3,0 % C, < 0,2 % Si, 1,0 % Mn, 3,5 bis 4 % P und 0,35 % V erblasene Vanadinschlacke hatte im versandfähigen Vanadinmehl folgende Zusammensetzung: 15,0 % SiO_2, 26,0 % Fe, 20,0 % Mn, 3,2 % P, 7 % CaO, 2,9 % MgO, 8,7 % V, 12,2 % Granalien.

H. Bansen[10]) gibt eine andere Arbeitsweise zur Herstellung von Vanadinschlacke an. Zur besseren Konverterausnutzung wurde ein Eisen hergestellt mit Agglomerat aus Dachstaub und gemahlener Thomasschlacke zuzüglich stückiger Thomasschlacke und Talbotschlacke. Das Roheisen hatte 1,0 % C, 18 % P, 1,4 bis 1,8 % V. Die Schlacke fiel mit 10 % V an. Das Vorblaseeisen wurde im Gießbett ausgeschüttet und als Phosphorträger dem Hochofen wieder zugeführt. Diese Arbeitsweise ist mit einigen Aenderungen vielfach aufgegriffen worden. Die vor allem auf der Basis Thomasschlacke erblasenen Roheisensorten hatten dann eine Zusammensetzung von 0,8 bis 1,2 % V bei Phosphorwerten von rd. 10 %. Die Siliziumgehalte liegen zwischen 0,4 und 0,7 %. Die Höhe des Vanadingehaltes ist hierbei als besonders angenehm anzusehen, da hierdurch bei kurzer Betriebszeit des Vorblasekonverters eine hohe Vanadinausbeute erzielt wird.

Weiter muß das zweistufige Verblaseverfahren[11]) genannt werden. Dieses sieht das Vorblasen von Vanadinroheisen oder sogar Thomasroheisen unter vorheriger Entfernung des Siliziums aus dem Roheisen vor. Dabei wird durch kurzes Blasen des Roheisens in einem basischen Konverter das Silizium zusammen mit einem Teil des Mangans verschlackt. Bei genügend hoher Temperatur wird eine Vanadinverschlackung weitgehend vermieden. Nach dem Entfernen der Mangansilikatschlacke wird in demselben Konverter auf Vanadinschlacke weitergeblasen. Bei niedriger Temperaturführung ist dann die Vanadinschlacke bei dem siliziumfreien Roheisen krümelig und wird vom Bad mit Krätzern abgezogen. Es muß bis zum Uebergang geblasen werden, um auch bei Vanadingehalten im Roheisen von 0,12 bis 0,15 % eine vollständige Vanadinverschlackung zu erzielen (s. am Schluß dieses Abschnittes). Die in der ersten Stufe entstandene Silikatschlacke läßt sich schlecht vom Konverter abziehen; wenn jedoch kurz vor Beendigung des Siliziumverblasens Kohlenstoff zugesetzt wird, entsteht eine blasige und voluminöse Schlacke. Eine solche Schlacke soll sich im Gegensatz zur sonstigen Silikatschlacke gut vom Bad durch bloßes Abblasen fast vollständig trennen lassen. Diese Arbeitsweise ist aber auch nicht ideal und nur dann zu vertreten, wenn bei der Vanadinroheisenherstellung ein höherer Siliziumgehalt nicht zu vermeiden ist. Ein Thomasroheisen mit 0,15 % V kann, wenn es so verblasen wird, eine Schlacke mit 3 bis 4 % V liefern. Die Arbeitsweise ist jedoch unwirtschaftlich und mit der Herstellung von Vanadinschlacke aus vanadinangereichertem Roheisen nicht zu vergleichen, zumal da ein Mehrfaches an Chargen erblasen werden muß gegenüber angereichertem Roheisen. Eisenverlustquellen sind aber beim Abschlacken nicht zu

[10]) Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1179.
[11]) DRP. Nr. 710 753 vom 28. März 1937 mit Zusatzpatent Nr. 716 986 vom 22. Januar 1938; vgl. Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 851.

vermeiden, und dort, wo die geringste Menge an Roheisen mit hohem Vanadingehalt zu verblasen ist, sind auch die Verlustquellen am geringsten.

Der Einfluß der Blasezeit

Ueber die Dauer der Blasezeit zur Vanadinverschlackung berichtet schon R. v. Seth[3]), daß diese innerhalb einiger Minuten beendet sei. Bei 0,35 % V wurden bereits Vorblasezeiten von 0,2 min/t Roheisen angegeben. Die Praxis lehrt dazu als allgemeine Richtlinie, daß die Vanadinverschlackung stets vor dem Uebergang beendet ist, wenn der

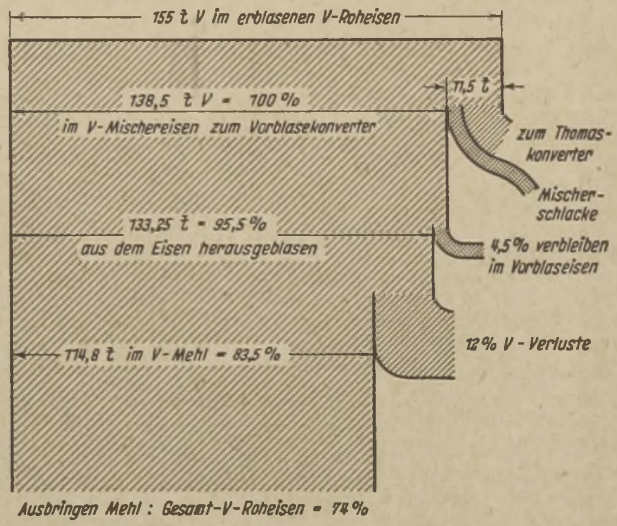


Bild 10. Vanadinverlustquellen vom Roheisen zum Mehl.

Vanadingehalt im Roheisen unter 1 % liegt. Bei Vanadingehalten über 1 % muß bis zum Uebergang geblasen werden. Ein Blasen über den Uebergang hinaus führt zu keinem Erfolg, macht nur die Schlacke bei höherem Eisengehalt dünner.

Eine Ausnahme bildet das schon beschriebene zweistufige Blaseverfahren. Hier wird jedes Vanadinroheisen, auch solches mit 0,2 bis 0,3 % V, bis zum Uebergang geblasen. Der Grund für diese lange Blasezeit sind die Granalien der Schlacke. Beim Rösten der Schlacke im Drehrohrofen wurde nämlich festgestellt, daß bei Kohlenstoffgehalten der Granalien über 2 % ein Zusammenbacken der Schlacke stattfindet. Die Rösttemperatur scheint hier gegenüber anderen Werken, die diese Anstände noch nicht hatten, sehr hoch zu liegen. Bei einer Blasezeit bis zur beendeten Vanadinoxydation von 0,2 bis 0,3 min/t liegt der Kohlenstoffgehalt immer noch bei wenigstens 1 %. Beim Blasen bis zum Uebergang ist aber der Kohlenstoffgehalt mit 0,05 % fast ganz entfernt, und die beschriebene Gefahr des Zusammenbackens beim Rösten ist behoben.

Das Stahlausbringen

In diesem Zusammenhange sind Werte über Stahlausbringezahlen wichtig. Durch die Abschlack- und Umfüllarbeit ist ein höherer Eisenverlust nicht zu vermeiden. Allgemein dürfte dieser bei guten Vanadineisensorten, das sind solche mit niedrigem Silizium bei hohen Vanadingehalten, zusätzlich zum normalen Abbrand 4 % nicht übersteigen. Beim Verblasen eines hochsiliziumhaltigen Eisens erhöht er sich noch, da das Eisen außer in den Granalien durch stärkeren Auswurf verlorengeht. Dabei kann sich der Verlust verdoppeln, so daß über den normalen Eisenabbrand beim Thomasverfahren hinaus 8 % Verluste in schlechtesten Fällen auftreten können. Beim zweistufigen Blasen, also Herausblasen des Siliziums, anschließend Vanadinschlackeblasen und zum Schluß Fertigblasen des Stahles, sind hohe Verluste ebenfalls nicht zu vermeiden. Es ergibt sich somit, daß ein hochvanadinhaltiges Roheisen den geringsten Eisenverlust aufweist.

Das Vanadinausbringen

Ueber das Vanadinausbringen vom Erz bis zum versandfähigen Vanadinmehl sind mehrfach Angaben gemacht worden, die zum Teil starke Schwankungen in den Zahlen aufwiesen. Wenn auch durch die Erfahrung der Jahre die Ermittlungsgrundlagen genauer wurden, gehen die Werte doch immer noch stark auseinander. Sie bewegen sich meist in folgenden Grenzen: Vanadinausbringen am Hochofen vom Erz bis zum Roheisen 60 bis 66 %, Ausbringen im Stahlwerk vom Roheisen bis zum Vanadinmehl 70 bis 85 %. Die großen Unterschiede, vor allem im Stahlwerk, erklären sich so, daß einmal der Siliziumgehalt des Roheisens und damit die Höhe des Kieselsäuregehaltes in der Schlacke das Vanadinausbringen beeinflußt, anderseits aber auch die rein handwerkliche Arbeit für die Vanadinausbeute ausschlaggebend ist. Aus den zur Verfügung stehenden Unterlagen seien zwei näher betrachtet. *Bild 10* gibt das Ausbringen vom Roheisen zum Mehl und die auftretenden Verluste wieder. Von den ersten 11,5 t ist nur der Teil Verlust, der in den Thomaskonverter geht. Hierbei handelt es sich vornehmlich um zu heiße Abstiche. Die Mischerschlacke mit 0,6 % V geht wieder zum Vanadinhochofen. Für die prozentuale Errechnung des Vanadinausbringens wird das in den Vorblasekonverter gelangende Eisen gewertet. Im Vorblaseeisen bleiben 4,5 % V zurück. Die größte und bei günstigster Arbeitsweise am besten zu beeinflussende Verlustquelle liegt in den 12 %, die vom Vorblasen auf dem Weg zum fertigen Mehl verlorengehen. Durch gleichmäßige Arbeitsverfahren lassen sich diese 12 % im Dauerbetrieb wahrscheinlich senken. *Bild 11* gibt die größeren Zusammenhänge wieder. Ausgehend vom normalen Thomasroheisen, von dem ein Teil Vanadin in die Silikatschlacke geht, wird die Vanadinberechnung bis zum Mehl durchgeführt. Ein Teil der Silikatschlacke aus Thomaseisen mit niedrigem Siliziumgehalt wird sogleich der Vanadinschlacke zugeschla-

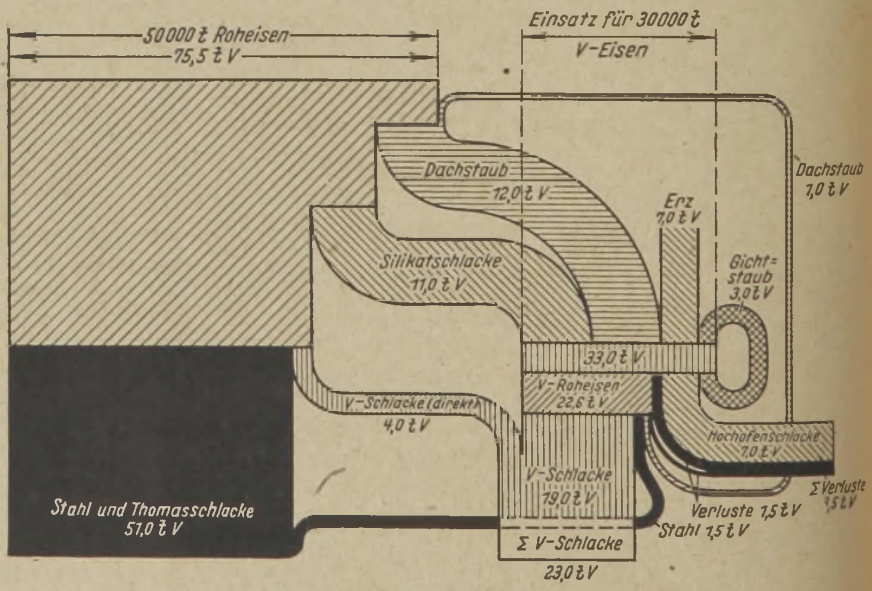


Bild 11. Vanadin-Strombild über 50 000 t Mischerroheisen nach dem Verfahren der Gutehoffnungshütte, Oberhausen.

gen, der größte Teil mit Dachstaub und Vanadinerzen im Vanadinhochofen eingesetzt. Das Ausbringen von 19 t Vanadin in der Schlacke aus 22 t Vanadin im Vanadinroheisen in Höhe von 87 % ist außergewöhnlich hoch.

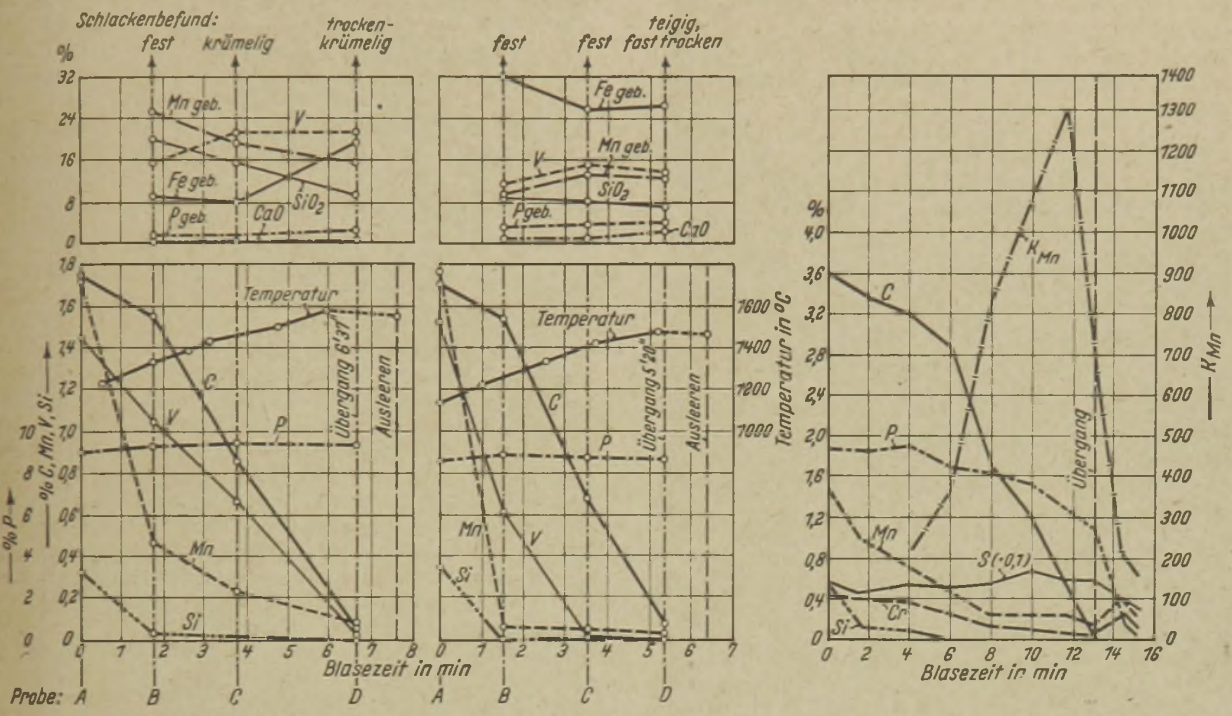
Der Frischverlauf

Eine eingehende Darstellung des Frischverlaufes bei verschiedenen Arbeitsweisen im Vorblasekonverter gibt

A. Harr[1]). Beim Vorblasen ohne Zusätze ist eine Silizium-Mangan-Verbrennung mit anfänglich großer Geschwindigkeit zu beobachten. Die Kohlenstoffoxydation bleibt zurück. Wenn das Silizium verschlackt ist, ist die weitere Abnahme des Mangangehaltes langsamer. Diese beim Blasen ohne Kalk festgestellten Erscheinungen sind von W. Bading[12]) beim Blasen normaler Chargen ebenfalls beobachtet worden. Die Vanadinabnahme bis zum Uebergang erfolgt geradlinig bei Vanadingehalten von 1,4 %. Die Blasezeit für dieses Eisen beträgt bis zum Uebergang 6 min 37 s für 20 t Eisen.

Der Temperaturanstieg, mit „Bioptix" am blasenden Konverter gemessen, ergab einen geradlinigen Verlauf. Der Frischverlauf bei einem Roheisen mit hohem Mangangehalt über 4 % und Schrottzugabe ist der gleiche wie vorher geschildert. Der hierbei notwendige Schrottverbrauch ist verständlich, da die zusätzliche große Wärme der Manganverbrennung gebunden werden muß. Schmelzen mit einem Gehalt von Si : V wie 1 : 1 verlaufen ähnlich. Die Schlacke ist teigig. Bei hohen Kieselsäuregehalten in der Schlacke findet eine geringere Phosphorverschlackung statt als bei Schlacken mit niedrigen Kieselsäuregehalten. Hier ist das Eisen weitgehend als Silikat gebunden, so daß wenig Eisen für die Bindung des Phosphors übrigbleibt.

Bei einer Zugabe von Walzzunder ist eine Veränderung im Kurvenverlauf festzustellen *(Bild 12)*. Es werden hier verglichen eine Schmelze normaler Temperaturführung, eine mit Zunderzusatz und eine normale Thomasschmelze. Die beiden Bilder von Harr weisen nach, daß durch das Einbringen von Erzsauerstoff eine schnellere Oxydation von Silizium-Mangan-Vanadin erfolgt. Die Blasezeit bis zum Uebergang ist kürzer, sie beträgt 5 min 20 s bei der 20-t-Schmelze gegenüber 6 min 37 s beim Blasen ohne Zunderzusatz. Die Verkürzung der Blasezeit beträgt rd. 20 %. Die Vanadinverschlackung war allerdings schon nach 3½ min beendet. Durch den hohen Zunderzusatz erfolgt eine große Eisenaufnahme der Schlacke, ebenfalls hat diese Schlacke einen höheren Phosphorgehalt. Die Eisengehalte betragen bei den beiden Schlacken 19 und 26 %, der Phosphorgehalt entsprechend 2,5 und 4 %. Der Temperaturanstieg beim Zunderzusatz ist wiederum geradlinig. Die Endtemperatur liegt aber infolge der Kühlwirkung des Erzes um 70° niedriger. Die Schlacke wird dünner und die Schlackenmenge größer. A. Harr berechnet eine Vergrößerung der Schlackenmenge durch unverbrauchtes Erz. Der Granaliengehalt bei Schlacken aus Vanadinroheisen ohne Sinterzusatz ist hoch, wenn die Schlacke trocken krümelig anfällt. Hierbei wird während der Schlackenbildung das Eisen von der Schlacke eingeschlossen und nicht wieder freigegeben. Die Granalienanteile solcher Schlacken betragen oft 30 % und darüber. Bei Zugabe von Sinter ist der Granalienanteil niedriger, da die Schlacke teigig ist. Teigige Schlacken sind im Granalienanteil am günstigsten; ihr Gehalt übersteigt 15 % meist nicht. Bei dünner Schlacke steigt der Granalienanteil nach eigenen Erfahrungen wieder auf Werte von 20 % an, und zwar dadurch, daß bei der Durchwirbelung von Eisen und Schlacke in der Pfanne eine Durchsetzung der Schlacke mit Granalien stattfindet.



Frischverlauf der Schmelze I. Einsatz: 20 400 kg Roheisen (nach A. Harr).

Frischverlauf der Schmelze IV. Einsatz: 20400 kg Roheisen, 1680 kg Walzzunder (nach A. Harr).

Thomasschmelze (nach W. Bading).

Bild 12. Frischverlauf beim Vorblasen auf Vanadinschlacke.

Der Vanadingehalt der Schlacke sinkt bei Zunderzusatz ab, entsprechend dem Anstieg des Eisens in der Schlacke. Der Vanadingehalt im Vorblaseeisen mit Zunder liegt niedriger als beim Blasen ohne Zunder. Bei hohem Gehalt an Eisenoxydul ergibt sich nach F. Körber[13]) eine bessere Verschlackung. Hier ist der niedrige Vanadingehalt im Vorblaseeisen bei dem hohen Eisengehalt der Schlacke verständlich. Natürlich gilt dies nur bei Betrachtung von Schlacken aus gleichem Roheisen.

Als Vergleich zu den beiden Schmelzen mit und ohne Zunderzusatz sind in *Bild 12* die Frischkurven einer normalen Schmelze nach den Untersuchungen von W. Bading[12]) eingezeichnet. Auch hier ist das Verhalten von Silizium und Mangan gleichartig. Besonders hinzuweisen ist auf die Chromkurve, die eine Uebereinstimmung mit der Silizium-, vor allem aber mit der Mangankurve zeigt. Im Gegensatz zu den Vanadinvorblaseschmelzen nimmt hier der Phosphorgehalt durch den mitverblasenen Kalksatz ab.

Bei niedrigem Vanadingehalt von 0,35 %, wie er meist in Huckingen vorliegt, ist die Blasezeit viel kürzer und beträgt nur 0,2 min/t Roheisen für das Vorblasen. Bei dem niedrigen Siliziumgehalt von 0,20 % im Roheisen genügt diese Blasezeit, um das Vanadin auf etwa 0,02 % zu ver-

[12]) Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 409/16 (Stahlw.-Aussch. 304).

[13]) Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 433/44 (Stahlw.-Aussch. 305).

schlacken. Bei dieser kurzen Blasezeit konnte eine Beeinflussung durch Zugabe von Walzzunder oder Erz nicht mehr beobachtet werden, zumal da sich die Zugabe eines festen Frischmittels schon verbot, weil die Schlacke dünner wurde und, wie auch oben bereits angegeben, weniger Vanadin enthält. Herzog[14]) nimmt an, daß die beste Vanadinverschlackung bei kurzer Blasezeit eintritt, wenn der Siliziumgehalt des Roheisens möglichst hoch zum Mangangehalt liegt. Nach eigener Beobachtung ist bei Mangangehalten im Roheisen von 1 % auch bei niedrigsten Siliziumgehalten von 0,2 % und geringer sowie Vanadinwerten von 0,35 % die Blasezeit sehr kurz. Hierbei entfällt eine krümelige Schlacke. Die Angaben von Herzog[14]) können sich demnach nur auf flüssige Schlacken beziehen.

Die Gleichgewichtsgesetze bei der Vanadinschlackenherstellung sind meist denkbar einfach. Bei dünner Vanadinschlacke, wie sie als Silikatschlacke stets anfällt, gelten die von Körber[13]) aufgestellten Gesetzmäßigkeiten. Danach erhöht ein hoher Eisenoxydulgehalt die Aufnahmefähigkeit der Schlacke für Vanadin, so dargestellt, daß das Verteilungsverhältnis Vanadin in der Schlacke zum Vanadingehalt im Eisen (V) : [V] mit wachsendem Eisenoxydulgehalt ansteigt. Bei basischen Schlacken ist das Verschlackungsverhältnis größer als bei saurer Schlacke. Silikatschlacken sind stets sauer. Bei einer solchen Erhöhung des Kieselsäuregehaltes der Schlacke tritt eine Vanadinreduktion ein. Dieses deckt sich vollauf mit den praktischen Erfahrungen *(s. Bild 5 und 6)*. Phosphor verhält sich wie Vanadin, so daß bei hohen Eisenoxydulgehalten der Schlacke hohe Phosphorwerte gebunden werden. Mit steigendem Kieselsäuregehalt wird die verschlackte Phosphormenge wieder geringer.

Bei trockener Schlacke gelten diese nur für flüssige Schlacke gültigen Gesetze nicht. Die einmal erreichten Vanadinwerte in der Schlacke bleiben erhalten, ohne daß eine Rückläufigkeit eintritt. Der Grund hierfür ist das Auftreten einer spinellartigen Verbindung $FeO \cdot V_2O_3$ in der festen Phase der trockenen Schlacke, die sehr beständig ist. Zudem vermögen Spinelle ihre Oxyde zu lösen, so daß das Vanadin in der trockenen Schlacke quantitativ gebunden werden kann. Der Phosphor bildet wahrscheinlich ein nicht so stabiles Phosphat $Fe_3O_4 \cdot P_2O_5$, das bei Anwesenheit von Kieselsäure wieder reduziert werden kann. Während also das Vanadin in der trockenen Schlacke quantitativ gehalten wird, ist die Phosphoraufnahme nicht so hoch, daß sie bei der Vanadingewinnung hinderlich werden könnte.

Der Einfluß der Temperatur

Der Einfluß der Roheisentemperatur ist schon häufig erörtert worden und hat zu teilweise irrigen Auffassungen geführt, die zeitweise in der Erkenntnis gipfelten, daß nur bei niedriger Roheisentemperatur eine schnelle und bei höherer Temperatur eine langsame Vanadinoxydation eintritt.

Die Roheisentemperatur beeinflußt die Vanadinverschlackung insofern, als bei niedriger Temperatur die Vanadinverschlackung schnell vor sich geht, bevor die bei höherer Temperatur lebhaft einsetzende Kohlenstoffverbrennung den größten Teil des Sauerstoffes für sich beansprucht, während bei höherer Anfangstemperatur des Roheisens mit der sehr schnell einsetzenden Kohlenstoffverbrennung eine Verschleppung der Vanadinoxydation auftritt. Diese für eine dünne Vanadinschlacke eindeutig zu beobachtende Erscheinung verwischt sich bei krümeliger Schlacke. Nach eigener Erfahrung ist lediglich der mechanische Zustand der Schlacke, ob flüssig oder krümelig, für die Blasezeit maßgebend. Natürlich gelten diese Bedingungen immer wieder nur beim Vergleich von Eisensorten, deren andere Eisenbegleiter, wie z. B. Mangan, in der Höhe nicht aus dem Rahmen fallen, und bei vergleichbar gleichen Vanadinwerten im Roheisen.

Nach diesen Feststellungen sind auch die Ermittlungen von A. Harr[1]) zu verstehen, wonach eine niedrige Roheisentemperatur die Oxydationsgeschwindigkeit des Vanadins vergrößert und die Kohlenstoffverbrennung verlangsamt. Bei hohen Temperaturen ist es umgekehrt, d. h. die Kohlenstoffverbrennung setzt sehr bald lebhaft ein und beansprucht dann so viel Sauerstoff für sich, daß die Vanadinoxydation zurückbleibt.

Eigene Beobachtungen gehen dahin, daß bei niedrigem Siliziumgehalt im Roheisen die Höhe der Temperatur keinen Einfluß auf die Vanadinverschlackung hat, und zwar sowohl auf die Blasezeit als auch auf die Menge des verschlackten Vanadins, weil bei niedrigen Siliziumgehalten die Schlacke krümelig anfällt. Die Blasetemperatur wurde in Huckingen sowohl durch Erz als auch durch festes Roheisen oder kleinstückigen Schrott geregelt. Wenn die Schrott- oder Erzzugabe beim Roheisen mit niedrigem Siliziumgehalt keinen Einfluß hat, kann hierbei das Kühlmittel aus dem Vorblasekonverter bedenkenlos fortgelassen werden, ohne daß dadurch die Menge des verschlackten Vanadins oder die Beschaffenheit der Schlacke beeinflußt wird. Wohl empfiehlt es sich, bei Roheisensorten mit Phosphorgehalten über 3,5 % schon aus dem Grunde im Vorblasekonverter Schrott zu geben, daß nicht der nachgeschaltete Fertigblasekonverter die gesamte Schrottmenge zu verarbeiten hat, weil hier die Blasezeit sehr abgekürzt wird und damit die Zeit für die Auflösung des Schrotts kurz ist.

Bemerkenswert ist der Frischverlauf einer Schmelze mit hohen Anfangstemperaturen von 1500°. Die Reihenfolge des Abbrennens der Eisenbegleiter ist wieder die gleiche, gleichgültig, mit welcher Temperatur ein Roheisen verblasen wird und ob dieses Verblasen mit oder ohne Kalkzusatz erfolgt.

Vanadinschlacke mit hohem Vanadin- und niedrigem Phosphorgehalt

Im Konverter hergestellte Schlacken müssen chemisch aufbereitet werden, da der hohe Phosphorgehalt der Schlacke eine unmittelbare Verwendung verbietet. Es hat aber nicht an Versuchen gefehlt, den Vanadingehalt der Schlacke bei gleichzeitigem Sinken des Phosphors zu erhöhen. A. Harr[1]) gibt eine Darstellung eines Eisens mit solch hohen Vanadin- und niedrigen Phosphorgehalten. Danach wird eine normal aufgekohlte Thomas-Duplexschmelze im Elektroofen eingesetzt und Vanadinschlacke nach der Bildung der Kalkschlacke zugesetzt und das Vanadin ins Bad reduziert. Dieses gelang so, daß ein Bad mit 2,15 % C, 0,09 % Si, 5,68 % Mn, 0,92 % P, 0,45 % Cr, 2,63 % V abgestochen und anschließend beim Verblasen im Konverter eine phosphorärmere Vanadinschlacke mit 13,2 % V und 0,64 % P gewonnen werden konnte. Ueber das Metallausbringen im Elektroofen und im Thomaswerk unterrichtet *Zahlentafel 3*.

Zahlentafel 3
Metallausbringen im Elektroofen und Thomaswerk

	Im Lichtbogenofen wird aus der Schlacke in das Metallbad reduziert %	Im Konverter wird aus dem Metallbad in die Vanadinschlacke gefrischt %	Gesamtausbringen %
Vanadin	74,0	82,3	60,9
Mangan	66,0	78,6	51,9
Chrom	100,0	73,1	73,1
Eisen	60,07	—	—

Die Kosten dieses Verfahrens sollen im Rahmen der Zahlen für die chemische Aufbereitung liegen. Diese Vanadinschlacke mit 0,64 % P kann im Elektroofen gleich zum Zulegieren verwendet werden, und zwar wirtschaftlich bei Stählen mit einem Vanadingehalt von 0,20 %. Dabei betrug die Phosphoraufnahme 0,013 %. A. Harr[1]) vermutet, wie auch die Erörterung zu seinem Vortrag bestätigte, daß Elektroofenschmelzen mit Vanadingehalten bis zu 0,4 % V stets mit einer niedrigphosphorhaltigen Vanadinschlacke erzeugt werden können. Eine Verlängerung der Schmelzen muß hierbei in Kauf genommen werden.

Die so durchgeführten Versuche haben zu einem Patent[15]) geführt, wonach eine normale im Konverter aus vanadinhaltigem Roheisen erzeugte Vanadinschlacke einem Hoch-

[14]) Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1180.

[15]) DRP. Nr. 681 710 vom 3. Februar 1938; vgl. Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 145.

ofenmöller wieder zugesetzt wird, mit dem ein niedrigphosphorhaltiges Roheisen, z. B. Hämatiteisen, erschmolzen wird. In dieses Hämatiteisen wird das Vanadin hereinreduziert. Durch den geringen Gehalt der Schlacke an Phosphor wird die Phosphoraufnahme des Hämatiteisens aus der Vanadinschlacke nicht groß sein. Das in das Eisen mit hineinreduzierte Mangan kann ebenfalls durch die Bemessung des Mangangehaltes im Hämatiteisen und durch den entsprechenden Mangangehalt im vorher verarbeiteten Vanadinroheisen in gewünschten Grenzen gehalten werden. Ein so hergestelltes Vanadinroheisen kann beispielsweise 1,8 % V, 0,40 % P und 2,5 % Mn enthalten. Dieses Roheisen, wiederum im Vanadinkonverter verblasen, ergibt eine Schlacke mit 20 % V, 0,2 % P und 20 % Mn. Bei Zugabe von 200 kg/t Stahl einer so erzeugten Schlacke im Elektroofen kann ein Elektrostahl mit 4 % V und 0,04 % P erzeugt werden. Soll noch höher vanadinhaltiger Stahl erschmolzen werden, so ist es möglich, die in der zweiten Stufe im Konverter erblasene Vanadinschlacke wiederum einem niedrigphosphorhaltigen Roheisen zuzuführen, wodurch dann ein neues, noch höher vanadinhaltiges Roheisen mit noch niedrigeren Phosphorwerten anfällt. Unter vollkommener Ausschaltung der angeschlossenen Röst- und Laugeverfahren sollen so die weitaus meisten, vor allem aber die höherlegierten Vanadinstähle im Elektroofen unmittelbar aus der Schlacke herzustellen sein.

Dieser Weg, durch nochmaligen Einsatz von Vanadinschlacke in den Hochofen eine niedrigphosphorhaltige Schlacke zu gewinnen, ist immerhin verlustreich und auch kostspielig. Auf Grund eigener Erfahrungen soll der Versuch gemacht werden, in einem sauren Konverter und auf sauren Böden eine Vanadinschlacke aus einem normalen, an Vanadin angereicherten Roheisen zu erblasen, welche schon in dieser ersten Blasestufe so niedrige Phosphorwerte enthält, daß sie unter Vermeidung des unwirtschaftlichen Umweges über eine zweite Reduktion als Vanadinträger im Elektroofen eingesetzt werden kann. Mit dieser Schlacke sollen dann normal legierte Vanadinstähle erschmolzen werden.

Die Entfernung des für die Weiterverarbeitung des Vanadinroheisens auf Vanadinschlacke und Vanadinsäure unerwünschten Mangans kann so erfolgen[16]), daß dem Vanadinroheisen vor Einlauf in die Roheisenpfanne schwefelhaltiges Metall wie Schwefelkies oder Schwefeleisen zugesetzt wird. Hierdurch wird das Mangan in eine Mangansulfidschlacke übergeführt und kann vor dem Einkippen des Roheisens in den Mischer abgezogen werden. Vanadin wird hierbei nicht in sulfidischer Form verschlackt. Eine Vanadinschlacke aus einem sehr manganarmen Roheisen ist natürlich viel angereicherter an Vanadin. Die Manganschlacke enthält wenig Phosphor und kann leicht als Manganträger zur Ferromanganherstellung Verwendung finden.

Chrom-Vanadin-Schlacke

Die metallischen Roheisenbegleiter weisen während des Frischens ein untereinander ähnliches Verhalten auf. So befindet sich neben dem Vanadin auch der größte Teil des Titans, des Mangans und des Siliziums in der Schlacke. Ebenso wie das Mangan verhält sich das Chrom bei der Verschlackung. In früheren Untersuchungen von Thomasschmelzen konnte bei der Uebereinstimmung beider Frischkurven sogar das Auftreten eines Chrombuckels zusammen mit dem Manganbuckel festgestellt werden *(s. Bild 12)*. Der Gedanke, Chrom neben Vanadin in einer Schlacke zu gewinnen, wurde von W. Harders und W. Lange[17]) verwirklicht. Als Ausgangseisen diente ein Vanadin-Chrom-Eisen, dessen Erzeugung im Hochofen keinerlei Schwierigkeiten bereitet. Der Möller wird so gesetzt, daß neben den gewöhnlichen Vanadinträgern für das sonst übliche Vanadinroheisen noch chromhaltige Schlacke der Bremer Hütte, Oslebshausen, zugesetzt wird. Außer chromhaltiger Schlacke können noch andere Chromträger, z. B. Chromerz, Chromschrott, Siemens-Martin-Schlacke von Chromschmelzen usw., Verwendung finden. Selbstverständlich kann man auch ein normales Vanadinroheisen benutzen und im Konverter bei der Vanadinschlackengewinnung als Kühlmittel chromhaltiges Erz oder chromhaltigen Schrott zusetzen. Das chrom-vanadinhaltige Eisen hatte etwa 0,4 bis 0,5 % V und rd. 1 % Cr. Hieraus wurde eine Schlacke mit 11 bis 13 % Cr und 5 % V erblasen. Das Verblasen geht nach genau denselben Gesetzen vor sich wie bei der Gewinnung von Vanadinschlacke. Bei der Erzeugung der Chrom-Vanadin-Schlacke treten keinerlei Schwierigkeiten auf, im Gegenteil wird die Chrom-Vanadin-Schlacke bei gleichem Vanadingehalt infolge des Chromgehaltes dicker als gewöhnliche Vanadinschlacke und läßt sich deshalb gut vom Eisenbad trennen. Bei normaler guter Vanadinschlacke tritt dies nicht so sehr in Erscheinung, sondern die gefürchtete dünne Vanadinschlacke fällt infolge hohen Kieselsäuregehaltes bei Anwesenheit von Chrom nicht so leicht an. Die natürliche Folge dieser Erscheinung war ein sehr gutes Ausbringen an Vanadin und Chrom, das immer an der oberen Grenze des bei gewöhnlicher Vanadinschlacke üblichen Vanadinausbringens lag. Da das Vanadineisen chromfrei ist, läßt es sich ohne Anstand zu sämtlichen Stahlsorten weiterverarbeiten. Die Chrom-Vanadin-Schlacke wird in der gleichen Weise wie die Vanadinschlacke zerkleinert und vermahlen und dann von der chemischen Industrie auf Metalle verarbeitet.

Manganwirtschaft bei der Vanadinschlackenerzeugung

Beim Verblasen von Thomasroheisen auf Silikatschlacke oder von vanadinangereichertem Roheisen auf Vanadinschlacke wird das Mangan weitgehend mit in die Schlacke übergeführt. Auf diese chemischen Vorgänge wurde bereits eingegangen. Die Größenordnung, in der das Mangan in der Stahlvorprobe bleibt, kann von ausschlaggebender Bedeutung für die Stahlgüte sein, beeinflußt zum mindesten aber den Ferromanganverbrauch. In fertiggeblasenen Thomasschmelzen aus normalem Thomasroheisen, d. h. aus Roheisen ohne Sodaentschwefelung, betragen die Mangangehalte 0,20 bis 0,25 %. Bei höhermanganhaltigem Roheisen übersteigen die Mangangehalte der Vorprobe aber selten 0,30 %. Diese Zahl ist als obere Grenze für Vorproben anzusehen. Die Manganverbrauchszahlen bei der Zugabe zum Stahl betragen dann etwa 3 kg Reinmangan je t Weichstahl.

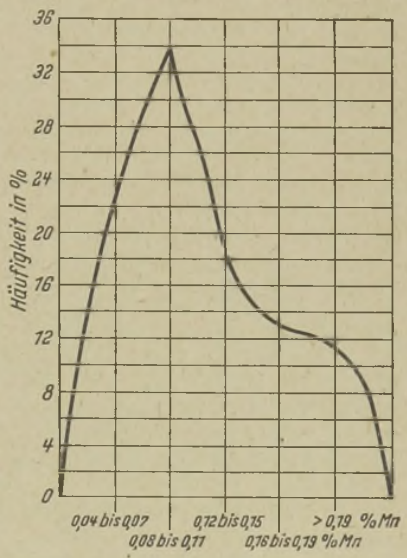


Bild 13. Mangangehalt des Zwischenmetalls. (Nach K. Mayer, Dortmund.)

Die Mangangehalte in der Vorprobe aus Vorblaseeisen sind bedeutend niedriger. Das Vorblaseeisen hat im Uebergang unter 0,2 % Mn. Vom Hasper Eisen- und Stahlwerk werden allerdings 0,35 bis 0,80 % Mn bei 1,20 bis 1,60 % Mn im Vanadinroheisen angegeben. Hier wird nur kurz auf Vanadinschlacke geblasen. Die Manganwerte der Vorprobe fehlen jedoch bei diesem Eisen, dürften aber auch sehr niedrig liegen. In Huckingen beträgt der Mangangehalt des Vanadinroheisens 1 % und des Vorblaseeisens unter 0,3 % bei einer Blasezeit von 0,2 min/t und der Mangangehalt der Vorprobe unter 0,1 %. K. Mayer[18]) gibt die Manganhäufigkeit im Vorblaseeisen über neun Monate an. Die Spitze liegt bei 0,08 bis 0,11 % *(Bild 13)*. Die niedrigen Manganwerte im

[16]) DRP. Nr. 699 045 vom 20. August 1937; vgl. Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 357.
[17]) Unveröffentlicht.
[18]) Unveröffentlicht.

Vorblaseeisen dürfen aber nicht zu der Täuschung führen, als handele es sich hier um ein schwefelhaltiges Roheisen mit den bekannten unangenehmen Begleiterscheinungen. Das Vanadinroheisen mit 1 % Mn und darüber weist vielmehr niedrige Schwefelwerte auf und bringt deshalb auch nur wenig Schwefel in den Stahl. Wichtiger ist die Steuerung des Manganverbrauches. Wenn nur ein Hochofen von mehreren auf Vanadinroheisen betrieben wird, fällt auch nur ein geringer Teil Vorblaseeisen mit niedrigen Mangangehalten

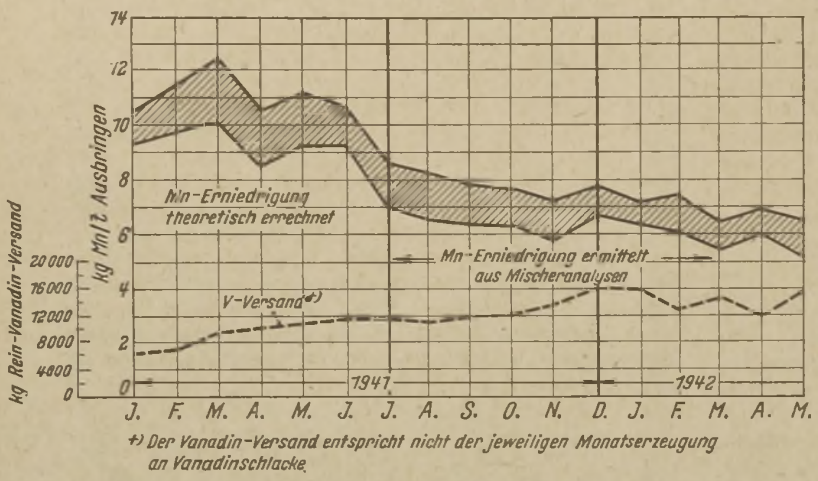


Bild 14. Erniedrigung des Mangan-Durchschnittsgehaltes im Roheisen infolge der Vanadingewinnung. (Nach K. Mayer, Dortmund.)

— und auch Siliziumgehalten — an. Wird das Vorblaseeisen dem Mischer zugeführt, so kann sich dies meist nur günstig auswirken; denn das normale Thomasroheisen kann höher im Siliziumgehalt und damit auch im Mangangehalt bei gleichem Manganeinsatz im Möller gehalten werden. Durch das Zumischen bleiben Silizium- und Mangangehalt im Roheisen in guten Grenzen; eine Beeinflussung des Ferromanganverbrauches beim Fertigstahl braucht nicht einzutreten. So günstig, wie hier geschildert, liegen aber die Verhältnisse selten; entweder ist das Verhältnis vom Vanadinroheisen zum Thomasroheisen nicht so günstig, oder das Vormetall kann nicht in den Mischer zurückgekippt werden. Wird das Vormetall jedoch zu Duplexeisen fertiggeblasen, so wirkt sich der Manganverlust im Siemens-Martin-Werk nicht so sehr aus, wenn dort Manganerz zum Entkohlen gesetzt wird. Im Thomasstahl erhöht sich der Ferromanganverbrauch leicht auf das Doppelte. Wie sich die Vanadinschlackenerzeugung auf den Mangangehalt des Mischers und die Ferromanganwirtschaft auswirken kann, zeigen die *Bilder 14 und 15*, die K. Mayer nach eigenen Ermittlungen zur Verfügung stellte. Bis Juli 1941 *(Bild 14)* wurde das Vorblaseeisen sofort zu Stahl fertiggeblasen, ab August aber in einem mit heißem Thomasroheisen gefüllten Mischer gesammelt. Obwohl der Gesamt-Manganinhalt im Mischereisen eine Senkung erfuhr, konnte der Manganverbrauch aus Spiegeleisen und Ferromangan niedriger gehalten werden *(Bild 15)*. Während der Gesamt-Manganverbrauch je Tonne Stahlerzeugung zunächst 9 kg Mn betrug, konnte er später auf 6 kg gesenkt werden.

Löslichkeit der Thomasschlacke

Durch das Herausfrischen des Siliziums beim Vanadinschlackeblasen fällt die aus dem Vorblaseeisen beim direkten Fertigblasen entstehende Thomasschlacke mit niedrigen Kieselsäuregehalten an; dementsprechend sinkt die Löslichkeit ohne Sandzusatz unter 70 %. Der Sandzusatz gestaltet sich aber schwierig. Er muß in der Schlacke von höchstens 2 % auf 8 % und darüber erhöht werden. Beim Verblasen des Sandes wird die Thomasschlacke zu pappig und läßt sich schlecht abschlacken. Bei Zugabe im Schlackenkasten löst sich der Sand nicht auf. Am besten wird die Hälfte des Sandes mitverblasen, die andere im Schlackentopf zugesetzt. Die Löslichkeit einer solchen Thomasschlacke übersteigt aber selten 80 %. Die unlösliche Schlacke wird wohl später im Boden durch die Humussäure aufgeschlossen. Der Erlös beim Verkauf des Mehles bleibt jedoch geringer, da bekanntlich nur die zitratlösliche Phosphorsäure bezahlt wird.

Zusammenfassung:

Günstigste Arbeitsweise im Thomaswerk

Die in den letzten zwanzig Jahren durchgeführten Versuche zur Gewinnung von Vanadinschlacke und ihre betriebliche Bewährung zeigen folgende Wege zur Gewinnung aus dem Eisen, aus dem das Vanadin als leicht oxydierbares Element herausgefrischt werden kann.

1. Herausfrischen des Vanadins aus dem normalen Thomasroheisen mit 0,1 bis 0,15 % V durch feste Frischmittel in der Pfanne oder in einer Rinne. Der Vanadingehalt der Schlacke liegt dabei niedrig und die Vanadinverschlackung prozentual gering. Die Schlacke ist nur als Einsatz für den Hochofen zu verwenden. Normales Erzfrischen hat den Nachteil der Abkühlung und des damit verbundenen schlechten Blasens im Konverter. Als Ausgleich muß eine zusätzliche Beheizung vorgesehen werden, wenn in der Rinne gefrischt wird.
2. Herausfrischen des Vanadins aus dem normalen Thomasroheisen mit 0,1 bis 0,14 % Vanadin durch Luftsauerstoff im Konverter. Diese Schlacke ist in der weitaus größten Menge infolge ihres niedrigen Vanadingehaltes nur als Einsatzstoff für den Hochofen zu verwenden. Das Ausbringen ist höher als beim Rinnenfrischen. Der Konverter ist sauer zugestellt.
3. Herstellung eines an Vanadin angereicherten Roheisens im Hochofen und Herausfrischen des Vanadins im Konverter. Der Konverter kann sauer oder basisch zugestellt sein. Statt des Konverters kann auch bei fehlendem Konverterraum die Frischtrommel Verwendung finden. Die Schlacke ist für die Vanadingewinnung brauchbar.

Zur Herstellung der Vanadinschlacke nach Punkt 3 ist bei starker Belastung des Thomaswerkes ein Roheisen mit möglichst hohen Vanadingehalten anzustreben, damit die

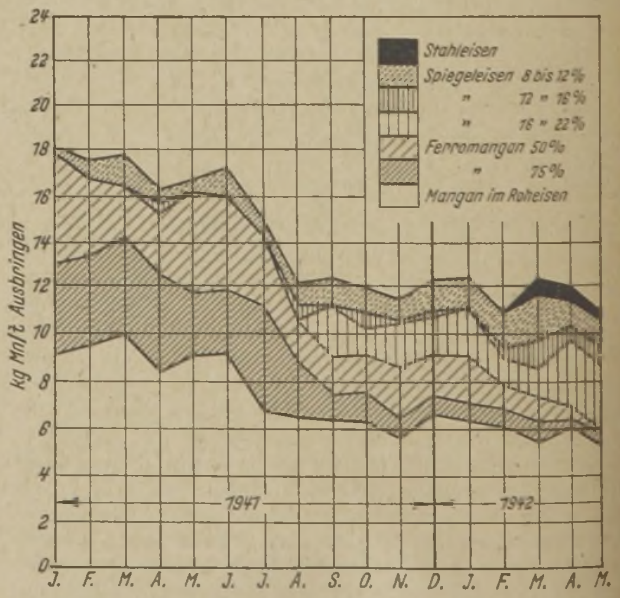


Bild 15. Manganverbrauch in kg je t Thomasstahlausbringen. (Nach K. Mayer, Dortmund.)

je Tonne Roheisen erzeugte Vanadinmenge sehr hoch ist. Als weiterer Vorteil kommt dann hinzu, daß die nicht vermeidbaren Verluste durch Sinken des Stahlausbringens und geringere Löslichkeit der Thomasschlacke, auf die gesamte Erzeugung gesehen, klein gehalten werden; anderseits bringt

die Verarbeitung eines solchen Eisens Nachteile mit sich bei dem hohen Phosphorgehalt von häufig 10 %. Bei mehr als 1 % V im Roheisen kann das Vorblaseeisen wegen seines hohen Phosphorgehaltes nicht dem normalen Thomasmischer zugeführt, sondern muß abgezogen werden. Dadurch verursacht es Umschmelzkosten im Hochofen. Ein Zusatz zum Mischereisen verbietet sich nach dem Vorblasen eines hochvanadinhaltigen Eisens auch dann, wenn es trotz niedrigen Phosphorgehaltes bis zum Uebergang geblasen werden muß, da der Kohlenstoff aus dem Eisen entfernt worden ist und sich ein solches Eisen nur noch schlecht mischt und sich dann nur schwierig verblasen läßt. Ein Vanadinroheisen mit Phosphorgehalten unter 4 % und Vanadingehalten unter 1 % kann aber kurz vorgeblasen werden und ist bestens geeignet, entweder unmittelbar fertiggeblasen oder dem Mischer als gut flüssiger Zusatz zugeführt werden. Dabei kann neben guter Verblasbarkeit des Mischereisens auch der Manganverbrauch in erträglichen Grenzen gehalten werden und die Thomasschlacke mit guter Löslichkeit anfallen.

Der wesentliche Einfluß des Siliziumgehaltes im Roheisen auf die Herstellung der Vanadinschlacke kann wie folgt zusammengefaßt werden:

a) Hoher Siliziumgehalt im Roheisen

1. Unvollständige Vanadinverschlackung, da das Vanadin in einer dünnen Schlacke ein Gleichgewicht mit dem Vanadin des Bades anstrebt. Dies kann so weit führen, daß bei hohen Siliziumgehalten nur eine ganz verschwindend geringe Vanadinmenge in die Schlacke übergeht.
2. Durch hohe Kieselsäuregehalte der Schlacke Verdünnung an Vanadinsäure und dadurch für die weitere Verarbeitung zu niedriger Prozentsatz an Vanadin in der Schlacke.
3. Schwierige Trennung der dünnen Schlacke vom Bad.
4. Stärkerer Konverterverschleiß durch die saure Schlacke bei basischem Mauerwerk.
5. Die dünnflüssige Vanadinschlacke reißt viel Eisen mit und hat demnach einen hohen Granalienanteil.

b) Niedriger Siliziumgehalt im Roheisen

1. Vollständige Vanadinverschlackung, da die feste Phase der trocken krümeligen Schlacke kein Gleichgewicht mit dem Bad mehr anstrebt und die Vanadinoxyde quantitativ hält.
2. Höchstmögliche Vanadinkonzentration in der Schlacke durch niedrige Kieselsäuregehalte.
3. Leichte Trennung von Schlacke und Bad, da beim Ausgießen des Metalls die trockene Schlacke im Konverter bleibt und nach dem Ausfließen des Eisens in den Schlakkentopf gekippt werden kann.
4. Geringer Konverterverschleiß, da die krümelige Schlacke das Futter nicht angreift.
5. Die teigige bis krümelige Vanadinschlacke hat den geringsten Granalienanteil.

Bislang mußte die Vanadinschlackenerzeugung in den bestehenden Thomaswerksanlagen durchgeführt werden. Das führt zu Unzuträglichkeiten, da die Konverter stets hinter dem Mischer in einer Reihe stehen und durch Umfüllen oder Zurückkippen in den Mischer Arbeitsvorgänge bedingen, für die das Thomaswerk nicht eingerichtet ist. Wenn aber bei Neuanlagen eine Schlackengewinnung vorgesehen werden soll, so muß der Vorblasekonverter vor der Mischeranlage stehen; seine mechanischen Einrichtungen müssen so beschaffen sein, daß alle Arbeitsspiele schnell und mit wenig Temperaturverlust durchgeführt werden können. Seine Größe ist zweckmäßig gleich der Fassung einer Roheisenpfanne zu bemessen.

Das Vorblaseeisen wird in einer solchen Anlage immer dem Mischer zugeführt, um beste Arbeitsbedingungen im Thomaswerk zu ermöglichen. Die Beheizung des Mischers mit vorgeblasenem Eisen muß besonders beachtet werden. Die üblichen Mischerbeheizungen dienen meist nur dazu, die entstehende Mischerschlacke flüssig und die Abstrahlverluste gering zu halten. Nach dem Vorblasen ist aber die Temperatur durch die Silizium-Mangan-Vanadin-Oxydation schon so weit gestiegen, daß mit den bestehenden Heizvorrichtungen die Temperatur nicht gehalten werden kann. Die mit einer Vorblaseeinrichtung ausgerüstete Thomasstahlwerksanlage müßte für eine stärkere Mischerbeheizung über Regenerativ- oder Rekuperativheizung sorgen.

[Fortsetzung (Teil II) folgt.]

Erfahrungen in der Ausgestaltung von Ziehwagen und Zubehör für den Mehrstangenzug

Von Karl Wallmann in Hohenlimburg

[Bericht Nr. 4 des Blankstahlausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Kritische Betrachtung des Stangenzuges vom Blickpunkt des heutigen Standes der Technik. Entwicklung der möglichen und erforderlichen Arbeitsarten mit ihren Betätigungen und dem notwendigen Arbeitszeitmaß. Stufenweiser Fortschritt der Gestaltung eines Doppelziehwagens nach eingehender Erforschung der ablaufenden Arbeitsvorgänge.

Kritische Betrachtung des Stangenzuges nach dem heutigen Stande der Technik

Die Besichtigung von Ziehereibetrieben — auch neuzeitlichen Anlagen — läßt immer wieder erkennen, daß der Fertigungsvorgang, den wir unter der Bezeichnung „Stangenzug" zusammenfassen, nicht den Entwicklungsstand erreicht hat, den man nach dem allgemeinen Stand der Technik erwarten sollte. Man könnte beinahe von einer gewissen Rückständigkeit sprechen. Nur wenige Unternehmen machen hiervon eine Ausnahme. Daher sollte auf diesem Gebiet, das bisher viel zu unbeachtet am Rande gelegen hat, manches zur Förderung und Verbesserung der Betriebseinrichtungen geschehen. Mit verhältnismäßig einfachen Mitteln sind mit Sicherheit gute und schnelle Erfolge zu erzielen. Bei der heute durch die Nahrungsmittelnot verminderten Leistungsfähigkeit der Belegschaft sind solche Bestrebungen von besonderer Bedeutung. Nachstehend wird über einige Verbesserungen berichtet, die sich bereits durch Betriebserprobung bewährt haben und die mit einfachsten Mitteln durch Selbsthilfe in allen Ziehereien kurzfristig eingeführt werden können.

Entwicklung der möglichen und erforderlichen Arbeitsarten mit ihren Betätigungen und dem notwendigen Arbeitszeitmaß

Will man ganz allgemein auf irgendeinem Gebiet zu einer technischen Lösung kommen, so geht man zweckmäßigerweise stets so vor, daß man sich das erstrebte Ziel — losgelöst von allen bekannten Vorrichtungen — klarlegt.

Dieser Grundsatz auf die Umwandlung einer schwarz gewalzten Stange in eine allseitig geglättete mit engen Maßabweichungen angewendet, bedeutet die Verkleinerung des Ziehgutes im Durchmesser durch Ueberschieben eines ringartigen Werkzeuges.

Um diese Arbeit mit den einfachsten technischen Mitteln auszuführen, stehen u. a. zwei Wege offen:

1. das unendlich lange Ziehgut mit großer Geschwindigkeit durch das Werkzeug durchzustoßen und nach seinem Austritt auf Gebrauchslängen zu unterteilen, oder

*) Vorgetragen in der 3. Vollsitzung am 31. August 1944. — Sonderabdrucke sind zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669.

2. eine Mehrzahl von Stangen in Herstellungslängen gleichzeitig und mit großer Geschwindigkeit durch mehrere Werkzeuge neben- oder untereinander durchzustoßen.

Die erste Ausführungsart würde im Bestfalle einen durchlaufenden Walzvorgang mit Stahleinguß zwischen den Walzen mit anschließender Kühlung, Beizen und Ziehen bedeuten oder ein Aneinanderschweißen von einzeln gewalzten Ringen. Die zuerst geschilderte Ausführungsart ist technisch nicht entwickelt, würde auch wahrscheinlich an der Nichthaltbarkeit der Ziehwerkzeuge bei den großen Geschwindigkeiten scheitern. Der andere Weg ist bisher nur bei Stangenabmessungen bis zu 12 mm Dmr. nach dem Schumag-Verfahren möglich.

Das unter 2 angedeutete Herstellungsverfahren entspricht im Bestfalle einer Mehrstangenziehbank mit an der Kette befestigten und stetig mit der Kette umlaufenden Wagen. Die Stangen werden in die Werkzeuge eingestoßen und selbsttätig durch die Klauen des Wagens erfaßt. Diesem Vorbild scheint das Kreidler-Verfahren heute am nächsten zu kommen.

Diese beiden Lösungen sollen lediglich das Endziel aufzeigen, ohne daß heute schon einer Verwirklichung das Wort geredet wird. Gesprochen werden soll von Schnelllösungen mit einfachsten Mitteln. Das erfordert die Beschränkung auf die ersten Stufen der oben beschriebenen

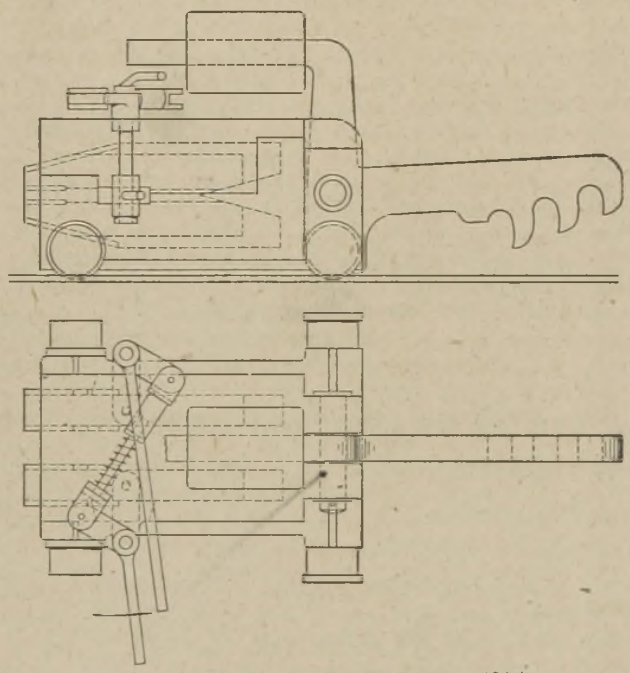


Bild 1. Doppelziehwagen (Bauart Dallhaus 1944). Starre Klauenbewegung durch Einhebel.

Entwicklung, wobei nur ein Doppelzug auf vorhandenen Bänken als brauchbar angesehen werden kann, der so ausgestaltet ist, daß an solchen Ziehbänken einfachste Arbeitskräfte eingesetzt werden können. Es wird daher hier auf die in einzelnen Betrieben entwickelten Mehrfachzüge nicht besonders eingegangen.

Unter Schilderung der Entwicklung des Doppelzuges eines Werkes werden daher die bestehenden einfachsten Möglichkeiten aufgezeigt.

Stufenweiser Fortschritt der Gestaltung eines Doppelziehwagens

Der Einzelzug an gewöhnlichen Schrägbänken wurde in seinem Arbeitslauf eingehend geprüft, wobei sich einmal ergab, daß der Zieher seine Hauptkräfte dazu aufwendet, um den Ziehwagen abzubremsen, d. h., um nur mittelbare Erzeugungsarbeit zu leisten. Unmittelbar vorhandene Erzeugungsmöglichkeiten läßt der Zieher jedoch während der Handgriffe des Einführens unausgenutzt, woraus folgt, daß bei voller Ausnutzung der Zieher mit beiden Händen zwei Stangen gleichzeitig einführen und mit einem zweiten Griff die Spannbacken des Ziehwagens schließen und den Haken in die Ziehkette einhängen könnte.

Ferner zeigte sich, daß die Arbeitsfolge ausschließlich von der Schnelligkeit des Ziehers abhängt, das Arbeitszeitmaß also nicht festgelegt ist.

Aus diesen Ergebnissen folgerten wir die Notwendigkeit einer Einrichtung, die erstens die gleichzeitige Ausnutzung der Arbeitskraft beider Hände des Ziehers zuließ, und daß zweitens, soweit eben möglich, das Arbeitszeitmaß der Maschine zwangläufig von ihr selbst vorgeschrieben wird.

Angeregt durch die zufriedenstellende Arbeitsweise eines von einer einschlägigen Maschinenfabrik gebauten Doppelziehwagens in einer anderen Stangenzieherei wurde ein entsprechender Doppelziehwagen beschafft. Die sich mit dem Wagen ergebende Arbeitsweise und die auftretenden Schwierigkeiten werden nachstehend erläutert *(Bild 1)*.

Der Wagen besteht aus einem zweiteiligen, gegossenen auf vier Rädern laufenden Kasten. Er hat vorn einen um eine waagerechte Achse schwenkbaren Haken und hinten zwei nebeneinander angeordnete waagerechte Schubklauen, die durch einen Hebel betätigt werden. Die zwischen der Hebelführung vorgesehene Feder soll bei ungleicher Ziehangeldicke zum Ausgleich dienen. Falls sich die Backen nicht selbsttätig öffnen, wird die Oeffnung durch einen zweiten Hebel bewirkt, der gegen einen Anschlag stößt. Der Haken muß von Hand in die Ziehkette eingeworfen werden.

Der Wagen wurde auf eine 20-t-Ziehbank mit schrägem Bett aufgesetzt, deren Kopf etwas umgebaut wurde. Da die Ziehmitte bei dem Doppelziehwagen bedeutend höher lag, wird der Ziehbankkopf auch mehr beansprucht. Der Zieheisenhalter wurde so eingerichtet, daß jedes Werkzeug für sich unabhängig eingestellt werden kann, da eine falsche Einstellung der Werkzeuge zum Bruch der Ziehangel und zum Verziehen der Stangen führen kann.

Diese erste Ausführungsart zeigte im Betrieb mancherlei Mängel. Waren z. B. die Ziehangeln ungleichmäßig dick, wie sich das beim Anspitzen in der Kaliberwalze nicht vermeiden läßt, so wurde nur die dickere Ziehangel durch eine

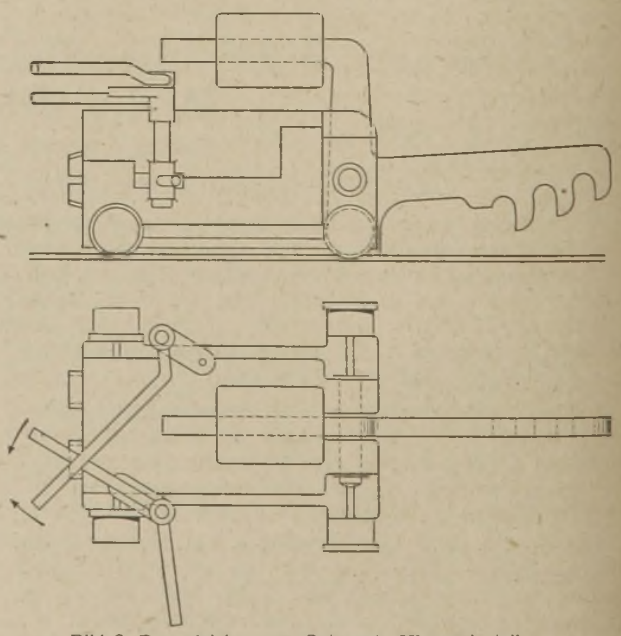


Bild 2. Doppelziehwagen. Getrennte Klaueneinstellung. (Zu jeder Klaue ein Hebel.)

Klaue gefaßt. Trotz größter Kraftanstrengung beim Anziehen des Schließhebels blieb häufig eine Stange beim Anfahren des Wagens zurück. Diese Wagenbauart wurde daher gemäß *Bild 2* abgeändert.

Bei der neuen Ausführung wurden beide Klauen unabhängig voneinander durch je einen Handhebel geschlossen. Der Wagen arbeitete an sich nach dieser Umänderung ein-

wandfrei. Beide Hände des Ziehers wurden jedoch gleichzeitig zum Schließen der Klauen benötigt, so daß er mit einem gesonderten zweiten Handgriff den Haken in die Kette einführen muß. Deshalb wurde die Bauart nach *Bild 3* abgeändert. Sie gestattet das Schließen der Klauen durch einen einzelnen Handhebel, trotzdem aber praktisch unabhängig voneinander. Zwei Nocken, die über je eine Welle das Schließen der beiden Klauen bewirken, werden auf den

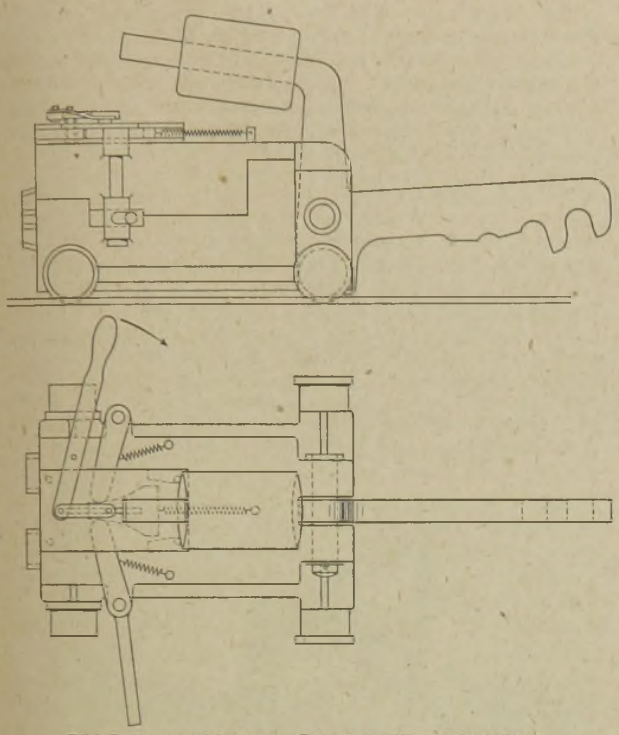


Bild 3. Doppelziehwagen. Getrennte Klaueneinstellung mit einem Hebel und Schleifkeil.

beiden Flächen eines Keiles bewegt. Der Keil schließt zunächst die Klaue, in der sich die dickere Ziehangel befindet. Sodann kann der Keil ohne weitere Behinderung weiter bewegt werden und die Nocke der zweiten Klaue in Drehbewegung verhalten, bis auch die zweite Klaue geschlossen ist. Gleichzeitig mit dieser Betätigung der Klauen wirft der Zieher den Haken in die Kette ein, so daß beim Anzug des Wagens beide Stangen mitgenommen werden. Sobald die Klauen das Ziehgut erfaßt haben und der Zieher den Schließhebel freigibt, gleitet das Keilstück durch Federzug in seine Ausgangsstellung zurück. Haben die Ziehstangen die Ziehscheiben verlassen, so schnellen beide Nocken durch Zugfedern in ihre alte Lage zurück, so daß der Wagen mit geöffneten Ziehbacken den Rücklauf beginnt.

Nicht erfüllt ist bei dieser Bauart des Doppelziehwagens die gestellte Bedingung, daß das Arbeitszeitmaß von der Ziehbank selbst vorgeschrieben wird. Die Ziehbank arbeitet nur zwangläufig, solange der Haken mit der Kette in Verbindung steht. Um auch diese Bedingung zu erfüllen, wurde eine Bauart des Doppelziehwagens nach *Bild 4* entworfen.

Diese Ausführungsart sieht eine senkrechte Stellung der Backen vor, wodurch vermieden wird, daß die Ziehstangen nach dem Austritt aus der Ziehscheibe hängenbleiben. Die Ziehbackenhalter werden in einem Schwalbenschwanz geführt und sind mit einem Gleitstück, das zwei Federn enthält, verbunden. Der Einrückhebel der Spannbacken ist über ein Spannschloß an dem Ziehhaken befestigt. Die Federn in dem Gleitstück sollen bei ungleicher Ziehangeldicke den auf die Ziehangeln auszuübenden Anpreßdruck ausgleichen, damit beide Stangen fest eingezogen werden. Die Weite der Spannbacken gemäß der Ziehangeldicke wird durch das Spannschloß geregelt. Die am Ziehhaken befindlichen Federn halten den Ziehhaken entweder in der Kette oder in der Ruhestellung fest. Der Ziehhaken selbst ist als Knickhebel ausgebildet; sobald er sich aus der Kette löst, öffnen sich die Ziehbacken von selbst. Beim Rücklauf des Ziehwagens läuft der an dem Ziehhaken befindliche Hebel über eine am Ziehbankkopf angebrachte abgefederte Rolle, wodurch der Haken selbsttätig in die Ziehkette eingreift. Die Arbeitsweise der Einzelteile ist so aufeinander abgestimmt, daß schon beim Sinken des Ziehhakens das Schließen der Spannbacken erfolgt. Beim Anzug des Doppelziehwagens wird ein weiteres Anpressen der Spannklauen gegen die Ziehangel bewirkt.

Bei diesem Ziehwagen muß der Zieher nur die Ziehangel in die Ziehscheibe einführen, sobald die vorausgegangenen Stangen das Werkzeug verlassen haben. Die weitere Arbeitsweise erfolgt dann zwangläufig. Falls versäumt wurde, die Ziehangel rechtzeitig in das Werkzeug einzuführen, läuft der Wagen leer an. Einmal bringt dies für den Zieher die Unbequemlichkeit mit sich, den Haken von Hand wieder aus der Kette zu heben, wenn er es vermeiden will, daß der Wagen bis zum Ende der Kette mitläuft; zum anderen wird das Versäumnis sofort offenbar. Der Zieher wird daher stets darauf bedacht sein, sich dem Arbeitstakt der Maschine anzupassen.

Da die letztgeschilderte Bauweise noch nicht genügend praktisch ausgeführt ist, können über die Bewährung noch keine Angaben gemacht werden; anzunehmen ist jedoch, daß mit diesem Entwurf eine Vielzahl der bisher noch bestehenden Mängel beim Doppelzug beseitigt wurde.

Bei der früheren Arbeitsweise war es stets notwendig, den rücklaufenden Ziehwagen zeitig abzufangen, um ein zu heftiges Vorstoßen des jetzt noch schwereren Doppelziehwagens vor den Ziehbankkopf zu vermeiden. Durch das Ziehwagengewicht und das Gefälle der Ziehbank war es ausgeschlossen, den Ziehwagen durch Menschenhand abzubremsen. Daher war es notwendig, dafür zu sorgen, daß der rücklaufende Ziehwagen bei seiner Ankunft am Ziehbankkopf nur so viel Eigengeschwindigkeit aufwies, daß durch diese der Ziehhaken über die gefederte Rolle in die Kette eingeklinkt wurde. Auch diese Forderung konnte durch eine Fußbremse, die der Zieher ohne jede Anstrengung durch sein Körpergewicht betätigt und die aus *Bild 5* zu ersehen ist, erfüllt werden. An beiden Enden des Ziehbankbettes wurde außen je eine Rolle angebracht. Wird nun der Ziehwagen mit einem endlosen Drahtseil, das über diese Rollen geführt wird, verbunden, so kann der rücklaufende

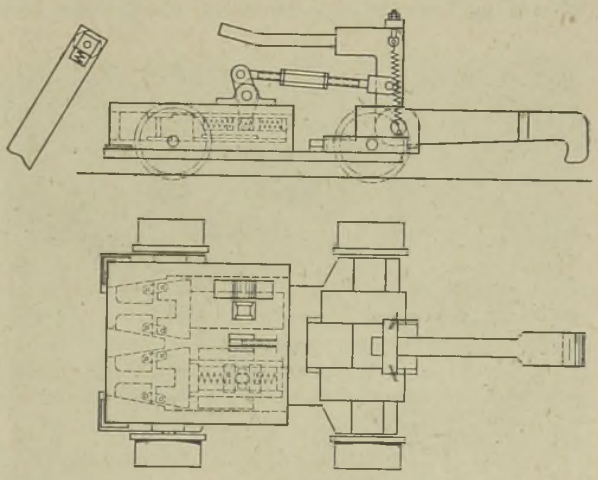


Bild 4. Doppelziehwagen. Selbsttätige Klauenöffnung und Einführung des Hakens in die Kette.

Wagen durch eine einfache Backenbremse an der Rolle an jeder Stelle der Ziehbank über einen Fußhebel rechtzeitig angehalten werden.

Bisher wurden vorwiegend Stangen bis zu 25 und 30 mm Dmr. im Doppelzug gezogen. Der zeitliche Gewinn ist überraschend und steht in keinem Verhältnis zu den aufgewendeten Mitteln. Für diejenigen Betriebe, die noch mit

dem Einstangenzug arbeiten, wird eine baldige entsprechende Umstellung auf den Doppelzug empfohlen, wobei die gegebenen Richtlinien als Anhaltspunkte dienen können.

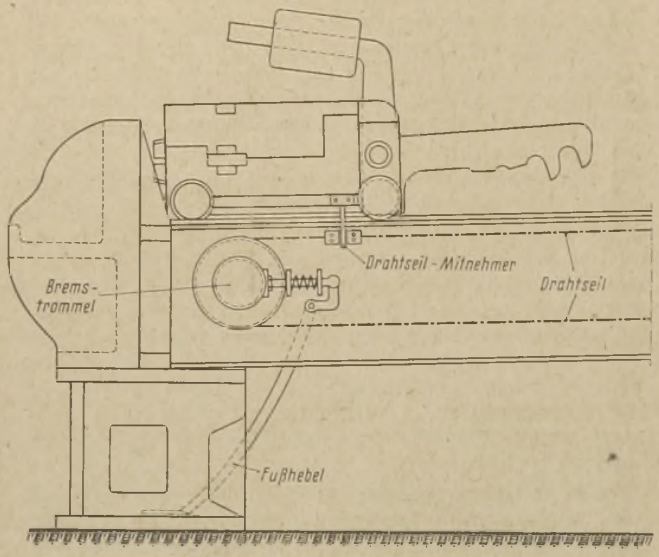


Bild 5. Fußbremse für Ziehwagen.

Zusammenfassung

Durch planvolle Ueberlegung und anschließende Entwicklungsarbeit wird ein Doppelziehwagen verbessert, der für jede heute in Betrieb befindliche Ziehbank verwendet werden kann.

* * *

An den Bericht schloß sich folgende Aussprache an.

H. Schweinitz, Düsseldorf: Wir haben einen Doppelziehwagen der Sundwiger Eisenhütte mit bestem Erfolg in Gebrauch und ziehen damit Rundstahl bis 27 mm Dmr. mit einer Leistungssteigerung gegenüber dem Einfachzug von etwa 80 bis 90 %.

R. Vaihinger, Witten: Die Ausführungen des Herrn Wallmann unterteilt man zweckmäßig nach dem Mehrfachzug einerseits und den Zwangläufigkeits-Einrichtungen anderseits. Will man sich vor Einseitigkeit schützen, so muß der jahrelangen Entwicklung verschiedener erfolgreicher Verfahren gedacht werden. Ueber den Mehrfachzug hat F. Boehm eingehend berichtet[1]). Die Arbeitsweise wurde damals je nach Abmessung und Ziehbankstärke meines Wissens mit Stäben bis zu sechs Stück durchgeführt. Dieses

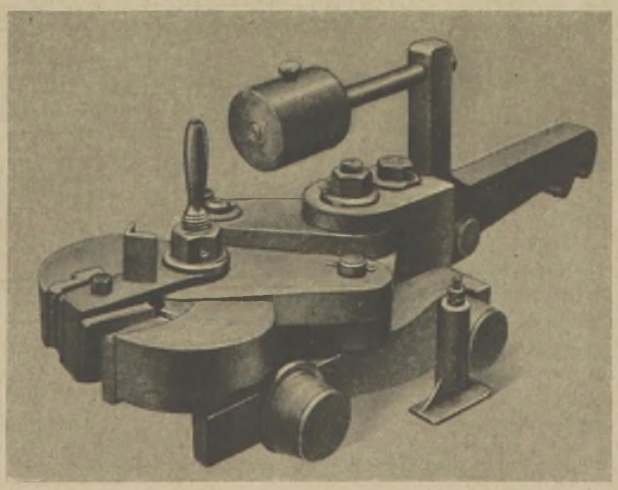


Bild 6. Abgeänderte Maulzange mit eingehängtem Zwischenstück für Doppelzug.

Arbeitsverfahren setzt gleiche Ziehangelstärke, also gefräste Ausführung voraus.

Weiter ist die soeben von Herrn Schweinitz auch als längst bekannt bezeichnete Ausführungsweise der Kastenzange mit für jeden Stab getrennt geführten, nebeneinanderliegenden, waagerechten Backenpaaren zu erwähnen. Soweit mir bewußt, sind Kastenzangen dieser Bauart mit bis zu drei Stäben in Anwendung. Die Stabanordnung ist in diesen Zangen natürlich ebenso über- wie nebeneinander denkbar. In Zusammenarbeit mit der Sundwiger Eisenhütte wird eine Kastenzange dieser Bauart für vier Stäbe für unseren Betrieb vorbereitet. Andere Anwendungsbeispiele geschlossener Kastenzangen für den Mehrfachzug sind mir im Augenblick nicht geläufig.

Die Maulzange wird ebenso oder sogar noch mehr als die Kastenzange angewendet, und sie kann ebenfalls, wie wir dies in unserem Betrieb feststellen konnten, im Mehrfachzug eingesetzt werden. Gelegentlich der Besichtigung der in dem Werk des Herrn Boehm durchgeführten Neuerungen war bereits eine abgeänderte, alte Maulzange für den Doppelzug an einer 7-t-Ziehbank zur Erzeugung von Rund- und Sechskant-Stahl bis zu 17 mm Dmr. bei geringen Festigkeiten eingesetzt. Wie aus dem aus der Anfangszeit stammenden *Bild 6* zu sehen ist, sind ganz einfach die Zangenschenkel weiter ausgenommen und dazwischen, im Drehpunkt der Zange aufgehängt, ein Zwischenstück mit eingehängten Ziehbacken angeordnet. Diese Möglichkeit des Doppelzuges wurde inzwischen auf eine weitere 15-t-Ziehbank übertragen und dürfte dort für Abmessungen von etwa 25 bis 28 mm verwendbar sein, sofern nicht bei den dickeren Durchmessern Schwierigkeiten dadurch entstehen, daß bei dem feststehenden Ziehbackenabstand in der beweglichen Zunge das Einlegen dickerer Ziehangeln nicht mehr möglich ist; eine Schwierigkeit, der jedoch bis zu einer

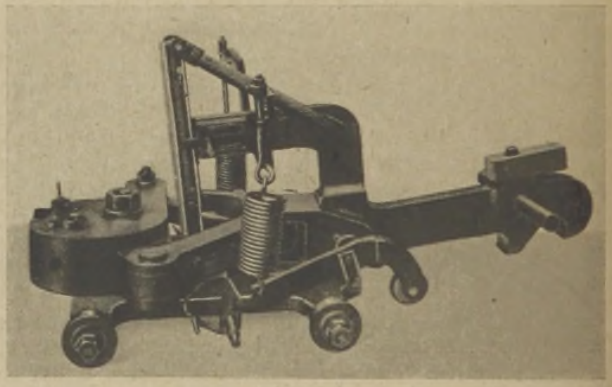


Bild 7. Ziehwagen für selbsttätiges Erfassen des Ziehgutes und Einführung des Hakens in die Kette. Ziehbacken in schwenkbarer Bauausführung (Bauart Schwäbische Hüttenwerke).

gewissen Abmessungsgrenze begegnet werden könnte. Eine Leistungssteigerung von 80 bis 90 % gegenüber dem Einfachzug ist dann sicher, wenn durch geeignete Wagenführung und gegebenenfalls durch Einhängen eines blinden Stückes in die Leerlaufhälfte, bei vorübergehendem Ausfall eines Werkzeuges bis zur Beschaffung des neuen, das Weiterziehen nicht unterbrochen wird, oder wenn genügend Werkzeuge zum sofortigen Auswechseln bereitstehen. Gleiche Ziehangelstärke ist nicht notwendig.

Eine andere Möglichkeit für den Doppelzug mit Maulzangen besteht in der schwenkbaren Anordnung der die Ziehbacken aufnehmenden Zwischenstücke. Auch die Anwendbarkeit dieser Bauausführung ohne die unbedingte Notwendigkeit angefräster Angelenden hat sich eindeutig erwiesen. Lediglich aus Kräftemangel konnte bisher die zweckmäßigste Ausführungsform des Backenrückens noch nicht festgestellt werden. Außerdem sind wir bei diesen Arbeiten auf ein älteres für den Drahtzug angemeldetes Schutzrecht gestoßen, das einen Radius anwendet, dessen Mittelpunkt innerhalb der Backen liegt, also eine kugelige Fassung der Backen in der Zange bewirkt. Dieses Verfahren verdient auf jeden Fall weiterverfolgt zu werden, da es außerdem in Verbindung mit der vorher erwähnten Arbeitsweise bei vorhandenen Maulzangen und nicht zu dicken Stangendurchmessern einen Vierfachzug zuläßt.

Was die Zwangläufigkeit des Ziehbankbetriebs anbetrifft, so darf ich darauf hinweisen, daß das von Herrn Wallmann gezeigte Verfahren bereits vor längerer Zeit von der Andreashütte entwickelt wurde und dort bereits ständig angewendet wird. Die gleiche Arbeitsweise wurde nach ihrer ersten Bekanntgabe durch Herrn Stich gelegentlich des

[1]) Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 469/76 u. 495/502 (Blankstahlaussch. 2).

Berichtes von F. Boehm[1]) von einem Düsseldorfer Werk übernommen, das diese Einrichtung ebenfalls den weiteren Ziehereibetrieben zugänglich machte.

Angeregt durch die Verwirklichung der zwangläufigen Arbeitsweise des Ziehwagens in der Andreashütte haben wir in unserem Betrieb eine Zwangläufigkeit für einen Ziehwagen entwickelt, die allerdings grundsätzlich von der Arbeitsweise der Andreashütte abweicht. Schutzrechte sind darauf angemeldet worden; Bauausführung und Nutzungsrechte wurden der Sundwiger Eisenhütte übertragen. *Bild 7* stammt aus der Anfangszeit der betrieblichen Anwendung dieser Bauart. Die Betriebssicherheit dieser Bauausführung war jedoch bereits in dieser Form verblüffend, wenn man von einzelnen inzwischen behobenen Anfangsstörungen an Schweißstellen oder ähnlichen Kinderkrankheiten absieht. (Im Bild ist auch die schwenkbare Ausführung der Ziehbacken und ihre Ursprungsform erkennbar.) Im übrigen war die grundsätzliche Ausführungsform bei einem Vorläufer des heutigen Ziehwagens auch bereits bei der erwähnten Besichtigung zu sehen. Die Vorteile dieser Zwangläufigkeit sind erheblich und verdienen allseitige Beachtung. Bei einem selbsttätigen Stangenabwurf nach beendigtem Ziehvorgang hat der Zieher keine andere Aufgabe mehr, als die Stäbe in das Werkzeug einzustecken; das übrige besorgt der zurückkommende Ziehwagen selbst. Bedeutet dies schon eine erhebliche Verminderung der Verlustzeiten infolge der Arbeitserleichterung beim Ziehvorgang und seiner Zwangläufigkeit bei Einbank-Bedienung, so wird der Erfolg vor allen Dingen fühlbar durch das ohne dieses Hilfsmittel bei heutigen Ziehgeschwindigkeiten sehr verlustreiche Arbeiten mit zwei Bänken durch eine Arbeitskraft. Genaue Zeitaufnahmen konnten noch nicht durchgeführt werden; überschläglich wird jedoch beinahe völlige Ausnutzung der beiden betriebenen Ziehbänke bei der Gedingeberechnung eingesetzt, wobei geeignete betriebliche Maßnahmen, jedoch ohne Beigabe weiterer Arbeitskräfte, angebracht sind, um diese Wirkung zu erzielen. Die Anwendbarkeit dieses Verfahrens bei Kasten- oder Maulzangen ist ebenfalls möglich.

Die kalkulatorische Bewertung von Anlagen

Von Kurt Rummel in Düsseldorf

[Bericht Nr. 222 des Ausschusses für Betriebswirtschaft des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Aufstellung von Gleichungen, in denen der kalkulatorische Anlagewert, die Lebensdauer, die Verzinsung, die Betriebskosten und die Erlöse als veränderliche Größen auftreten. Anwendungsbeispiele.

Jedes Bewerten ist eine individuelle, zweckgerichtete, ihre eigenen Fragen stellende Aufgabe. Der Käufer bewertet anders als der Verkäufer, die Steuerbehörde anders als der Kriegsschäden-Sachverständige, der Buchhalter anders als der Kalkulator, der Feuerversicherungs-Inspektor anders als der Versteigerer, der Kaufmann anders als der Ingenieur, der Schleichhändler anders als der Preiskommissar, der Gewerbetreibende anders als der Sammler. So sehr aber auch jeder Fall — selbst für den gleichen Bewerter — anders liegt und besonderes Sachverständnis erfordert, lassen sich doch gewisse Richtlinien für das Kalkulieren von Werten aufstellen[1]).

Aelteres Verfahren

Ein viel angewandtes Verfahren zur Bestimmung des Zeitwertes — sowohl eines alten Anzuges als auch einer Werkzeugmaschine oder auch eines ganzen Hüttenwerkes — beruht auf einem Vergleich des jetzigen Zustandes des zu bewertenden Objekts mit dem eines ganz neuen Anzuges oder Werkes. Man nimmt dazu oft die Anlagekosten im Zeitpunkt der Errichtung des Werkes und bestimmt dann, wieviel Prozent hiervon der Zeitwert beträgt. Wenn ein gemischtes Hüttenwerk für 500 000 t Rohstahl jährlich, das 40 Jahre alt ist, vor 40 Jahren 100 Millionen RM gekostet hat oder gekostet haben würde, und man gibt ihm noch eine Lebensdauer von weiteren 20 Jahren, so wäre demnach der Zeitwert bei Proportionalität zwischen Wert und relativer Lebensdauer (= Restlebensdauer : Gesamtlebensdauer)

$$\frac{20}{40+20} \cdot 100 \cdot 10^6 = 33 \cdot 10^6 \text{ RM}.$$

Ist l_a die geschätzte Restlebensdauer bis zum Tode des Werkes, l_b das bisherige Lebensalter, A_n das ursprüngliche Anlagekapital und A_a der gesuchte Zeitwert (Altwert oder Restwert), so ist bei diesem Ansatz

$$A_a = \frac{l_a}{l_a + l_b} = A_n.$$

Das würde also darauf hinauslaufen, daß (gleichmäßig auf die Jahre der Lebensdauer verteilt) Abschreibungen von den Anlagekosten abgezogen werden. Man könnte den so ermittelten Zeitwert (im Gegensatz zu später zu erörternden Wertarten) den

Ur(sprungs-Baukosten-Rest)wert nennen.

In der wissenschaftlichen Terminologie ist die Bezeichnung „Urwert" üblich; klar ist dabei, daß grundsätzlich nicht die buchmäßigen Abschreibungen (Buchwert) für die Bestimmung des Restwertes eingesetzt werden dürfen, sondern daß es sich um „kalkulatorische" Abschreibungen handelt. Hier ergibt sich aber die schwierige Frage: Wie soll man kalkulieren? Gegen die oben durchgeführte Berechnung des Zeitwertes von 33 Millionen RM lassen sich jedenfalls erhebliche Bedenken geltend machen:

1. Auch wenn man die Anlagen nach Ablauf ihrer Lebensdauer wieder genau so bauen würde wie vor 40 Jahren, so würden sie doch mehr kosten, weil inzwischen das Geld weniger wert geworden ist; warum das der Fall ist, das mögen die Volkswirte beantworten. Die Tatsache besteht jedenfalls. Man wird also den errechneten Zeitwert noch mit einem Index multiplizieren müssen.

2. Die Anlage ist in den abgelaufenen 40 Jahren nicht so geblieben, wie sie war. Wieviel inzwischen investiert wurde und welche Lebensdauer für die Investitionen anzusetzen ist, ist recht umständlich aus den Aktivierungen auf die Neubaukonten zu berechnen; ein Zuschlag müßte aber gemacht werden. Wenn man annimmt, daß ein Werk sich ständig und laufend erneuert, so kann man überschläglich rechnen, daß es zu jeder Zeit den halben Wert der Baukosten hat, die das Werk im Zeitpunkt der Betrachtung kosten würde; denn man kann dann die Annahme machen, daß die Hälfte der Anlagen neu, die andere Hälfte aber voll erneuerungsbedürftig wäre.

3. Aber auch die laufende Instandhaltung und Erneuerung einschließlich der auf Betriebskonto verrechneten Verbesserungen kann sehr verschieden sein und wechselt von Mustergültigkeit bis zum Raubbau, der die Betriebsmittel verkommen ließ, so daß im letzteren Fall sogar ein Abschlag zu machen wäre.

4. Die Schätzung der künftigen Lebensdauer, die oben mit 20 Jahren veranschlagt war, ist überaus schwierig. Das Ende der Anlagen kann dadurch eintreten, daß es wirtschaftlicher wird, sie durch neue, zeitgemäße, mit geringeren Gesamtkosten (Betriebskosten + Kapitaldienst) zu ersetzen. Hierüber wird im folgenden noch eingehender zu sprechen sein.

Die Anlage kann aber auch an Altersschwäche sterben, wenn, rein kostenmäßig gesehen, die laufende Instandsetzung zu teuer, die Betriebsstillstände durch Störungen untragbar werden und die Wirkungsgrade zu sehr sinken. Es kann auch sein, daß infolge des technischen Fortschrittes der Wettbewerbswerke die alte Anlage nach der Erlösseite hin nicht mehr konkurrenzfähig wird, die Kosten den Erlös

*) Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

[1]) Siehe auch Rummel, K.: Abschreibung und Zinsen bei Wirtschaftlichkeitsberechnungen. Z. Organis. 16 (1942) Nr. 3, S. 44/45. — Rummel, K.: Betriebskostenverrechnung und Unternehmerwagnis. Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) Nr. 10, S. 519/24. — Rummel, K.: Proportionale Abschreibung. Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) Nr. 12, S. 629/38. — Rummel, K.: Wirtschaftlichkeitsrechnung. Arch. Eisenhüttenw. 10 (1936/37) Nr. 2, S. 73/84.

übersteigen. Mit diesen Ueberlegungen kommen wir aber bereits zur Berücksichtigung eines „Ertragswertes".

Nach allen diesen Erwägungen muß u. a. die Schätzung der künftigen, noch zuzubilligenden Lebensdauer erfolgen. Eine Anlage, die immer wieder „modernisiert" worden ist und die gut instand gehalten wurde, wird länger leben können und umgekehrt. Einen Maßstab für die Güte der Anlagen geben die Betriebsselbstkosten im Werksvergleich.

Man wird dann je nach diesen Verhältnissen etwa in unserem Beispiel auf einen Zeitwert zwischen 25 und 50 % der seinerzeitigen Anlagekosten (bezogen etwa auf die Jahrestonne Roheisen, Thomasstahl, Siemens-Martin-Stahl, Walzwerkserzeugnisse usw.) kommen.

5. Es ist eine grundsätzliche Frage, ob zum Vergleich die Ursprungsbaukosten der Anlage zur Zeit ihrer Beschaffung heranzuziehen sind oder der Ersatz der bestehenden Anlage durch eine zeitgemäße neue; das würde dann einen Wert geben, den man als

Ersatz-(Beschaffungs-)Kosten-(Vergleichs-)Wert

bezeichnen könnte. Er kann identisch sein mit dem sogenannten Wiederbeschaffungswert.

Alles in allem kann der Ursprungskosten-Restwert nur genügen, wenn man keine Zeit oder keine Unterlagen hat, um es besser zu machen.

Es mag daher angezeigt sein, einmal grundlegende Erwägungen darüber anzustellen, ob man nicht vielleicht zu einer befriedigenderen Methodik der Bestimmung des Zeitwertes kommen kann. Wir bedienen uns hierzu der Mittel der Algebra, d.h. eines Systems von Buchstabengliederungen, deren Anwendung an Beispielen gezeigt wird.

Jedes Bewerten geht — wie bereits früher ausgeführt — aus einem Vergleichen verschiedener zweckdienlicher Möglichkeiten hervor, von denen man die vorteilhafteste wählt. Weil immer viele Wege nach Rom führen, sind diese Möglichkeiten oft zahlreich, mitunter fast zahllos; und so gibt es auch ebenso zahlreiche Bewertungen und Werte eines und desselben Objekts, je nachdem, was man im Einzelfall miteinander vergleicht. So z. B. kann man den Zeitwert eines alten Stahlwerkes errechnen aus dem Vergleich der Gesamtkosten je t des alten Stahlwerkes und eines ganz neuen auf die grüne Wiese gesetzten; dabei kann sich ergeben, daß das neue Stahlwerk trotz hohen Kapitaldienstes wirtschaftlicher arbeitet als das alte. Damit ist aber keineswegs gesagt, daß die Wirtschaftlichkeit des alten Werkes nur dadurch in zweckdienlicher Weise erhöht werden kann, daß man ein neues baut und das alte abreißt. Es ist unabhängig von der an sich richtigen Wertberechnung zu prüfen, ob man nicht durch Umbau und sonstige Verbesserungen den Wert des alten Stahlwerkes mit erheblich geringeren zu investierenden Mitteln so erhöhen kann, daß dieses Verfahren wirtschaftlicher ist als der Neubau. Man hat dann andere „Möglichkeiten" zu dem Vergleich heranzuziehen. Solche Ueberlegungen sollten eigentlich selbstverständlich sein, indessen kommt es in der Praxis doch vor, daß man an die anderen „Möglichkeiten" nicht denkt, oder sie wenigstens nicht durchrechnet. So z. B. rechnet man sich nicht selten eine Wirtschaftlichkeit des Umbaues der Oefen eines Werkes auf Koksofengas heraus, ohne zu prüfen, ob nicht ein Umbau der veralteten Oefen unter Beibehaltung vorhandener Gasgeneratoren noch wirtschaftlicher ist.

Die Grundgleichung

Vergleichen heißt gleichsetzen; es muß also immer möglich sein, eine „Gleichung" (oder Ungleichung) für eine Bewertung anzusetzen. So kommt man zu einem Ansatz von beispielsweise folgender Form:

$$\text{Geldliches Ergebnis der Möglichkeit II} > \text{geldliches Ergebnis der Möglichkeit I,} \qquad (1)$$

d.h.: der Weg II ist vorteilhafter als der Weg I. Gleichwertigkeit der beiden Möglichkeiten würde bestehen, wenn ist:

$$\text{Geldliches Ergebnis des Weges II} = \text{geldliches Ergebnis des Weges I.}$$

Die Ungleichung I kann man in eine Gleichung verwandeln:

$$\text{Geldliches Ergebnis II} - \text{geldliches Ergebnis I} = \text{geldlicher Vorteil bei Wahl des Weges II gegenüber Weg I.} \qquad (2)$$

Das „geldliche Ergebnis" kann sich sowohl auf die Kosten wie auf den Ertrag beziehen. Im innerwerklichen Rechnungswesen, also bei der Selbstkostenrechnung der Wirtschaftlichkeitsberechnungen, auch bei der Kostenkalkulation als Unterlage der Preisstellung, bei der ja auch der kalkulatorische Kapitaldienst einzusetzen ist, wird man die Dinge von der Kostenseite her zu beurteilen haben. Es sei dabei angenommen, daß das betrachtete Unternehmen nach der Ertragsseite hin gesund und damit auch kapitalkräftig genug ist, um seine Anlagen auf zeitgemäßem vorteilhaftestem Stande zu halten und unwirtschaftliche oder unbrauchbar gewordene Anlagen durch neue zu ersetzen.

Anders liegen die Dinge, wenn es sich um den Kauf (oder Verkauf) eines Unternehmens handelt. Auch dann handelt es sich um einen Vergleich, aber nicht von zwei Kostenkalkulationen, sondern um den der Kapitalanlage mit irgend einer anderen möglichen Anlage des gleichen Kapitals. Hier ist der Ertragswert maßgebend. Bevor wir nun aber die Gleichungen für den Kostenwert und den Ertragswert entwickeln können, muß die Gleichung für den Kapitaldienst fixiert werden.

Die Gleichung für den Kapitaldienst

Zinsrechnung ist nun einmal Mathematik, da ist nichts daran zu ändern; der Kaufmann hat sich auch damit abgefunden; er muß aber auch bei der Berechnung des Kapitaldienstes diese Formeln anwenden.

Der kalkulatorische Kapitaldienst besteht aus der Summe der Abschreibungen und Zinsen für das Anlagekapital. Man drückt sich aber vielfach um die Zinsrechnung herum und pflegt dann bei einem Anlagekapital A und einer Lebensdauer l mit einem Abschreibungssatz $\frac{A}{l}$ je Jahr zu rechnen zuzüglich z % Zinsen auf A als Verzinsung. Z. B. Anlagekosten 100 000 RM, Lebensdauer 20 Jahre, Zinsfuß 5 %; demnach Kapitaldienst $\left(\frac{1}{20} + \frac{5}{100}\right) 100\,000 = 10\,000$ RM/Jahr = 10 % oder als algebraische Gleichung: $D = \left(\frac{1}{l} + \frac{z}{100}\right) A$.

Das ist falsch, weil die jährlich am Jahresende zurückgelegte Summe $\frac{A}{l}$ sich bis zum Ende der Lebensdauer l wieder verzinst. Nach den Regeln der Zinseszinsrechnung ist nur eine kleinere „Annuität" $\frac{A'}{l} = A \frac{0{,}01\ z}{(1 + 0{,}01\ z)^l - 1}$ am Ende jedes Jahres zurückzulegen.

Die Größe von $\frac{A'}{l}$ kann dabei ein wenig umständlich errechnet oder aus Tafelwerken für je 1000 RM Anlagekapital entnommen werden. $\frac{A'}{l}$ ist also der Betrag, der am Ende jedes Jahres zurückgelegt werden muß, damit nach l Jahren das Kapital A wieder vorhanden ist. Außerdem aber ist das Kapital für die gesamte Lebensdauer festgelegt und muß während dieser Zeit zum jährlichen Betrag $A \cdot z$ verzinst werden. Die genaue Rechnung mit Zins und Zinseszins würde für Abschreibung und Verzinsung eine Gleichung ergeben, die sich in folgender Form schreiben läßt:

Durchschnittlicher kalkulatorischer jährlicher Kapitaldienst während l Jahren =

$$D = A \cdot 0{,}01\ z \left[\frac{1}{(1 + 0{,}01\ z)^l - 1} + 1\right]. \qquad (3)$$

Diese Gleichung ist allerdings bereits eine Annäherung, weil mit Jahreszinsen gerechnet ist, während in Wirklichkeit Nutzung und Abnutzung während jedes Jahres laufend vor sich gehen. Die hohe Kunst der Mathematik würde freilich nicht davor zurückschrecken, auch das Problem der

laufenden Abnutzung und Abschreibung mit ihren Reihen- und Grenzwert-Betrachtungen bei unendlich kleinen Zinssätzen für unendlich kleine Zeiten zu lösen. Der Betriebswirtschafter braucht sich aber um solche mathematische Feinstmechanik nicht zu kümmern, er kann mit größeren Maßtoleranzen arbeiten.

Bild 1 gibt Kurven für die Gleichung 3 in Abhängigkeit von l und z.

Wer nun aber nicht sehr häufig mit solchen Rechnungen zu tun hat, wird bereits die Umständlichkeit der Zinseszinsrechnung mit ihren Exponentengleichungen unangenehm empfinden. Innerhalb der Grenzen, in denen sich normalerweise die Lebensdauer und der Zinsfuß z bei Wirtschaftlichkeitsberechnungen von Industrieanlagen zu bewegen pflegen, genügt eine Näherungsformel; es hat wenig Sinn, an einer Stelle der Rechnung den Schlichthobel anzusetzen, wenn man im übrigen nur grobe Klötze haut. Es zeigt sich, daß die Gleichung

$$\frac{A'}{l} = A\left(\frac{1}{l} - \frac{0{,}4\,z}{100}\right)$$

also

$$D = A\left(\frac{1}{l} + \frac{z}{100} - \frac{0{,}4\,z}{100}\right) = A\left(\frac{1}{l} + \frac{0{,}6\,z}{100}\right) \quad (3a)$$

für die Berechnung von Werten von $7{,}5 < l < 35$ und $3 < z < 6$ ausreicht. Für Ueberschlagsrechnungen genügt bei einer Lebensdauer bis zu 20 Jahren sogar die Gleichung

$$\frac{A'}{l} = A\left(\frac{1}{l} - 0{,}5\,\frac{z}{100}\right),$$

bei der die Zinseszinsen vernachlässigt sind; die Abschreibung + Verzinsung beträgt dann also

$$D = A\left(\frac{1}{l} + \frac{z}{100} - \frac{0{,}5\,z}{100}\right) = A\left(\frac{1}{l} + \frac{0{,}5\,z}{100}\right) \quad (3b)$$

(Kapitaldienst-Gleichung, nach oben abzurunden)

d. h.: die jährlichen Zinsen sind einzusetzen mit dem halben Zinsfuß, also z. B. 2½ % des Anlagekapitals, bei einem Zinsfuß von 5 %. Der jährliche Abschreibungssatz (ausschließlich Zinsen) ist gleich dem Anlagekapital (genau genommen abzüglich Schrottwert, der indessen in erster Annäherung als durch die Abbruchkosten kompensiert angesehen werden kann) dividiert durch die geschätzte (= kalkulierte) Lebensdauer der Anlage. Diese Lebensdauer kann begrenzt sein durch Verschleiß oder technisches Veralten. Einzusetzen ist stets die kürzere dieser beiden Lebensdauern. Es handelt sich also um ein Entweder-Oder.

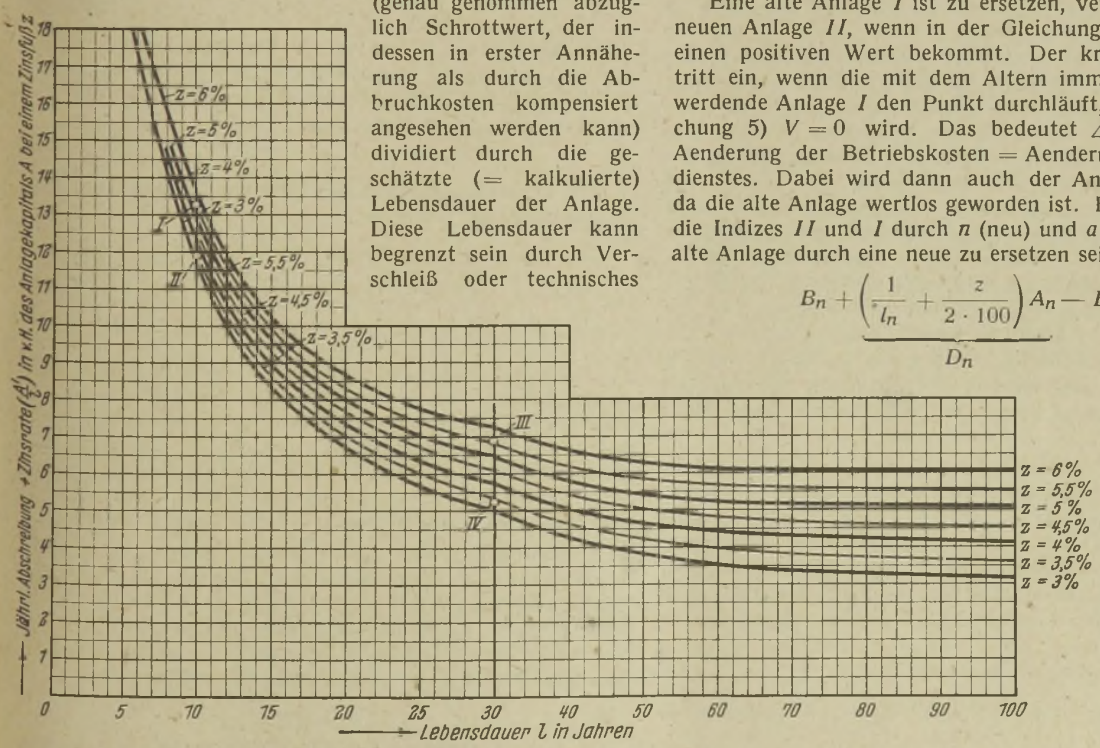


Bild 1. Kapitaldienst D = jährliche Abschreibungssätze zuzüglich Zinsendienst in v. H. des Anlagekapitals A bei verschiedener Lebensdauer l der Anlage und verschiedenem Zinssatz z.

Um die Güte der Anpassung der Näherungs-Gleichung 3a an die Gleichung 3 zu zeigen, sind in *Bild 1* vier Punkte nach Gleichung 3a eingezeichnet, und zwar

Punkt I für $l = 10$ und $z = 6$
Punkt II für $l = 10$ und $z = 3$
Punkt III für $l = 30$ und $z = 6$
Punkt IV für $l = 30$ und $z = 3$

Die Gleichung für den Ersatzbeschaffungswert

Mit obigem Ansatz für den Kapitaldienst werden nun die weiteren Gleichungen entwickelt, zunächst die „Ersatzkosten"gleichung für den Vergleich mit einer Neuanlage. Die Gleichung (2) lautet hier in allgemeiner Form:

$$\text{Betriebskosten I} + \text{kalkulator. Kapitaldienst I} - \left[\text{Betriebskosten II} + \text{kalkulator. Kapitaldienst II}\right] = \text{Vorteil bei II gegen I.} \quad (4)$$

Mit B als jährlichen Betriebskosten,
l als Lebensdauer in Jahren,
z als Zinsfuß in %,
A als Anlagekapital (wobei wir im folgenden der Einfachheit wegen den Schrottwert vernachlässigen wollen),
V als Vorteil bei Wahl von II gegenüber I je Jahr

schreibt sich dann die Gleichung algebraisch:

$$B_I + \overbrace{\left(\frac{1}{l_I} + \frac{z}{2}\cdot\frac{1}{100}\right)A_I}^{D_I} - \left[B_{II} + \overbrace{\left(\frac{1}{l_{II}} + \frac{z}{2}\cdot\frac{1}{100}\right)A_{II}}^{D_{II}}\right] = V \quad (5)$$

$$(B_I - B_{II}) - (D_{II} - D_I) = V$$

$$\Delta B - \Delta D = V$$

(Ersatzkosten-Gleichung).

Diese Gleichung kann man auch benutzen, um auszurechnen, ob bzw. wann eine alte Anlage, die unwirtschaftlich zu werden droht, durch eine zeitgemäßere neue ersetzt werden muß; ebenso kann man die Gleichung verwenden, um den kalkulatorischen Wert einer vorhandenen Anlage zu ermitteln.

Eine alte Anlage I ist zu ersetzen, verglichen mit einer neuen Anlage II, wenn in der Gleichung (5) die Größe V einen positiven Wert bekommt. Der kritische Zeitpunkt tritt ein, wenn die mit dem Altern immer geringwertiger werdende Anlage I den Punkt durchläuft, in dem (in Gleichung 5) $V = 0$ wird. Das bedeutet $\Delta B = \Delta D$, d. h. Aenderung der Betriebskosten = Aenderung des Kapitaldienstes. Dabei wird dann auch der Anlagewert $A_I = 0$, da die alte Anlage wertlos geworden ist. Ersetzen wir noch die Indizes II und I durch n (neu) und a (alt), so wird die alte Anlage durch eine neue zu ersetzen sein; wenn wird:

$$B_n + \underbrace{\left(\frac{1}{l_n} + \frac{z}{2\cdot 100}\right)A_n}_{D_n} - B_a = 0 \quad (6)$$

oder:

$$B_a - B_n = D_n$$

oder 6 a)

$$\Delta B = D_n.$$

Diese Gleichung ist der mathematische Ausdruck für den Erfahrungssatz, daß eine alte Anlage durch eine neue zu ersetzen ist im Augenblick, in dem die „Betriebskosten zuzüglich Kapitaldienst" der neuen Anlage kleiner werden als die „Betriebskosten ausschließlich Kapitaldienst" der alten

Anlage[2]). Solange dies noch nicht der Fall ist, hat die alte Anlage noch einen positiven Wert, den man errechnen kann, indem man die Gleichung:

$$B_n + \overbrace{\left(\frac{1}{l_n} + \frac{z}{2 \cdot 100}\right)}^{D_n} A_n = B_a + \overbrace{\left(\frac{1}{l_a} + \frac{z}{2 \cdot 100}\right)}^{D_a} A_a \qquad (7)$$

nach A_a auflöst. Der Zeitwert der alten Anlage (ihr „Kostenwert") ist dann:

$$A_a = \frac{B_n + \left(\frac{1}{l_n} + \frac{z}{2 \cdot 100}\right) A_n - B_a}{\frac{1}{l_a} + \frac{z}{2 \cdot 100}} \qquad (8)$$

(Ersatzbeschaffungswert).

Die voraussichtliche Gesamtlebensdauer l_n der neuen Anlage wie auch die voraussichtlich noch verbleibende Lebensdauer l_a der alten Anlage sind dabei zu schätzen.

Die entwickelten Gleichungen gelten sowohl für ein einzelnes Betriebsmittel, etwa einen Ofen oder eine Schere oder irgendeine Werkzeugmaschine, als auch für ganze Betriebe oder vollständige Werksanlagen. Auf den Anlage- bzw. Maschinenkarten kann man von Zeit zu Zeit — z. B. alle 5 Jahre — den kalkulatorischen Zeitwert der Anlagen oder Betriebsmittel eintragen und entsprechende Abschreibungen vornehmen.

Auf diese Weise ist ein Verfahren zu einer einwandfreien kalkulatorischen Berechnung von Anlagewerten — als (Ersatz-) „Kostenwert" der Anlage — aus den kalkulierten Betriebskosten und den geschätzten Lebensdauern im Vergleich mit neuesten, wirtschaftlichsten Anlagen gegeben.

Die Gleichung für den Ertragswert

Entgegen zu dem „Kostenwert" berechnet sich der obengenannte kalkulatorische „Ertragswert"[3]) der Anlage nach folgenden Gesichtspunkten:

Die Voraussetzung kapitalkräftiger Unternehmungen ist heute vielfach nicht mehr gegeben, z. B. decken in der Eisen schaffenden Industrie zur Zeit der Niederschrift dieser Arbeit die festgesetzten Preise nicht einmal die Betriebskosten. Wenn es sich in solchen Fällen um langdauernde Verhältnisse handelt, so genügt es bei Bestimmung des Anlagewertes nicht mehr, die Selbstkosten zweier Verfahren oder Anlagen zur Herstellung des gleichen Erzeugnisses miteinander zu vergleichen; es muß vielmehr auf die „Rentabilität", den Ertragswert zurückgegriffen werden. Die Schwierigkeit besteht hierbei darin, die Verhältnisse der Zukunft einzuschätzen. Angesichts der sich in der Regel über viele Jahre erstreckenden Lebensdauer der Anlagen ist es oft fast unmöglich, die Ausnutzbarkeit der vorhandenen Kapazität und die Entwicklung der Kosten und Preise zu übersehen, und die Betrachtung fällt unter den Begriff des kaufmännischen Wagnisses. So bleibt der Ertragswert immer problematisch, was jedoch keineswegs hindert, daß man mit aller Sorgfalt eines ordentlichen Kaufmannes prüft, wie sich die Dinge unter bestimmten, der Schätzung zugänglichen oder doch wenigstens beispielhaften Verhältnissen gestalten würden.

Wenn man die Glieder der Gleichung wieder auf 1 Jahr bezieht, so ergibt sich mit K als betriebsnotwendigem Kapital (= ursprüngliches Anlagekapital bzw. Kaufpreis A + Umlaufkapital U) und r als durchschnittlicher Jahresrente dieses Kapitals (Risikoprämie + zusätzlichem Gewinn), sowie L als Jahres-Unternehmerlohn bei Mitarbeit des Unternehmers und E als durchschnittlichen Jahreserlös.

$$E = B + \frac{1}{l} A' + L + r(A + U) \qquad (9)$$

wobei, wie oben bei der Entwicklung von Gleichung (3 a) ausgeführt,

$$A' \cong A\left(1 - 0{,}5 \frac{z\,l}{100}\right)$$

oder etwas genauer $A' \cong A\left(1 - 0{,}4 \frac{z\,l}{100}\right)$

ist. Also, wenn man keinen „Unternehmerlohn" einsetzt:

$$E - B = \overbrace{\frac{1}{l}\left(A - \frac{0{,}5\,z\,l}{100}\right)}^{D} + r(A + U) \qquad (9\,a)$$

(Ertragsgleichung).

Und damit wird

$$A = \frac{E - B - r\,U}{\frac{1}{l} - 0{,}005\,z + r}$$

(Ertragswert).

Dieser Ertragswert begreift allerdings nur die fabrikatorischen Gesichtspunkte und ist rein ingenieurmäßig (kalkulatorisch) gesehen (vgl. Fußnote 3). Die Gleichung (9) kann in zweierlei Weise benutzt werden.

1. Ist A (z. B. als Kaufpreis für ein Werk oder als Anlagekapital in einer Wiedereröffnungsbilanz) bekannt, so kann man die Rente r ermitteln; sie wird heute in vielen Fällen negativ sein.

2. Setzt man unter den heutigen Risikoverhältnissen ein bestimmtes r als Mindestrente des eingesetzten Kapitals (und gegebenenfalls einen Mindest-L für eingesetzte Unternehmerarbeit) voraus, so kann man den Ertragswert A der Unternehmung (den etwaigen anlegbaren Kaufpreis) errechnen.

In Gleichung (9) ist A und auch B nicht mit einem Index a oder n bezeichnet, denn es kann sich um eine bestehende alte Anlage oder auch um eine neue noch zu projektierende handeln; das nach 1 errechnete r ist auch nicht ohne weiteres die höchste Rente, die ein Unternehmen irgendwelcher Art bringen kann; bei einer veralteten Anlage kann r geringer sein, als wenn sie durch eine neue ersetzt wird. Ob diese neue Anlage eine höhere Rente gibt als die alte, errechnet sich aus Gleichung 6 und 9.

Nun werden sich allerdings B und E im Laufe der Lebensdauer von l Jahren ändern; auf die Dauer wird sich der Erlös auf die Deckung der Gesamtkosten einspielen müssen. Deshalb sind für B und E Durchschnittswerte über die gesamte Lebensdauer anzusetzen.

*

Die allgemeinste Form der Gleichung, aus der sich alle anderen ableiten lassen, ist

$$\begin{aligned} E_I - \left(B_I + \frac{A'_I}{l_I} + r_I K_I + L_I\right) &= \\ E_{II} - \left(B_{II} + \frac{A'_{II}}{l_{II}} + r_{II} K_{II} + L_{II}\right) &. \end{aligned} \qquad (10)$$

Man kann diese Gedanken noch weiter ausspinnen, aber es möge nun genug der Algebra sein. Ist dies nun nur ein müßiges Klötzchenspiel mit Buchstaben? Man darf wohl sagen, daß die mathematische Form der schärfste Ausdruck einer Gesetzmäßigkeit ist. Ob aber nun ein Gesetz in Zeichen oder Zahlen oder Werten ausgedrückt wird, ist unwichtig, jeder wird sich der Sprache bedienen, die er beherrscht. Wichtig sind nur die Folgerungen.

Will man die Gleichungen nicht auf ein Jahr beziehen, sondern auf die Einheit der Erzeugung, z. B. 1 t oder 1 kWh oder 1 Stück, so dividiert man die Gleichungen durch die Jahreserzeugung. Das ist oft zweckmäßig. Auch noch andere Bezugseinheiten, z. B. Laufstunden, können vorteilhaft sein.

Beispiele

1. Zeitwert eines Kraftwerkes

Es soll für innerwerkliche Zwecke (z. B. in der Betriebsbuchhaltung) der kalkulatorische Zeitwert eines Kraftwerkes bestimmt werden. Die etwa 20 Jahre alte Anlage hat zur Zeit ausschließlich des kalkulatorischen Kapital-

[2]) Gegen die hier aufgestellte Regel ist z. B. bei dem Streit um die Wirtschaftlichkeit des Ferngases zu dessen Nachteil im Schrifttum reichlich gesündigt worden.

[3]) Der „Geschäftswert", das Ansehen, die Verbindungen, der Kundenkreis, die „neutralen" Erträge und dergleichen sollen hier außer Ansatz bleiben.

dienstes Betriebskosten von 3,5 Pf./kWh; eine neuere Anlage würde gemäß angestellter Vorkalkulation nur Betriebskosten ausschließlich Kapitaldienst von 3,2 Pf./kWh ab Schalttafel haben, aber für die gleiche installierte Leistung $A_n = 3$ Millionen RM kosten. Die jährliche Stromabgabe beträgt $40 \cdot 10^6$ kWh, die Lebensdauer l_a der alten Anlage wird nach Rücksprache mit dem Technischen Ueberwachungsverein auf noch 10 Jahre geschätzt. Schwieriger ist die Bestimmung der Lebensdauer der neuen Anlage. Hierfür stellt man folgende Ueberlegung an:

Ein Verschleiß bis zum Unbrauchbarwerden würde wohl erst nach mehr als 40 Jahren eintreten. Ein technisches Veralten würde bei dem heutigen hohen Stande des Kraftwerksbaues wohl erst in etwa 30 Jahren zu erwarten sein, wenn nicht etwa die Entwicklung der Ausnutzung der Atomenergie in diesen 30 Jahren gewaltige Fortschritte machen würde. Vorsichtshalber werde daher die Lebensdauer der neuen Anlage nur mit $l_n = 20$ Jahren angesetzt. Der Zinsfuß werde mit 5 % angenommen.

$$\text{Es ist } B_a = \underbrace{3{,}5}_{\text{Pfennig/kWh}} \cdot \underbrace{40 \cdot 10^6}_{\text{kWh/Jahr}} \cdot \frac{1}{100} \text{ RM/Jahr}$$

$$\text{und } B_n = 3{,}2 \cdot 40 \cdot 10^6 \cdot \frac{1}{100} \text{ RM/Jahr.}$$

Ferner ist: $l_a = 10$ Jahre
$l_n = 20$ Jahre
$z = 5\,\%$
$A_n = 3 \cdot 10^6$ RM.

Der Kapitaldienst der neuen Anlage beträgt also je kWh (alle Geldwerte in Pfennigen ausgedrückt) nach Gl. (3b)

$$\underbrace{\frac{1}{40 \cdot 10^6}}_{\text{kWh/Jahr}} \underbrace{\left(\frac{1}{20} + \frac{5}{200}\right)}_{0{,}075 = 7{,}5\,\%} \overbrace{3 \cdot 10^6 \cdot 10^2}^{\text{Mark}} = 0{,}56 \text{ Pf./kWh}$$

Abschreibung + Verzinsung der neuen Anlage.

Damit wird:

$$\overbrace{3{,}5}^{\text{alte Anlage}} + \underbrace{\left(\frac{1}{10} + \frac{5}{200}\right)}_{\text{Pf./kWh}} \underbrace{\frac{A_a \cdot 100}{40 \cdot 10^6}}_{0{,}125 = 12{,}5\,\%} = \overbrace{3{,}2 + 0{,}56}^{\text{neue Anlage}} = 3{,}76 \text{ Pf./kWh}$$

Abschreibung + Verzinsung der alten Anlage.

Nach A_a aufgelöst wird:

$$A_a = \frac{3{,}76 - 3{,}5}{0{,}125} \cdot \frac{40 \cdot 10^6}{100} \approx 835\,000 \text{ RM.}$$

Der Wert des alten Kraftwerkes ist also auf Grund des Kostenvergleichs noch 835 000 RM. Würden aber die Betriebskosten des alten Kraftwerkes 3,8 statt 3,5 Pf. je kWh betragen, so würde der Wert A_a bereits negativ sein, und es wäre höchste Zeit, das Kraftwerk durch ein neues zu ersetzen. Voraussetzung ist dabei nach der Ertragsseite, daß die Erlöse für den Strom ab Schalttafel einen genügend höheren Durchschnitt als die oben errechneten Kosten von 3,76 Pfennig ergeben; denn sonst wird der Ertragswert nach Gleichung 9 a negativ.

Bisher war angenommen, daß in jedem Jahr die gleiche Summe $= \left(\frac{1}{l} A\right)$ abgeschrieben wird. Man kann die Gleichungen aber auch benutzen, um die notwendige Jahresabschreibung zu berechnen. Ergibt z. B. für ein bestimmtes Jahr, wie oben, $A_a = 835\,000$ RM, im nächsten Jahr aber, mit dem gleichen Rechnungsgang, $A_a = 770\,000$, so sind kalkulatorisch 835 000 — 770 000 = 65 000 RM abzuschreiben. Auf diese Weise würde der kalkulatorische Anlagewert immer auf richtiger Höhe gehalten werden. Wenn es der Mühe zu viel ist, alljährlich die Rechnung zu wiederholen, dann kann man auch einige Jahre lang bei $l = 10$ Jahren je $^1/_{10}\,A$ abschreiben und dann den Anlagewert neu bestimmen und richtigstellen.

2. Wie groß ist der Kaufwert der Anlage, wenn der Käufer des Kraftwerkes eine Rente von 6 % auf den Kaufpreis erzielen will?

Wenn in diesem zweiten Beispiel von dem Kaufwert der Anlage die Rede ist, so soll die folgende Rechnung nur das kalkulatorische Gerippe abgeben, gewissermaßen als gutachtliche Stellungnahme. Der Kaufmann wird zusätzlich die Uebernahme von Hypotheken, irgendwelchen Schulden oder Guthaben und neutralem Aufwand und Ertrag sowie von sonstigen Rechten und Pflichten zu bewerten haben.

Glaubt man, im Durchschnitt an der kWh 0,3 Pfennig mehr als die Betriebskosten erlösen zu können, also bei Kosten von 3,5 Pfennig je kWh einen Erlös von 3,5 + 0,3 = 3,8 Pfennig erzielen zu können, so ist in Gleichung (9), auf die kWh bezogen, $E - B = 0{,}3$ Pfennig und der Gewinn, auf das Jahr bezogen,

$$\frac{40 \cdot 10^6 \cdot 0{,}3}{100} = 120\,000 \text{ RM Gewinn je Jahr.}$$

Verlangt man (unter Vernachlässigung eines Unternehmerlohnes für persönliche Mitarbeit des Unternehmers) im Durchschnitt[4]) der zehnjährigen Lebensdauer eine Verzinsung des ursprünglichen Anlagekapitals und eines Umlauf- (= Betriebs-) Kapitals von 100 000 RM von 6 % (also $r = 0{,}06$), so ist bei einer Lebensdauer des alten Werkes von 10 Jahren nach Gleichung (9)

$$\overbrace{\frac{1}{10} \cdot A\left(1 - 0{,}5\,\frac{6 \cdot 10}{100}\right)}^{D} + r\,(A + 100\,000) = 120\,000$$

$$A = \frac{120\,000 - 6000}{0{,}075 + 0{,}06} = 880\,000 \text{ RM,}$$

d. h., der Handelswert (= Preisobergrenze für den Kauf des alten Werkes) ist 880 000 RM.

3. Wie groß ist die Rente, wenn die Betriebskosten und der Kaufpreis gegeben sind?

Würde es sich nicht um ein altes Werk handeln[5]), sondern um ein neues mit 3,2 Pf./kWh Betriebskosten und 3 Millionen RM Anlagekapital sowie 20 Jahren geschätzter Lebensdauer, so würde Gleichung (9) bei $z = 5$ ergeben:

$$\overbrace{\frac{1}{20} \cdot 3 \cdot 10^6 \left(1 - \frac{20 \cdot 5}{200}\right)}^{\text{Kapitaldienst}} + \overbrace{r\,(3 \cdot 10^6 + 100\,000)}^{\text{Kapitalrente}}$$

$$= (3{,}8 - 3{,}2) \cdot 40 \cdot 10^6 \cdot \frac{1}{100}$$

und es wird hieraus:

$$r = 0{,}053 = 5{,}3\,\%.$$

Kostet das Unternehmen 3 Millionen RM (= Anlagekosten) und soll eine Rente von 6 % auf dieses Anlagekapital[3]) erzielt werden, so muß der Unterschied zwischen Erlös und Betriebskosten ausschließlich Kapitaldienst sich ergeben, indem man die Gleichung (9) nach $E - B$ auflöst. Dann wird

$$E - B = \left[\frac{1}{20} \cdot 3 \cdot 10^6 \left(1 - \frac{20 \cdot 5}{200}\right) + 0{,}06 \cdot 3{,}1 \cdot 10^6\right] \frac{100}{40 \cdot 10^6}$$

$E - B = 0{,}85$ Pf./kWh = notwendiger „Gewinn" je kWh an der Schalttafel.

Will ein vorsichtiger Unternehmer noch berücksichtigen, daß nach 20 Jahren die Kaufkraft des Geldes wahrscheinlich etwas gesunken sein wird, so kann er das tun, indem er statt A einen etwas höheren Wert, z. B. 1,2 A, einsetzt.

Man mag über Kostenmathematik denken wie man will, die Ergebnisse der hier durchgeführten Anwendungsbeispiele der aufgestellten Gleichungen wird man sich nicht ohne Interesse durch den Kopf gehen lassen.

[4]) „Durchschnitt" deshalb, weil die Jahreszinsen aus den zurückgelegten Abschreibungen buchmäßig erst allmählich im Laufe der Jahre anfallen würden.

[5]) Die Rechnung kann selbstverständlich auch für ein altes Werk, z. B. bei einem Kaufpreis A_a von 1 000 000 RM und $l_a = 10$ Jahre durchgeführt werden.

4. Wirtschaftlichkeitsberechnung des Ausbaues einer Wasserkraft

Eine weitere Variation zum gleichen Thema liefert folgendes Beispiel mit anderer Bezugsgrundlage (= installierte Einheit) und ohne Benutzung der abgeleiteten algebraischen Gleichungen, vielmehr deren Ersatz durch einfache Rechnungsgänge unter Anwendung der Feststellung, daß für Verzinsung nur der halbe Zinsfuß anzusetzen ist (Gleichung 3 b).

Ein Unternehmen mit erheblichem Strombedarf ist in der Lage, einen Teil dieses Bedarfes durch Ausbau einer vorhandenen Wasserkraft — Errichtung einer Sperre — zu decken. Alle wasserrechtlichen Fragen sind geklärt. Der Ausbau der Sperre kostet 1400 RM je installiertes kW, dazu kommen 100 RM/kW für den maschinellen Teil. Da die Sperre auch Ueberschwemmungen im Frühjahr verhütet, ist dem Unternehmer ein Staatskredit von 1400 RM/kW für den wasserbaulichen Teil zu 3 % zugesagt, rückzahlbar nach 30 Jahren. Die Zahl der „Benutzungsstunden" wird zu 3500 jährlich veranschlagt, da das Unternehmen nur über Tag Wasserkraftstrom entnehmen will, und der Mehrbedarf aus dem Ueberlandnetz, hauptsächlich in Form des billigeren Nachtstromes, gedeckt werden soll. Der Preis der vom Ueberlandnetz bezogenen kWh ist zur Zeit 3,1 Pfennig; die Betriebskosten für den Wasserkraftstrom (einschließlich des wasserbaulichen Teiles) sind zu 0,7 Pfennig/kWh kalkuliert, die Lebensdauer wird für den wasserbaulichen Teil mit 100 Jahren, für den maschinentechnischen Teil mit 40 Jahren veranschlagt.

Wie groß ist der Gewinn, wenn die Anlage errichtet wird?

Der Leiter des Unternehmens überlegt: Wer weiß, was in 100 Jahren der Fall sein wird? Ich will mich im Augenblick nur um den Gewinn der 30 Jahre kümmern, nach denen wir — nicht nach irgendwelchen kalkulatorischen Spitzfindigkeiten, sondern nach unseren Büchern und sehr real — die Summe von soundso viel Mark (= je installierte kWh 1400 RM) für das Darlehn auf den Tisch legen müssen. Mögen nach diesen 30 Jahren dann meine Nachfolger den kalkulatorischen Wert und die Gewinnchancen nach dem System Rummel, oder, wenn bis dahin ein besseres gefunden ist, nach diesem kalkulieren und ihre kalkulatorischen Abschreibungen in Ordnung bringen[5]). Ich stelle fest, sagt der Leiter des Unternehmens:

1. Die Amortisation der wasserbautechnischen Anlagen muß sich jedenfalls auf die Lebensdauer von 100 Jahren richten und beträgt somit bei gleichen Jahresabschreibungen

$$0{,}01 \cdot 1400 = 14 \text{ RM/kW und Jahr.}$$

2. Die Zinsen von 3 % für das Darlehen müssen wir jährlich zahlen mit

$$0{,}03 \cdot 1400 = 42 \text{ RM/kW und Jahr.}$$

Das macht zusammen Abschreibung 14,00 + Verzinsung des Kredits 42,00 = 56,00 RM/kW und Jahr.

Davon ab gehen die Zinsen und Zinseszinsen der in 30 Jahren angehäuften Abschreibungen. Da ich diese Beträge in dem Unternehmen arbeiten lasse, rechne ich mit 6 % Zinsen, das macht

$$0{,}06 \cdot 0{,}5 \cdot \frac{30}{100} \cdot 1400 = 12{,}60 \text{ RM/kW und Jahr}$$

→ siehe Gleichung (3 b).

An Abschreibung + Verzinsung ergibt sich also

$$56 - 12{,}60 = 43{,}40 \text{ RM/kW und Jahr.}$$

Das sind ~ 3 % des Anlagekapitals; der gesamte Kapitaldienst des wasserbaulichen Teiles beträgt also nur 3 % jährlich (!).

3. Für den maschinellen Teil ergibt sich ein Kapitaldienst von

$$\left(\frac{1}{40} + 0{,}06 - 0{,}06 \cdot 0{,}5\right) \cdot 100{,}00 = 5{,}50 \text{ RM/kW und Jahr.}$$

Der gesamte Kapitaldienst beträgt also

$$43{,}40 + 5{,}50 = 48{,}90 \text{ RM/kW und Jahr}$$

wasserbaulicher Teil mechanischer Teil

oder ~ 3 % auf 1400 + 100 = 1500,— RM/kW und Jahr.

Umgerechnet auf 3500 Benutzungsstunden entfällt also auf die kWh ein Betrag von

$$\frac{48{,}90}{3500} \cdot 100 = 1{,}40 \text{ Pf./kWh.}$$

4. Die Betriebskosten ausschließlich Kapitaldienst betragen 0,7 Pf./kWh, die Kilowattstunde kostet also

$$1{,}40 + 0{,}70 = 2{,}10 \text{ Pf./kWh.}$$

Kapitaldienst Betriebskosten.

5. Die Ersparnis beträgt also bei einem Preise von 3,10 Pfennig für die bisher als Fremdstrom bezogene kWh von 3,10 Pfennig

$$3{,}10 - 2{,}10 = 1{,}00 \text{ Pf./kWh}$$

$$\text{oder im Jahr } \frac{3500 \cdot 1{,}00}{100} \cong 35{,}00 \text{ RM/kW.}$$

Aus dieser Ersparnis allein kann schon beinahe das Darlehen mit Zins und Zinseszins zurückgezahlt werden, ungerechnet die Ersparnis, die aus dem Bezuge des billigen Nachtstromes vom Ueberlandwerk entsteht und die allein etwa weitere 0,7 Pfennig/kWh betragen wird. In Betracht kommt auch, daß voraussichtlich der Kohlenpreis und damit der Preis für den Ueberlandstrom steigen wird, während die Schaffung der Wasserenergie durch Sonne und Regen, Schnee und Tauwetter in den nächsten 100 Jahren vom lieben Gott nicht höher berechnet werden wird.

5. Kaufpreis eines Gaswerkes

Noch ein weiteres Beispiel möge die Anwendbarkeit der Gleichungen veranschaulichen:

Eine Ferngasgesellschaft bietet einer Stadt Gas zu 3,2 Pf. je Nm³ frei Gasometer an; die Stadt hat ein eigenes Gaswerk, dessen Selbstkosten frei Gasometer 3,1 Pfennig ausschließlich Abschreibung sind. Die Stillegung dieses Gaswerkes lohnt dann nur, wenn die Ferngasgesellschaft den Preis auf weniger als 3,1 Pfennig/Nm³ heruntersetzt. Es ist aber auch der Weg möglich, daß der Preis von 3,2 Pfennig/Nm³ bestehen bleibt, die Ferngasgesellschaft aber das Gaswerk aufkauft und stillsetzt. Der Kaufpreis würde dann bei einem Jahresumsatz von $50 \cdot 10^6$ Nm³ und einer geschätzten Lebensdauer des Gaswerkes von 10 Jahren sein:

$$\frac{(3{,}2 - 3{,}1) \cdot 50 \cdot 10^6}{100 \cdot \left(\frac{1}{10} + \frac{5}{200}\right)} = 625\,000 \text{ RM.}$$

In dieser Gleichung ist:

3,2 — 3,1 Pfennig/Nm³ = der Unterschied zwischen Angebot und Selbstkosten

$50 \cdot 10^6$ Nm³/Jahr = die Jahresleistung

100 = der Umrechnungsfaktor von Pfennig auf RM

$\frac{1}{10} = \frac{1}{\text{Lebensdauer}}$

5 = der Zinssatz; $\frac{5}{200} = \frac{0{,}5 \cdot z}{100}$ in Gleichung (3 b).

6. Erneuerung eines Walzwerkes

Ein anderes Beispiel — wieder mit einer anderen Bezugsgröße — soll eine vereinfachte Anwendung der Gedankengänge ohne alle Algebra zeigen.

Ein älteres Walzwerk habe 40 RM Stundenkosten bei 6000 Jahresstunden, also $40 \cdot 6000 = 240\,000$ RM Jahreskosten. Eine zeitgemäße Neuanlage würde 65 RM Stundenkosten (ohne Kapitaldienst) haben, aber doppelte Leistung, so daß die gleiche Erzeugung in 3000 Stunden bewältigt werden könnte. Die Betriebskosten würden dann jährlich $65 \cdot 3000 = 195\,000$ RM sein. Das neue Walzwerk koste 1 Million RM. Seine Lebensdauer wird mit Rücksicht auf den heutigen bereits sehr hohen Stand des Walzwerksbaues nach der Veralterungsseite auf 30 Jahre geschätzt. Die Verschleißlebensdauer ist sehr groß, vielleicht 60 Jahre oder mehr für den mechanischen Teil, vielleicht 30 für die elek-

trischen Einrichtungen, kommt also hier nach dem „Entweder-Oder-Prinzip" nicht in Ansatz. Der Kapitaldienst ist also

$$\left(\frac{1}{30}+\frac{5}{200}\right)\cdot 1\,000\,000 = 58\,000 \text{ RM/Jahr}$$

↳ Verzinsung (Gleichung 3 b).

Die Gesamtjahreskosten sind also

$$195\,000 + 58\,000 = 253\,000 \text{ RM/Jahr.}$$

Sie sind für die gleiche Produktion, deren Höhe nicht in die Rechnung eingeht, um

$$253\,000 - 240\,000 = 13\,000 \text{ RM/Jahr}$$

höher, und das würde bedeuten, daß die Anschaffung der Neuanlage noch etwas zurückzustellen wäre. In Zeiten guter Preise, flüssigen Kapitals und hoher Absatzmöglichkeit von Walzwerkserzeugnissen wird aber trotzdem ein Antrag auf Bewilligung eines Kredits von 1 000 000 RM an den Aufsichtsrat gestellt, da eine Erweiterung der Kapazität erwünscht erscheint.

7. Ersatz einer Warmschere

Als letztes Beispiel sei der Ersatz einer Warmschere aus dem eben genannten Walzwerk betrachtet. Die bisherige sei altersschwach und habe übermäßige Instandsetzungen. Die neue Schere koste 25 000 RM. Die Montagekosten seien durch den Schrottwert der alten Schere gedeckt.

Bei der Kalkulation des Unterschiedes $B_a - B_n$ können Wartung, Bedienung und Energieverbrauch in beiden Fällen gleichgesetzt werden, so daß nur noch die Instandhaltungskosten einander gegenüberzustellen sind.

Das Werk hat in der Uraufschreibung der Werkstätten bereits seit Jahren eine noch eingehendere Kontierung vorgenommen, als sie das buchhalterische Kontenverzeichnis enthält, so daß leicht festzustellen ist, daß an übermäßigen Instandhaltungskosten der alten Schere jährlich etwa 1500 RM anfallen. Weiter entstehen durch die Betriebsstörungen Schäden, bei denen allein an Stillstandskosten während der häufigen kleinen Störungen jährlich 4000 RM Löhne entfallen, ungerechnet den Schrottentfall, den Produktionsausfall, den verteuerten Wiederanlauf nach der Behebung der Störung.

$B_a - B_n$ ist also mindestens $= \sim 4000 + 1500 = 5500$ RM.

Die alte Schere ist wertlos und zu ersetzen, wenn

$$B_a \geqq B_n + \left(\frac{1}{l_n}+\frac{z}{200}\right) A_n$$

wird.

Es sei

$$l_n = 30 \text{ Jahre und } z = 5\,\%.$$

Die Schere ist zu ersetzen, wenn

$$5500 \geqq \left(\frac{1}{30}+\frac{5}{200}\right) 25\,000 \text{ ist}$$

$$5500 > 1540.$$

Der Ersatz ist also gerechtfertigt.

Nun fragt der Herr Generaldirektor unseren Rechenkünstler danach, in wieviel Jahren sich unter Berücksichtigung von 6 % Zinsen die Anlagekosten der neuen Schere durch die Ersparnis amortisieren. Der zückt seinen Rechenschieber und rechnet:

$$5500 = \left(\frac{1}{l_n}+\frac{6}{200}\right) 25\,000$$

$$l_n = \frac{25\,000}{4975} = \sim 5{,}3 \text{ Jahre.}$$

Ohne Zinsen würden es

$$\frac{25\,000}{5500} = 4{,}65 \text{ Jahre sein.}$$

In diesem Fall wird freilich der hohe Herr etwas mitleidig wohlwollend, aber doch etwas maliziös über die genauere Rechnung lächeln; denn wenn er weiß, daß er mit Aufwand von 25 000 RM jährlich mehr als 5000 RM sparen kann, so genügt ihm dies für seine Entscheidung. In anderen Fällen freilich lassen sich die Dinge nicht so einfach übersehen, z. B. wenn $B_a - B_n < 5500$, z. B. $= 2000$ ist. Unser Rechenkünstler geht aber zufrieden nach Hause und denkt: „Wenn ich meinen Antrag nicht so schön begründet hätte, wäre ich unverrichteter Sache abgezogen."

Zusammenfassung

Bei der Bewertung von Anlagen der Industrie muß man — wie bei allen Wirtschaftlichkeits- und Kostenrechnungen — zunächst über den Zweck der Rechnung im klaren sein, bevor man sich an das Rechnen gibt. Will man den Zeitwert einer vorhandenen Anlage als (Baukosten-)Restwert ermitteln, indem man für Verschleiß und Veralten angemessene Abschreibungen auf die ursprünglichen Baukosten macht? Oder will man bei dem Kauf eines Unternehmens dessen Ertragswert veranschlagen? Oder will man wissen, was eine Teilanlage eines Betriebes im Vergleich zu einer Ersatzanlage neuester Bauart wert ist? Oder ob eine vorhandene Anlage unwirtschaftlich geworden ist und ersetzt werden muß? Oder was will man sonst? Für alle solche Rechnungen kann man aber ein Rechenschema — am besten in Form einer mathematischen Gleichung — aufstellen, in dem Betriebskosten, Abschreibung und Verzinsung zweier Anlagen auftreten, nach dem Grundsatz, daß alles Bewerten ein Vergleichen ist. Die Grundgleichung lautet dabei:

Ertrag I — (Betriebskosten I + Abschreibung I + Verzinsung I) =

Ertrag II — (Betriebskosten II + Abschreibung II + Verzinsung II).

Aus diesem Ansatz ergibt sich eine Reihe von Endgleichungen. In diesen Gleichungen kann jede Größe als Unbekannte ermittelt werden, wenn die Lebensdauer der Anlage bekannt ist. Die Vielfältigkeit der Anwendungsmöglichkeit wird an sieben Beispielen erläutert. Oft wird es freilich nur schwer oder gar nicht gelingen, die Rechnung durchzuführen. Das liegt dann aber nicht an der Unzulänglichkeit der Gleichungen, sondern an dem Mangel sicherer Unterlagen.

Umschau

Haltevorrichtung für das Stichloch-Brennrohr

Seit der Einführung des Aufbrennens des Stichlochs an Hochöfen mit Hilfe von Sauerstoff hat man das Brennrohr einfach mit dem Schlauchanschlußstück verschraubt. Hierbei beanspruchte das Abschrauben des verbrauchten und die Befestigung des neuen Rohres stets eine gewisse Zeit, zumal da oft die Rohrgewinde ungleichmäßig geschnitten oder im rauhen Hochofenbetrieb nicht mehr in einwandfreiem Zustand waren. Oft muß auch — bei der bekannten Tücke des Objekts — das Brennrohr im ungeeignetsten Augenblick ausgewechselt werden. Kürzlich ist an anderer Stelle[1]) eine verbesserte Brennrohrzange beschrieben worden, bei der das Rohr durch zwei mit Handgriffen verbundene Klemmbacken festgehalten wird. Durch Zusammendrücken der Griffe werden die Klemmen gelöst, und das gewindefreie Rohr kann ausgewechselt werden. Eine ähnliche Vorrichtung hat ein anderes Hochofenwerk entwickelt, dabei aber festgestellt, daß solche zangenartige Klemmen der rauhen Behandlung und dem Staub im Hochofenbetrieb auf die Dauer nicht gewachsen sind. Man hat deshalb die in *Bild 1* dargestellte wesentlich einfachere und sichere Schnellschlußverbindung entwickelt. Der Schlauch wird auf die Schlauchtülle geschoben und mit einer Schelle oder Bindedraht befestigt. Nach dem Einschrauben des Schutzrohrs ist die Vorrichtung gebrauchsfertig. Das Brennrohr wird durch die Ueberwurfmutter, die Stopfbüchse und die Gummimuffe in die Ausbohrung im Grunde des Gehäuses geschoben und durch eine Drehung der Ueberwurfmutter in der Gummimuffe festgehalten. Das Zusammenpressen der Gummimuffe bewirkt eine unbedingt sichere Abdichtung. Die

[1]) Erfahrungsaustausch 2 (1944) Nr. 7/8, S. 155.

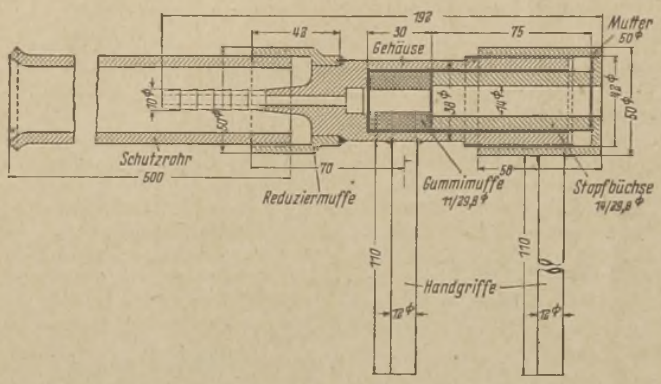


Bild 1. Haltevorrichtung für das Stichloch-Brennrohr.

Handgriffe am Gehäuse und an der Ueberwurfmutter erleichtern die Handhabung des Geräts beim Brennen und beim Rohrwechsel. Durch Anpassen der verschiedenen Bohrungen ist das Gerät für jeden vorkommenden Brennrohr-Durchmesser verwendbar.

Arthur Rein.

Walzenführungen, ihre Bauarten und Aufgaben

W. F. Hoffman berichtete vor der U. S. Association of Iron and Steel Engineers[1]) über seine eingehenden Beobachtungen der Walzenführungen. Der Bericht ist sowohl für den Konstrukteur als auch für den Walzwerker von Wert, da er einen Vergleich der in Deutschland und in den Vereinigten Staaten üblichen Bauweisen gestattet[2]). Hoffman geht von der gewohnten Einteilung in Einführungen und Ausführungen aus. Die einleitenden Abbildungen entsprechen durchaus den bei uns üblichen Bauarten. Er weist besonders darauf hin, daß die Führungskästen Stöße usw. unmittelbar — und nicht erst über Bolzen, Keile usw. — auf den Walzbalken übertragen sollen, damit für den Fall, daß ein Stabende im Führungskasten steckenbleibt, die Einführung stark und starr genug ist, diese Kräfte aufzunehmen, ohne daß sich Teile lösen, zwischen die Walzen gelangen und Walzenoberflächenfehler oder Walzenbrüche verursachen. Ferner schlägt er vor, Verschleißstücke in die Führungskästen einzusetzen und bei den Ausführungen Brechbolzen vorzusehen. Hoffman bespricht danach zunächst Drallführungen, die aus zwei Teilen bestehen, die in dem Führungskasten verkeilt werden. Er weist dabei besonders auf den großen Verschleiß dieser Führungen sowie auf die Möglichkeit der Entstehung von Aufschweißungen hin, die häufig die Oberflächengüte sehr nachteilig beeinflussen. Zur Vermeidung dieser Nachteile werden Drallwalzen nach *Bild 1* angeordnet oder aber die Abstreifmeißel an ihrem Ende mit Drallrollen *(Bild 2)* versehen, Anordnungen, wie sie in Deutschland auch benutzt werden. Neuartig ist jedoch die in *Bild 3* gezeigte Ketten-Drallführung zum Drallen von Knüppeln bis 150 mm ⌀. Der zum Drallen erforderliche Druck wird durch die Rollen auf den 750 mm langen Rollenkanal verteilt. Hoffman behandelt danach die Frage der einwandfreien Führungen bei Fertigstraßen und bespricht besonders einstellbare Einführungen. Diese können z. B. nach Lösen eines Keiles über Handrad und Schraubengewinde seitlich verstellt werden (vgl. *Bild 4*). Die Verstellung bei der Führung, wie sie *Bild 4* zeigt, kann nach Hoffman sehr schnell durchgeführt werden, wenn nötig, während des Walzens. Es ist möglich, die Verschleiß-

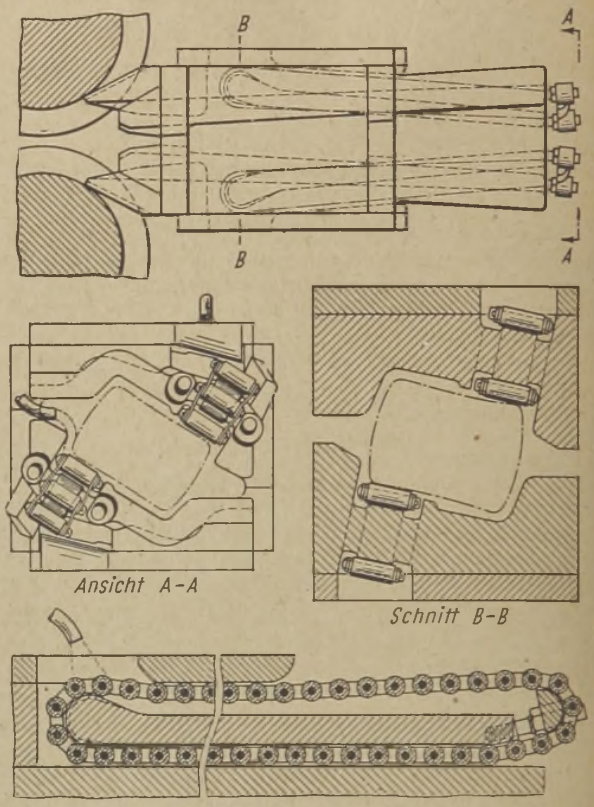


Bild 3. Kettendrallführung für Knüppel bis 150 mm ⌀.

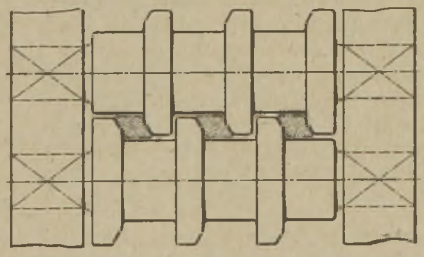


Bild 1. Drallwalzen hinter dem Walzgerüst.

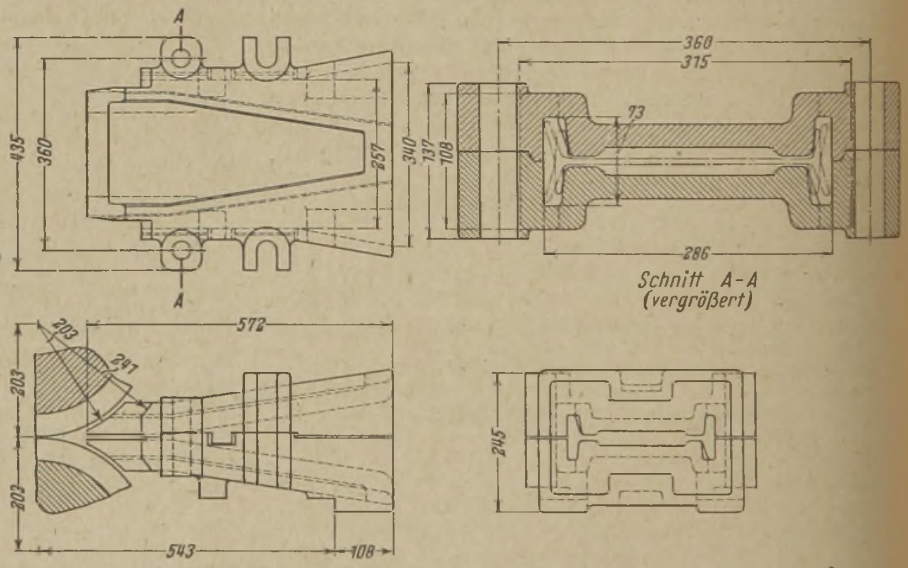


Bild 4. Führung mit verstellbaren Wangen für einen 254er Leichtträger einer 350er Straße.

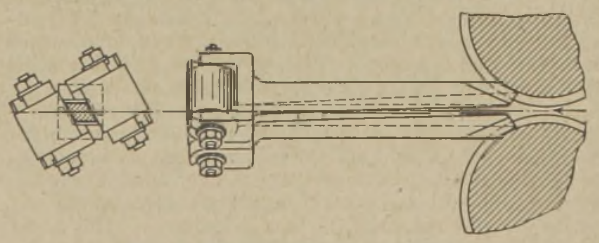


Bild 2. Abstreifmeißel mit Drallrollen.

[1]) Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) S. 703/07.
[2]) Vgl. Juretzek, G.: Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 689/95 (Walzw.-Aussch. 176).

platten an den Seiten in rd. 3 min auszuwechseln. Die abschließend von Hoffman behandelten einstellbaren Einführungen beim Fertigstich von Rund- und Vierkantstahl usw. entsprechen der in Deutschland üblichen Bauweise.

Anlage zum Schmieden und Härten von Eisenbahnwagen-Hohlachswellen

Im Deutschen Reiche wurde das erste Schutzrecht[1]) auf eine Eisenbahnwagen-Hohlachswellenbauart im Jahre 1882 angemeldet. Der Erfinder verwertete damals den Gedanken, die Hohlachse als Schmierölbehälter zu verwenden. In der Folge sind noch weitere Schutzrechte[2]) erteilt worden, die alle grundsätzlich den gleichen Gedanken der Ausnutzung der Hohlachswelle als Schmierstoffbehälter in abgeänderter Form beibehielten. Erst im Jahre 1928 tauchte der Gedanke der Verwendung von Eisenbahnwagen-Hohlachswellen aus baulichen Zweckmäßigkeitsgründen auf. Durch die Verwendung einer Hohlachswelle sollten die in den Nabensitzen durch das Aufpressen der Räder bei Vollachswellen entstehenden zusätzlichen Beanspruchungen vermindert werden[3]). Eine Verbesserung dieses Gedankens durch gänzliche Ausschaltung der in den Nabensitzen entstehenden Spannungen wurde mit einer Zusatzanmeldung[4]) durchgeführt. Bei einer weiteren Ausführungsart verwendet man die Hohlachswelle nur als Verbindung der beiden Räder. Der Laufzapfen dieser Radsatzbauart[5]) ist nicht wie bisher bei allen anderen Bauarten unmittelbar oder mittelbar der Hohlachswelle zugeordnet, sondern wird mit dem Radkranz und der Nabe aus einem Stück geschmiedet, so daß er als Teil des Radkörpers anzusehen ist. Der Vollständigkeit halber ist noch eine weitere Ausführungsart[6]) zu erwähnen, bei der zwei durch Warmformgebung hergestellte Röhren übereinander gesteckt und an den Enden drehsicher miteinander verbunden werden. Der Nabensitz ist bei dieser Ausführungsart auf das äußere zurückstehende, der Laufzapfen dagegen auf das vorstehende innere Rohrstück verlegt. Nach diesen Vorschlägen ist ebenfalls kaum gearbeitet worden, da man den Wert dieser Bauart nicht allzu hoch angeschlagen hat.

In Verbindung mit einer Leichtbauweise für Eisenbahnwagenräder[7]) ist die Verwendung von Hohlachswellen zur Verminderung des ungefederten Gewichts schon vor längerer Zeit vorgeschlagen worden. In Gemeinschaftsarbeit wurden Versuche in größerem Maßstabe von einem führenden Radsatzwerk mit der Deutschen Reichsbahn durchgeführt, die jedoch nicht restlos befriedigten. Hierzu sind die Angaben aus dem amerikanischen Schrifttum[8]) belangreich, die im Zusammenhang mit der Mitteilung von der Inbetriebnahme eines Werkes für die ausschließliche Herstellung von Hohlachswellen gemacht werden.

In dem Allenport-Werk der Pittsburg Steel Comp. wurde zu Anfang des Jahres 1944 eine Erzeugungsstätte für Hohlachswellen mit einer jährlichen Leistungsmöglichkeit von 225 000 Achswellen bei täglich dreimal achtstündiger Schicht dem Betrieb übergeben.

Nach den Mitteilungen ist der Ausgangswerkstoff ein Stahl nach SAE 1040 (0,40 % C, 0,6 bis 0,9 % Mn, höchstens 0,045 % P und 0,055 % S), der auf der benachbarten Pilgerstraße der Pittsburg Steel Comp. hohl ausgewalzt wird. Auf Paßlängen geschnitten und nach der Achsenfabrik gebracht, gelangen die Achsen zum Anwärmen der Enden in einen großen, gasgefeuerten Durchlauf-Schmiedeofen mit Schlitzbrenner *(Bild 1)*, der ein Ende jeder Achswelle aufheizt. Das erhitzte Ende wird dann in einer Rohrstauchpresse gestaucht und erhält unter einem 1350-kg-Fallhammer die Form des Laufzapfens und Nabensitzes. Dann gelangen die Rohlinge über eine Rollenbahn zu dem Einsatzende des Durchlaufofens zurück, um das andere Ende aufzuwärmen, und werden sodann in der gleichen Art hochkant gestaucht und geschmiedet.

Die Achsenenden werden hierauf in einem Durchlauf-Härteofen mit Naturgas auf etwa 8 5° bei selbsttätiger Regelung erwärmt und paarweise gerichtet und abgeschreckt. Die vereinigte Richt- und Abschreckvorrichtung verschließt beide Achsenenden, so daß die Abschreckwirkung während des Richtvorganges nur an der Außenwandung der Achswellen erfolgt.

In einem Luftumwälzofen werden die Achsen dann bei etwa 370° angelassen und in einem Kühlbottich abgekühlt. Schließlich wird die Wandung jedes Achsenendes auf einer Sondermaschine auf genauen Innendurchmesser selbsttätig ausgedreht. Damit sind die Achsen zur Verladung fertig.

Achsschenkel und Nabensitz der hohlen Achswellen haben die gleichen Abmessungen wie die der Vollachsen; sie sind daher untereinander austauschbar und können auf den üblichen Drehbänken bearbeitet werden.

Zwischen den Nabensitzen sind die Achswellen gerade, und man beläßt ihnen absichtlich die bei der Herstellung auf dem Pilgerwalzwerk erhaltene Oberfläche. Der einzige Unterschied zwischen den Hohl- und Vollachswellen in den äußeren Abmessungen liegt in dem mittleren Teil zwischen den Nabensitzen, da die Hohlachswellen weder eine Hohlkehle noch die anschließende kegelige Form nach der Mitte zu haben, die kennzeichnend für Vollachswellen ist.

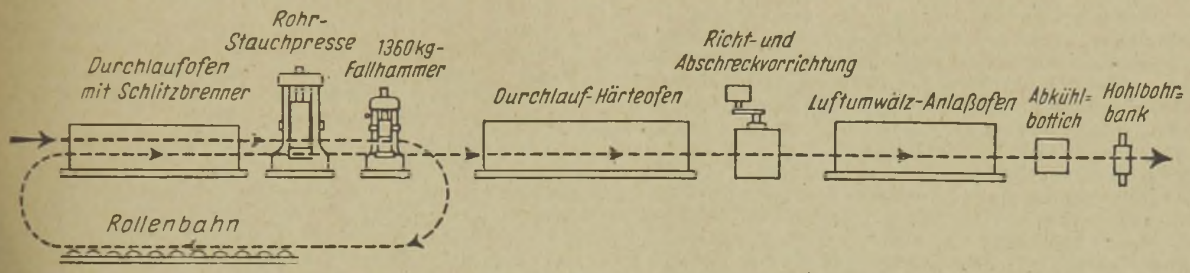


Bild 1. Anlage zum Schmieden von Eisenbahnwagen-Hohlachswellen.

Das neue Erzeugnis ist wesentlich leichter bei größerem Formänderungs- und Ermüdungswiderstand. Die Gewichtsverminderung schwankt je Achswelle von etwa 80 kg bei Achsschenkeln von 127 mm Dmr. bei 228 mm Länge, bis zu 230 kg bei Achsschenkeln von 165 Dmr. bei 305 mm Länge, also zwischen einem Hundertsatz von 25,1 bis 42,8. Eisenbahnbetriebsbeamte schätzen die Förderkosten einer Tonne Totlast je Wagen und Jahr bei etwa 16 000 Fahrtkilometer im Jahr zwischen 12 und 18 Dollar je Tonne und Wagen im Jahr. Bei einem mittleren Kostensatz von 15 Dollar je Tonne und Wagen im Jahr würden sich die jährlichen Ersparnisse zwischen 7,53 und 15,30 Dollar je Wagen bewegen.

Durch die Verminderung des ungefederten Gewichtes werden anteilmäßig die Schienenschläge heruntergesetzt, was sich wahrscheinlich in wesentlich geringeren Unterhaltungskosten der Gleisanlage auswirken wird, wenn eine genügende Wagenzahl mit diesen Hohlachswellen ausgerüstet ist. Wichtiger jedoch ist die Senkung der Unterhaltungskosten, die durch die längere Lebensdauer der Hohlachswellen durch weit weniger häufige Auswechselung erreicht wird.

Zwei Prüfverfahren wurden bei diesen Achsen angewendet. Einmal wurden sie einer Formänderungs- oder Biegeprobe unterworfen, um die Steifigkeit bei verschiedenen Belastungen festzustellen. Bei diesen Proben werden Bunde auf den Nabensitzen mit der gleichen, zulässigen Maßabweichung, mit denen die Räder aufgepreßt werden, angebracht. Die Durchbiegung der Hohlachswellen war gegenüber der Durchbiegung der Vollachswellen geringer. Bei Vollachswellen zeigten sich Dauerbrüche bereits bei 76 t und traten häufiger auf, sobald die Belastungen erhöht wurden. Die normale Fließgrenze lag bei etwa 100 bis 101 t. Für Hohlachswellen waren dagegen Belastungen von 165 bis 192 t notwendig, um bleibende Verformungen zu erreichen. Damit ergab sich eine um 56 % größere Festigkeit, ehe eine bildsame Formänderung begann.

[1]) DRP. Nr. 22180 vom 12. Sept. 1882.
[2]) DRP. Nr. 115909 vom 5. April 1900, 139070 vom 24. April 1902, 160105 vom 17. Mai 1904, 166217 vom 27. Nov. 1903.
[3]) DRP. Nr. 512339 vom 21. April 1929.
[4]) DRP. Nr. 544626 vom 24. Dez. 1929.
[5]) DRP. Nr. 647140 vom 12. Aug. 1932.
[6]) DRP. Nr. 648096 vom 30. Okt. 1934.
[7]) DRP. Nr. 541455.
[8]) Iron Steel 17 (1944) S. 343/44. Iron Coal Tr. Rev. 149 (1944) S. 724.

Als zweite Prüfung wurden Dauerversuche im physikalischen Prüflaboratorium der Timken Roller Bearing Company bei einer Radbelastung von 8,5 t durchgeführt. Die Hohlachswellen hielten über 88 Millionen Lastwechsel ohne Bruch aus, was einer Strecke von etwa 250 000 km bei einem Raddurchmesser von 915 mm (Laufkreisdurchmesser deutscher Regelradsätze: 1000 mm) entspricht. Gleiche Proben mit Vollachswellen, ebenfalls bei einer Radbelastung von 8,5 t, zeigten schon Brüche in den Nabensitzen bei 875 000 bis 2 755 000 Lastwechsel.

Die größere physikalische Festigkeit der Hohlachswellen ist verschiedenen Umständen zuzuschreiben:

1. Dem größeren äußeren Durchmesser zwischen den Nabensitzen.
2. Der röhrenförmige Querschnitt, wie er beim Pilgerverfahren hergestellt wird, ist ein geschmiedetes Erzeugnis.
3. Die nachfolgende Wärmebehandlung verbessert weiterhin die physikalischen Eigenschaften und verhindert den Verschleiß der Achsschenkel.

Ein weiterer Vorteil ergab sich durch die Feststellung, daß die Hohlachswellen weitaus kälter laufen, wodurch sie weniger empfindlich gegen Verschleiß und etwa auftretende Heißläufer sind. Außer den laboratoriumsmäßigen Proben sind zahlreiche Hohlachswellen bereits seit mehreren Jahren im laufenden Betrieb. Bei einem dieser Versuche wurden Hohlachs- und Vollachswellen auf den gleichen Untergestellen von Großgüterwagen der Monessen und South Western Railway eingebaut. Nach gleichen Betriebszeiten wurde, vor allen Dingen an den Enden der Achsschenkel, ein wesentlich geringerer Verschleiß festgestellt. *Otto Peltzer.*

Von beteiligter Seite gehen uns die nachstehenden Ausführungen über die in Deutschland mit Hohlachswellen durchgeführten Arbeiten zu:

Bereits im Jahre 1928 wurden die ersten Radsätze mit Hohlachswellen nach Patent Nr. 541 455 in Straßenbahnwagen eingebaut. Die Hohlachswellen und Leichträder wurden verwendet, um das ungefederte Gewicht herabzusetzen. Gleichzeitig wurde durch eine besondere Form der Radnabe angestrebt, die zusätzlichen Beanspruchungen im Radsitz der Achse herabzusetzen. Die durch Verwendung der Hohlachswelle erzielte Gewichtsersparnis beträgt rd. 50 %. Diese Form der Hohlachswelle und der Leichträder ist von einem beteiligten Werk seit dem Jahre 1932 eingehend durchgeprobt und weiterentwickelt worden. Dies ist die einzige Radsatzbauart mit Hohlachswellen, die seit 1934 bei der Deutschen Reichsbahn und vielen ausländischen Bahnen in großem Umfange und mit bestem Erfolg eingeführt worden ist. Neben dieser Bauart sind in den letzten Jahren vor dem Kriege auch verschiedene andere Radsatzbauarten mit Hohlachswellen anderer Radsatzwerke erprobt worden, wobei jedoch die Bauweise der Hohlachswelle grundsätzlich die gleiche war, wie sie bereits 1928 im Zusammenhang mit der vorgeschlagenen Leichtbauweise der Räder verwendet wurde.

Für das Baujahr 1939 waren von der Deutschen Reichsbahn für alle zu bauenden D-, Eil-, Gepäck- und Sonderwagen Radsätze mit Hohlachswellen bereits bestellt worden. Die Achsschenkel der Hohlachswellen haben die gleichen Abmessungen wie die der Vollachsen, jedoch müssen die Radsätze, auf die die Räder aufgepreßt werden, entsprechend stärker als bei Vollachsen sein, so daß ein Austauschen von Vollachsen gegen Hohlachsen nicht möglich ist. Der Umstand, daß die Achsen auf Dauerbiegewechselfestigkeit beansprucht sind, hat ergeben, daß sowohl die äußere Oberfläche als auch die Hohlbohrung peinlich sauber bearbeitet sein müssen, wenn nicht eine erhebliche Herabminderung der Dauerfestigkeit eintreten soll. Deshalb wurde von den ursprünglich auf dem Pilgerwalzwerk hergestellten Hohlachsen wieder ab- und zu den geschmiedeten und hohlgebohrten Achsen zurückgegangen. Seit 1934 sind fortlaufend gründliche und umfangreiche Erprobungen von Hohlachsen durchgeführt worden, über deren Ergebnisse erst zu einem späteren Zeitpunkt berichtet werden kann.

Alfred Winkler.

Der Berichterstatter hatte sich auch mit dem Erfinder der Radsatz-Leichtbauweise[2]) in Verbindung gesetzt. Dessen grundsätzliche Stellungnahme ist in nachfolgenden Ausführungen enthalten.

„Bei vielen Hohlachsen, die früher ausgeführt wurden, hatte sich gezeigt, daß diese weit eher zu Bruch neigten als die Vollachsen, so daß man in ihrer Verwendung zweifelnd wurde. Der Grund für diese Erscheinung lag aber keinesfalls allein in der Hohlachse selbst, sondern in dem Verbindungsglied, der Radnabe, die auf die Hohlachse aufgepreßt wurde. Durch den hohen strahlenförmigen Pressungsdruck wurde nicht nur eine strahlenförmige Oberflächenpressung erzeugt, sondern durch die bei der Hohlachse damit verbundene Ringwirkung des Quer, schnittes auch noch eine zusätzliche Druckbeanspruchung die im gleichen Sinne wirkte, und zwar aus der Zugseite als Vermehrung der Werkstoffanstrengung auf Zug, auf der Druckseite aber durch eine Behinderung der Verformungsmöglichkeit. Bei Dauerbeanspruchung mußten sich beide Momente unheilvoll auswirken.

Erst nachdem man weiter in das Gebiet der Schwingungsfestigkeit eingedrungen war, wurde es möglich, nach den neu gewonnenen Erkenntnissen zu bauen und zum ersten Male diesen Gegebenheiten in Patent Nr. 541 455 Rechnung zu tragen. Der Erfinder erkannte, daß eine Hohlachse mit der gleichen äußeren Gestaltung wie die Vollachse dieser stets unterlegen sein müsse, weil, wie vor erwähnt, die Hauptbeanspruchungen durch die aus der Nabenpressung herrührenden Spannungen ungünstig beeinflußt werden. Die auftretenden Brüche zeigten sich jedoch nur am Nabeneinlauf etwa 6 bis 8 mm vom Nabenrand entfernt. Im Nabeninnern wurde dagegen niemals ein Bruch festgestellt, da ja durch die Stützwirkung der Nabe die Achse innerhalb der Nabe entlastet wird.

Die keilförmige Ausgestaltung der Nabe, so daß an der gefährdeten Stelle, d. h. am Nabeneinlauf, nur eine geringe Oberflächenpressung mit ihren schädlichen Folgen vorhanden war, verbesserte das Beanspruchungsbild der Achse wesentlich und ermöglichte erst die Verwendung von Hohlachsen. Als später noch nachgewiesen werden konnte, daß durch eine gleichzeitige Vergrößerung des Achsdurchmessers in der Nabe eine noch weitergehende Senkung der Beanspruchung erzielt werden konnte, wurde es möglich, zusammen mit der keilförmigen Nabenform eine Hohlachswelle zu verwenden, die beanspruchungstechnisch weit günstiger ist als die bisher bestehenden Achsformen mit vollem Querschnitt."

Bedauerlicherweise gestatten die wenigen Angaben aus dem amerikanischen Schrifttum nicht auf Einzelheiten der Formgebung der Hohlachswellen amerikanischer Bauart näher einzugehen und die Unterschiede aufzuklären, die sich hieraus und aus den obigen Zuschriften ergeben. Nachdem aber amerikanischerseits ausdrücklich darauf hingewiesen wird, daß Achsschenkel und Nabensitz der Hohlachswellen die gleichen Abmessungen wie die der Vollachswellen haben und daher untereinander vollkommen austauschbar sind, gleichfalls die Ergebnisse der Dauerversuche im Physikalischen Prüflaboratorium der Timken Roller Bearing Company nicht so ohne weiteres von der Hand gewiesen werden können, müßten die Angaben über das Verfahren zur Herstellung von Hohlachswellen und die mitgeteilten Ergebnisse gerade heute von den beteiligten Stellen besonders beachtet und einer eingehenden Nachprüfung unterzogen werden. *Otto Peltzer.*

Bestimmung der Querschnitte und Querschnittsverjüngungen beim Ziehen von Halbzeug

In einer für alle Drahtziehereien beachtlichen Arbeit befaßt sich O. Tiedemann[1]) mit rechnerischen Ueberlegungen zur Ueberprüfung der Arbeitsverfahren in der Zieherei.

I. Allgemeines

Für eine ersprießliche Zieharbeit ist im allgemeinen Voraussetzung, daß der Werkstoff von Zug zu Zug gleichmäßig und weitgehend verformt wird. Dieses Ziel erreicht man sowohl durch Festlegung gleicher Querschnittsverminderung von Zug zu Zug als auch durch die Wahl einer so großen Querschnittsabnahme, wie sie dem vorliegenden Werkstoff nur zugemutet werden kann. Querschnittsgestaltung und werkstoffbedingte Einflüsse sollen außer Betrachtung bleiben. Die Aufgabe wird also nur rechnerisch angefaßt, und es bleibt jedem Ziehfachmann überlassen, die abgeleiteten rechnerischen Beziehungen auf seinen Sonderfall sinngemäß anzuwenden.

Will man einen gegebenen Querschnitt Q_0 durch eine Zieharbeit auf Q_n vermindern, so erfolgt das in mehreren (n) Zügen, die allgemein den gleichen Verminderungsquotienten F aufweisen. Soll aus irgendwelchem Grunde F

[1]) Metallwirtsch. 23 (1944) S. 241/45.

nicht stetig sein, sondern von Zug zu Zug kleiner (oder größer, was praktisch kaum in Betracht kommt) werden, dann muß sich F_n gesetzmäßig ununterbrochen ändern.

Für alle Fälle gilt:

$$Q_n = Q_{n-1} \cdot F_n. \qquad (1)$$

Für das Verhältnis des Endquerschnittes Q_n (oder eines beliebigen Querschnittes innerhalb der Zugfolge) zum Anfangsquerschnitt Q_0, das bei den folgenden Betrachtungen verwendet und mit A_n bezeichnet wird, folgt ohne weiteres:

$$Q_n = Q_0 \cdot A_n. \qquad (2)$$

II. Ziehen mit gleichbleibender Querschnittsverminderung

Die Verminderungskennzahl F bleibt stetig; daraus ergibt sich der Endquerschnitt mit:

$$Q_n = Q_0 \cdot F_n. \qquad (3)$$

Ferner steht die Kenngröße F zum Hundertsatz P der Querschnittsverminderung in folgender Beziehung:

$$F = 1 - \frac{P}{100}. \qquad (4)$$

Ist die anteilmäßige Querschnittsverminderung P und der Anfangs- und Endquerschnitt einer Ziehfolge gegeben, dann ergibt sich für die Anzahl der Züge:

$$n = \frac{\lg Q_n - \lg Q_0}{\lg F} \quad \text{(aus 3 und 4).} \qquad (5)$$

Für n wird man in den seltensten Fällen eine ganzzahlige Lösung erhalten und ist gezwungen, die nächsthöhere oder nächstniedrigere ganze Zahl zu wählen, wodurch F größer oder kleiner als die gewählte Querschnittsverminderung wird. Bezeichnet N den Numerus des in eckigen Klammern stehenden Zahlenwertes, so ergibt sich:

$$F = N\left[\frac{\lg Q_n - \lg Q_0}{n}\right] \quad \text{(aus 5)} \qquad (6)$$

und aus der Zusammenziehung der beiden Gleichungen 2 und 5 die neue Beziehung:

$$F = N\left[\frac{\lg A_n}{n}\right] \quad \text{(aus 2 und 5).} \qquad (6\,a)$$

Mit diesen Angaben können die Querschnitte der Zwischenstufen nach Gleichung 3 berechnet werden, und die Ziehfolge ist in der Größe der Querschnittsflächen, nicht aber in der Ausgestaltung der Querschnitte gegeben (sofern es sich nicht um einfache Formquerschnitte wie Kreisflächen oder regelmäßige Vielecke handelt).

III. Ziehen mit stetig abnehmender Querschnittsverminderung

Das Ziehen mit abnehmender Querschnittsverminderung erfolgt in der Weise, daß die Verminderungskenngröße F als Glied einer geometrischen oder arithmetischen Reihe ständig zunimmt. Für die Verwendung der arithmetischen Reihe sei auf die Ursprungsarbeit verwiesen; hier soll nur die geometrische Aenderung der Querschnittsverminderungszahl F_n behandelt werden. F_n setzt sich in diesem Fall aus zwei Einheiten zusammen, und zwar aus dem Grundwert f und dem Reihenexponenten h, der mit $(n-1)$ potenziert wird. Es ist also:

$$F_1 = f = \frac{Q_1}{Q_0} \quad \text{(aus 1)} \qquad (7)$$

$$F_n = f \cdot h^{n-1} = \frac{Q_n}{Q_{n-1}} \qquad (8)$$

$$f = N\,[\lg F_n - (n-1) \cdot \lg h] \quad \text{(aus 8)} \qquad (8\,a)$$

$$h = N\left[\frac{\lg F_n - \lg f}{n-1}\right] \quad \text{(aus 8).} \qquad (8\,b)$$

Die Ermittlung der Beziehungen zwischen den gegebenen Werten Q_0, Q_n, F_n (oder f und h) und dem gesuchten Wert n mit Hilfe der Reihenentwicklung von Q ergibt:

$$Q_n = Q_0 \cdot f_n \cdot h^{\frac{n^2-n}{2}} \quad \text{(aus 7 und 8)} \qquad (9)$$

$$A_n = f_n \cdot h^{\frac{n^2-n}{2}} \quad \text{(aus 2 und 9)} \qquad (9\,a)$$

$$f = N\left[\frac{\lg A_n}{n} - \frac{(n-1) \cdot \lg h}{2}\right] \quad \text{(aus 9)} \qquad (9\,b)$$

$$h = N\left[\frac{2}{n^2-n}\left(\frac{\lg A_n}{n} - \lg f\right)\right] \quad \text{(aus 9)} \qquad (9\,c)$$

$$n = -\left(\frac{\lg f}{\lg h} - \frac{1}{2}\right) \pm \sqrt{\left(\frac{\lg f}{\lg h} - \frac{1}{2}\right)^2 + \frac{2 \lg A_n}{\lg h}} \quad \text{(aus 9).} \qquad (10)$$

Nachdem die Anzahl der Züge n festliegt (man wählt wie oben eine der praktisch verwertbaren Lösungen der quadratischen Gleichung benachbarte, durch Eins teilbare Zahl), kann man die genaue, stetige Querschnittsverminderung vom ersten bis zum letzten Zug, d. h. die für das gewählte ganzzahlige n gültigen Werte für f und h nach den Gleichungen 9 b oder 9 c bestimmen, je nachdem, ob man den Wert h oder f (gegenüber den gegebenen Werten) unverändert lassen will.

Will man aber bei einer gegebenen Anzahl von Zügen die Querschnittsverminderung nach der Abnahme des letzten Zuges einrichten, was unter Umständen wegen der verbleibenden Kaltverfestigung wichtig ist, dann benutzt man die Gleichungen 11 und 12, die sich aus den Gleichungen 8 und 9 a durch wechselweisen Ersatz von f und h ergeben:

$$f = N\left[\frac{2 \lg \cdot A_n}{n} - \lg F_n\right] \quad \text{(aus 8 und 9 a)} \qquad (11)$$

$$h = N\left[\frac{2}{n^2-n}\,(n \cdot \lg F_n - \lg A_n)\right] \quad \text{(aus 8 und 9 a).} \qquad (12)$$

Ferner besteht auch noch die Möglichkeit, nur die Verminderung des ersten und letzten Zuges f und F_n vorzuschreiben; für diesen Fall bestimmt man n nach der Gleichung 13, die sich aus den Gleichungen 8 und 9 a durch Ersatz von h ergibt:

$$n = \frac{2 \cdot \lg A_n}{\lg f + \lg F_n} \quad \text{(aus 8 und 9 a).} \qquad (13)$$

Für n wählt man wieder eine ganze Zahl und verfährt weiter nach obigen Gleichungen. Die abgeleiteten rechnerischen Beziehungen werden in der Hauptarbeit noch durch Beispiele, die sich auch auf die Verwendung der arithmetischen Reihe erstrecken, erläutert, worauf an dieser Stelle besonders hingewiesen wird. *Otto Tiedemann.*

* * *

Zu den Ausführungen des Herrn Tiedemann, einschließlich der ursprünglichen Veröffentlichung[1]), erhielten wir aus den Kreisen der Stahldrahtzieher Aeußerungen, die sowohl die Wichtigkeit als auch die Schwierigkeit des angeschnittenen Fragenbereichs beleuchten und die wir im Auszug wiedergeben.

Der Verfasser unterstellt, daß die in der Fertigung gebräuchlichen Ziehstufenfolgen schwanken, und gibt ein Beispiel für den Grundsatz, daß die in der bisherigen Zugfolge angewendete stärkste Querschnittsverminderung die Grundlage für eine berichtigte Ziehstufenfolge bilden müsse. Diese Ueberlegung ist nur bedingt richtig. Manchmal ist es durchaus möglich, in vielen Fällen sogar sicher, daß die größte Querschnittsverminderung mit einer Ueberbeanspruchung des Ziehgutes verbunden war.

Die Anwendung einer nach Tiedemann höchstmöglichen Querschnittsverminderung für den ersten Zug einer Ziehstufenfolge ist zu verwerfen. Ungleichmäßigkeiten im Rohwerkstoff würden in einem solchen Falle, besonders bei stellenweisen Verdickungen im Querschnitt, wie sie im Walzdraht unvermeidlich sind, zu örtlich begrenzten unzulässigen Beanspruchungen des Ziehgutes führen, die sich verhängnisvoll auf die ganze weitere Ziehfolge auswirken würden.

Der Verfasser gibt ferner Beispiele mit geometrischer und arithmetischer Verminderung der Ziehstufenfolge. Die hierfür aufgestellten mathematischen Beziehungen sind wesentlich verwickelter als die für gleichbleibende Zugabnahme. Ihre Anwendung dürfte damit noch größeren Schwierigkeiten begegnen. Die Aufstellung einer Ziehstufenfolge mit abnehmender Querschnittsverminderung widerspricht außerdem dem vom Verfasser eingangs seiner Betrachtungen aufgestellten Grundsatz, wonach eine Ziehfolge so eingerichtet sein soll, daß hierbei stets mit der höchstzulässigen Querschnittsverminderung gezogen werden kann, um die Anzahl der Züge, die Zahl der Zwischenglühungen und damit auch den Verbrauch an Schmiermitteln gering zu halten.

Bei der unbedingten Richtigkeit der Tiedemannschen Ueberlegungen und dem unbestreitbaren Verdienst, sich mit der mathematischen Fassung der verschiedenen Möglichkeiten befaßt zu haben, muß festgestellt werden, daß die

Fertigung auch ohne genauere Erforschung der mathematischen Zusammenhänge infolge zunehmender Kenntnis der Werkstoffeigenschaften und der Betriebserfahrung die für jeden Werkstoff geeignete Ziehstufenfolge kennt und befolgt. Der Betriebsmann ermittelt sich seine Ziehstufenfolge heute meist mit dem Rechenschieber.

In den auf diese Weise ermittelten Ziehstufenfolgen mögen noch gewisse Schwankungen vorhanden sein, doch halten sich diese in verhältnismäßig engen Grenzen. Die rasch fortschreitende maschinenmäßige Ausgestaltung der Ziehbetriebe (Ziehen auf Ziehmaschinen) hat eine weitgehende Bereinigung der gebräuchlichen Ziehstufenfolgen herbeigeführt.

* * *

Auf Grund der Erfahrungen mit Stahldrähten können die von Tiedemann offenbar an Nichteisenmetallen gewonnenen Erkenntnisse keineswegs ohne weiteres auf Stahldraht übertragen werden. Die Ziehbarkeit von Stahldraht hängt u. a. stark von der Zusammensetzung besonders vom Kohlenstoff- und Mangangehalt und ferner vor allem von der Gefügeausbildung des Drahtwerkstoffes ab. Diese Einflüsse sind so stark, daß man sie durch Formeln nicht ohne weiteres erfassen kann. Immerhin dürfte es eine dankbare Aufgabe sein, solche Gesetzmäßigkeiten auch bei Stahldrähten in Abhängigkeit von den aufgeführten Einflüssen zu überprüfen.

Der Einfluß von Zink auf die Korrosionswechselfestigkeit von Stahl

Es ist bekannt, daß der kathodische Schutz, der durch die Berührung des Stahles mit Zink oder mit einem anderen Metall niedrigeren elektrochemischen Potentials gegenüber Stahl eintritt, auch ein Mittel zur Verlängerung der Lebensdauer bei Wechselbeanspruchung und gleichzeitiger Korrosion ist[1]). Wie die Untersuchungen von A. J. Gould und U. R. Evans[2]) gezeigt haben, wird bei Draht ein weitgehender Schutz gegen die Einwirkung chloridhaltiger Lösungen erzielt, wenn der Draht nur mit einigen lockeren Windungen von Zinkfolie versehen wird, obgleich diese den Zugang der Lösung zum Stahl nicht verhindern. Arbeiten von Deer und Sleigh deuten an, daß durch die in säurehaltigen Lösungen eintretende Beladung von Stahl mit Wasserstoff die Lebensdauer des Stahles bei Biegewechselbeanspruchung verkürzt wird. Bei der Berührung von Stahl und Zink in saurem Regenwasser oder sauren Kondensaten könnte deshalb die Lebensdauer des Stahles verkürzt, in neutralen Salzlösungen dagegen verlängert werden. Es war daher nachzuprüfen, ob bei kathodischem Schutz durch Zink eine Verbesserung der Lebensdauer auch bei Korrosionsermüdung in Säuren eintritt, oder ob die zu erwartende Wasserstoffbeladung eine Verringerung der Lebensdauer bewirkt. Entsprechende Versuche von N. Stuart und U. R. Evans[3]) beschränkten sich auf eine Belastung innerhalb des elastischen Bereichs; für höhere Belastungen war durch frühere Versuche[4]) bekannt, daß die Beladung mit Wasserstoff die Lebensdauer bei Biegewechselbeanspruchung schädigt.

Zur Klärung der angeführten Fragen führen Stuart und Evans folgende drei Versuchsreihen durch:

1. Blanke Stahlblechstreifen wurden einer Wechselbiegebeanspruchung bei gleichzeitiger Benetzung mit Schwefelsäure verschiedener Konzentration, mit Regenwasser oder mit destilliertem Wasser unterworfen. Dabei betraf jeweils eine Versuchsreihe ungeschützte Proben, eine Probe mit Zinkberührung und — als Gegenprobe — eine mit Nickelberührung.
2. Stahlblechstreifen, die vorher durch kathodische Behandlung in einer arsenhaltigen Säure stark mit Wasserstoff beladen waren, wurden ohne Säureangriff der Wechselbiegebeanspruchung unterworfen. Diese Versuche sollten klären, ob bei Anwesenheit von Wasserstoff im Gefüge des Stahles die Lebensdauer stets verkürzt wird. Nach P. Bardenheuer und H. Ploum[4]) ruft eine solche Behandlung stets Versprödung hervor.
3. Stahlblechstreifen wurden mit und ohne Zinkberührung zuerst der Einwirkung der Atmosphäre ausgesetzt und anschließend im Dauerbiegeversuch geprüft, um festzustellen, ob eine Erhöhung der Lebensdauer durch Zinkberührung infolge Vermeidung des Auftretens von Korrosionsgrübchen oder eine Verschlechterung der Lebensdauer durch Wasserstoffbeladung eintritt.

Die Versuche wurden an einseitig eingespannten Blechstreifen mit einer Hebelarmlänge von 73 mm und einem Querschnitt von 8×0,3 mm² durchgeführt. Die Versuchseinrichtung gestattete, gleichzeitig 20 Proben bei einer Temperatur von 21° durch Hinundherbiegen zu prüfen. Die Schwingweite betrug einheitlich ± 11 mm, woraus sich eine Höchstbiegebeanspruchung in der äußersten Faser an der Einspannstelle von 40 kg/mm² errechnet; bei dieser Belastung traten keine bleibenden Formänderungen auf. Die Lastwechselgeschwindigkeit wurde mit 33 je min niedrig gewählt. Zur Benetzung wurde neben der Einspannstelle um die Probe ein 4 mm breites Leinenband gewickelt, das mit einem Ende in einen oberhalb gelegenen Säurezuführungsbehälter tauchte; die korrodierende Flüssigkeit lief auf diese Weise über die Einspannstelle zu einem zweiten Behälter. Die flachen Zinkstücke, die infolge eines dreieckförmigen Ausschnittes die Säure unmittelbar an die Einspannstelle treten ließen, wurden mit dem Leinenband an die Probe befestigt. Der bei den Versuchen verwendete Stahl enthielt 0,26 % C, 0,21 % Si, 0,36 % Mn, 0,038 % P und 0,031 % S; er wurde im kaltgewalzten und im geglühten Zustande erprobt.

Die Ergebnisse der Versuche litten unter den bei Zeitfestigkeits- und Korrosionsuntersuchungen üblichen Streuungen. Nach H. Müller-Stock[5]) ist bereits ohne Korrosionseinfluß bei Zeitfestigkeits-Untersuchungen mit je nach der Höhe der Belastung schwankenden Streuungen der Lebensdauer von 80 bis 200 % des Mittelwertes zu rechnen. Da die Versuchswerte von Stuart und Evans teilweise nur unerheblich über die bei gleichzeitiger Korrosion noch größer zu erwartende Streugrenze hinausgehen, sind die Ergebnisse

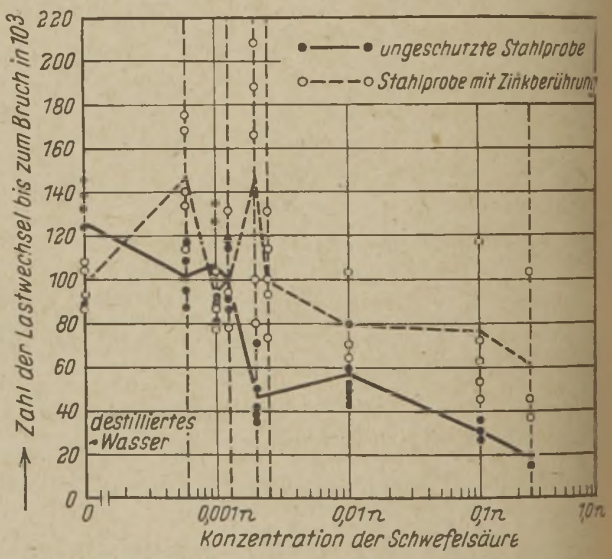


Bild 1. Biegewechselversuche an kaltgewalztem Stahl bei Benetzung mit Schwefelsäure.

nur unter Berücksichtigung der Gesamtwahrscheinlichkeit zu werten. Abweichenden Ergebnissen, die bei einzelnen Säuregraden gefunden wurden und nicht durch eine größere Zahl von Versuchen genügend belegt sind, ist daher weniger Wert beizumessen.

Für die erste Versuchsgruppe ist die erzielte Lebensdauer in Abhängigkeit der Säurekonzentration in *Bild 1* zusammengetragen. Die aus Gründen der Uebersicht fortgelassenen Ergebnisse der Versuche mit Nickelberührung zeigten nur im Bereich des Zufalls liegende Abweichungen von denen der einfachen Proben. Auffallend war, daß bei Nickelberührung der Bruch nicht an der Stelle der höchsten mechanischen Beanspruchung stattfand. Der Vergleich der Proben mit und ohne Zinkschutz zeigte je nach dem Säuregrad ein verschiedenes Bild. Bei destilliertem Wasser wies die mit Zink geschützte Probe eine niedrigere

[1]) Behrens, O.: Mitt. Wöhler-Inst. Nr. 15 (1933) S. 73.

[2]) Second Report of the Alloy Steels Research Committee. London 1939 (Spec. Rep. Iron Steel Inst. Nr. 24), S. 325/42. Vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1212/13.

[3]) J. Iron Steel Inst. 147 (1943) S. 131/44. Huddle, A. U., und U. R. Evans: Iron Coal Tr. Rev. 147 (1943) S. 795.

[4]) Bardenheuer, P., und H. Ploum: Mitt. K.-W.-Inst. Eisenforschg. 16 (1934) S. 129/36; vgl. Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 585.
Machu, W., und O. Ungersböck: Arch. Eisenhüttenw. 15 (1941/42) S. 301/06; vgl. Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 75/76.

[5]) Mitt. Kohle- u. Eisenforschg. 2 (1938) S. 83/107; vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1046.

Lebensdauer auf als die ungeschützte Probe. Der Unterschied von 98 000 Lastwechseln gegenüber 126 000 dürfte aber noch keine sicheren Schlüsse zulassen. Auch in dem Konzentrationsbereich um 0,001 *n* liegen die Proben mit Zinkberührung ungünstiger als die ungeschützten Proben, wobei aber die Streuungen wieder zu berücksichtigen sind.

Bei Regenwasser stieg die Lebensdauer durch Zinkschutz durchschnittlich um 38 %; während ungeschützte Proben im Durchschnitt 120 000 Lastwechsel aushielten, lag der Durchschnittswert für die Proben mit kathodischem Schutz bei 195 000. Allgemein kann daher der Zinkschutz auch bei Korrosionsermüdung in Säuren zur Verbesserung der Lebensdauer grundsätzlich empfohlen werden.

Die zweite Versuchsgruppe sollte Aufklärung bringen, ob die aus der Berührung mit Zink zu erwartende Wasserstoffbeladung ungefährlich ist, solange die Beanspruchung innerhalb des elastischen Bereichs bleibt. Die sehr stark mit Wasserstoff beladenen Proben zeigten keine Abnahme der Lebensdauer gegenüber normalen Proben. Im elastischen Bereich scheint daher eine Wasserstoffbeladung für wechselnd beanspruchte Teile ungefährlich zu sein.

In der letzten Versuchsgruppe wurde untersucht, ob die Minderung der Zeitfestigkeit nach Vorkorrosion der Proben an der Atmosphäre durch kathodischen Zinkschutz vermieden werden kann. Ein Teil der während einer Regenzeit auf dem Dach des Chemischen Instituts in Cambridge ausgelegten Proben wurde dazu in eine durchlöcherte Hülle aus Zink gelegt. Obwohl diese Proben äußerlich weniger angerostet schienen, war doch kein Unterschied in der Lebensdauer bei der anschließenden Wechselbiegeprüfung festzustellen; die Lebensdauer betrug hierbei im Mittel 125 000 Lastwechsel, während nicht vorkorrodierte Proben des gleichen Werkstoffs regelmäßig 500 000 Lastwechsel ohne Bruch aushielten.

Insgesamt zeigen die Versuche, daß gegen die Entwicklung von Korrosionsschutzmitteln auf Zinkgrundlage keine Bedenken bestehen. Der Zinkschutz ist dagegen in Gegenwart schlechtleitender Lösungen von geringem Wert. Die Art, wie das zu schützende Stahlteil zweckmäßig mit Zink in Berührung gebracht wird, hängt von seiner Form und den örtlichen Verhältnissen ab. Feuerverzinkung und elektrolytische Verzinkung schützen teils mechanisch, teils elektrochemisch, können jedoch außerhalb des Werkes weder aufgebracht noch erneuert werden. Die Wirkung stark zinkstaubhaltiger Anstrichmittel wird noch geprüft. Weiterhin besteht die Möglichkeit, eine Umwicklung mit Zinkfolie anzubringen, die durch ein organisches Klebemittel befestigt wird. Es ist zu vermuten, daß auch die Beimischung von Zinkstaub zum Schmieröl eine Verbesserung der Lebensdauer von Lagern bringen kann.

Heinrich Steinrath und *Karl-Friedrich Mewes.*

Gesetzmäßigkeiten der Wirtschaft und ihre Darstellung

In der obigen Arbeit von Karl Daeves und August Beckel[1]) muß die Unterschrift zu Bild 2 statt „Stahlerzeugung" lauten: „Roheisenerzeugung in 150 Jahren". — In der Unterschrift zu Bild 12 muß es in der dritten Zeile statt 7,7 % heißen: „6,5 %".

[1]) Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 112/16.

Zeitschriften- und Bücherschau

Allgemeines

Robiette, A. G.: Entwicklung in der Eisenindustrie.* Erzeugung und Verbrauch an Stahl je Kopf der Bevölkerung in den wichtigsten Ländern der Welt. Allgemeine Entwicklungsrichtung zu gemischten Hüttenwerken. Zweckmäßigkeit der Vorbereitung der Rohstoffe für den Hochofen. Allgemeine Angaben über Bessemer-, Thomas-, Siemens-Martin- und Elektro-Stahlwerke, Walzwerke, Gießereien und Wärmebehandlungsbetriebe. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 99/107.]

Feuerfeste Stoffe

Verwendung und Verhalten im Betrieb. Harrison, J. L.: Feuerfeste Stoffe für Stahlgießereien. Allgemeine Uebersicht über feuerfeste Stoffe für Pfannen und Bessemerbirnen als Ergänzung zu einem Bericht von H. B. Cross. Erfahrungen verschiedener Gießereien mit basischen Pfannenauskleidungen bei Entschwefelungsvorgängen. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 95/98.]

Wärmewirtschaft

Abwärmeverwertung und Wärmespeicher. Wärmespeicherung in der Schweiz. Kurze Notiz über das Runte-Jael-Verfahren, ausgeführt von der Firma Gebr. Sulzer, Winterthur. Das Verfahren beruht auf dem hohen Wärmeisolationswert trockener Erdschichten. Ein warmer Luftstrom, erzeugt aus überschüssiger Wasserkraft, wird durch eine Reihe von Tiefbohrungen in die Erde geleitet und dort eine Aufheizung bis etwa 800° vorgenommen. Da die Wärmeverluste sehr gering sind, kann die Wärme zu gegebener Zeit als Warmluft wieder entnommen werden. Die Anlage in Zürich ist für eine Leistung von 700 000 kWh ausgeführt. [Iron Coal Tr. Rev. 153 (1946) Nr. 4088, S. 7.]

Krafterzeugung und -verteilung

Wärmetheorie. Hams Hall "B" Generating Station, Birmingham.* Kurze Beschreibung des neuen Dampfkraftwerkes, ausgelegt für 300 000 kW. Zunächst Ausbau auf 100 000 kW mit zwei 50 000-kW-Sätzen. Beispiel für eine neuzeitliche englische Anlage. [Engineering 161 (1946) Nr. 4177, S. 97/99.]

Gas- und Oelturbinen. Salzmann, F.: Zur Theorie der Regelung von aerodynamischen Wärmekraftanlagen mit geschlossenem Kreislauf.* Verhalten der Ackeret-Keller-Gasturbine bei interstationären Betriebszuständen. Zweckmäßigkeit der Regelung des Arbeitsmittels im Hochdruckteil des Kreislaufs. [Schweiz. Bauztg. 65 (1947) Nr. 10, S. 123/25; Nr. 11, S. 137/40.]

Roheisenerzeugung

Hochofenverfahren und -betrieb. Rice, O. R.: Einfluß des Gestelldurchmessers auf Ofenkühlung und Koksverbrauch. Kühlwasserverbrauch bei kleinen und großen Oefen von 14 bis 18 t je t Roheisen. Betriebsdaten für verschiedene Ofengrößen und Erzeugungsverhältnisse. Einfluß des langsamen Blasens auf den Gichtstaubentfall und den Koksverbrauch. Niederblasen eines Ofens mit leeren Erzgichten und Wasserablöschung. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4066, S. 200.]

Saunders, H. L., und R. Wild: Stoffverteilung im Hochofen. Abhängigkeit der Durchgasung von den Ofenquerschnitten in den einzelnen Zonen und der Stückgröße der Möllerbestandteile. Berührungszeiten zwischen Möller und reduzierenden Gasen, Wärmeaustausch und den chemischen Reaktionen. Zusammenhang zwischen Isothermen und Gaszusammensetzung. Ergebnisse von Modell- und praktischen Versuchen über den Niedergang der Beschickung und die Gasströmung. Einfluß der Beschickungsvorrichtungen auf die Ausbildung der Beschickungsoberkante und die Entmischung und Voreilung von Möllerbestandteilen. [Iron Coal Tr. Rev. 151 (1945) Nr. 4050, S. 556.]

Stahlerzeugung

Siemens-Martin-Verfahren. Dolomit-Schleudermaschine für Siemens-Martin-Oefen.* Hinweis auf ein reich mit Bildern ausgestattetes Büchlein der Blaw-Knox Co., in dem die neue, verbesserte und verstärkte Schleudermaschine beschrieben wird. Leistung etwa sechsmal so hoch wie bei der alten. Verstärkung an der Maschine wie an der Wurfvorrichtung. Auch Anwerfen der Vorderwand mit Hilfe einer Prallvorrichtung leicht möglich. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 9, S. 1152.]

Colclough, T. P.: Ganzbasische Siemens-Martin-Oefen. Ausgezeichnete Erfahrungen der Röchlingschen Eisen- und Stahlwerke an 3 Chromerz-Magnesitstein-Oefen. Erzielte Lebensdauer von 1400 Schmelzen geht weit über die besten englischen hinaus. Anregungen für Stahlwerke und feuerfeste Fabriken. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4075, S. 622.]

Evans, R. W.: Die Beheizung von Siemens-Martin-Oefen mit Mischgas aus Koksofen- und Gichtgas.* Besprechung von Theorie und Praxis der Mischgasbeheizung von Siemens-Martin-Oefen. Flammenbildung und ihre Bedeutung für den Siemens-Martin-Ofen. Das Schäumen der Schlacke und seine Beeinflussung durch leuchtende Flammen. Bedeutung des Leuchtens von Mischgasflammen. Karburierung durch Koksofengas und Teer, wobei nur Gichtgas und Luft vorgewärmt werden sollen. Betrieb von Mischgasöfen. Schlußfolgerungen. Erörterung. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 395/417 u. 443/66.]

Guthmann, Kurt: Karburierung und Beheizung von Siemens-Martin-Oefen mit Steinkohlenstaub. Steinkohlenstaub-Eigenschaften. Steinkohlenstaub-Karburierung von Siemens-Martin-Oefen. Erfahrungen mit der Steinkohlenstaub-Beheizung von Siemens-Martin-Oefen. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 7/8, S. 116/22 (Stahlw.-Aussch. 424 u. Wärmestelle 338).]

Jackson, A.: Ueber Zusammensetzung und Kontrolle von Siemens-Martin-Schlacken aus großen basischen Kippöfen bei Verarbeitung von phosphorhaltigem Roheisen.* Beziehungen zwischen Gesamteisengehalt und dem Gehalt an $Fe_2O_3 + SiO_2$ in der Vorschlacke und Abstichschlacke. Beziehungen zwischen Metallbad- und Schlackenzusammensetzung. Einfluß wechselnder Roheisenzusammensetzung. Schaubildliche Darstellungen auf Grund ausgedehnter Erfahrungswerte über die Höhe des erforderlichen Kalkzuschlags bei wechselnden P- und Si-Gehalten des Roheisens zur Erzeugung von handelsüblichen, unlegierten Stählen mit 0,08 bis 0,20 % C. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 49/66.]

Leckie, A. H.: Untersuchungen über die wärmetechnische Ausnutzung von Siemens-Martin-Oefen durch Gegenüberstellung von Betriebsergebnissen.* Einflußgrößen für die Wärmeausnutzung. Kennlinien für thermischen Wir-

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

kungsgrad, Wärmeverluste und Nutzwärme bei Oefen verschiedener Fassung, verschiedenen Gas-Luft-Verhältnissen u. dergl. Anteil von Roheisen, Schrott und Schlacke am Wärmebedarf. Gas- und Luftvorwärmung. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 419/42 u. 443/66.]

Manterfield, D.: Temperaturüberwachung des Stahlbades in basischen Siemens-Martin-Oefen.* Beschreibung der Versuchsdurchführung an basischen Siemens-Martin-Oefen von 87 t Fassung. Ergebnisse der Temperaturmessungen über die Badlänge und in verschiedenen Badtiefen. Temperaturverlauf während des Fertigmachens. Schlackentemperaturen. Temperaturanstieg von Einschmelzen bis zum Abstich von 1557° auf 1605°. Besprechung der Ergebnisse. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 467/79.]

Elektrostahl. Motock, George T.: Stand des Vakuumschmelzens in Deutschland.* Angaben aus dem Betrieb der Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., Hanau, über Entwicklung der Bauart und Größe der Oefen und die in ihnen erschmolzenen Legierungen (für Heizleiter, Thermoelemente, säurebeständige Werkstoffe). [Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 64/69.]

Gießen. Mechanische Kokillen-Vorbereitung.* Neue Einrichtung zum gleichzeitigen Tauchen und Teeren von drei Kokillen bei der National Tube Co., National Works. Nach dem Tauchen in Wasser werden die Kokillen auf einer Platte abgesetzt und abgedeckelt. Danach wird 5 s gemahlenes Pech mit Preßluft eingeblasen. Ueberlegenheit dieses Anstrichs gegenüber Teerheizung, Oelgraphit oder Salzanstrichen. Seit Einführung, Nachlassen des Schrottentfalles und der Putzarbeit. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 9, S. 1127.]

Metalle und Legierungen

Pulvermetallurgie. Kelley, F. C., und F. E. Fisher: Durch Strangpressen aus Pulver hergestellte Schweißdrähte aus nichtrostendem Stahl.* Angaben über die Herstellung der Schweißdrähte aus gepulvertem Ferrochrom, Nickel, Mangan, Elektrolyteisen und Silizium. Verwendbarkeit der Schweißdrähte. [Iron Age 158 (1946) Nr. 25, S. 68/72.]

Kuzmick, J. F., J. D. Shaw, C. L. Clark, T. W. Frank, W. V. Knopp und A. S. Margolies: Einfluß der Korngröße auf die Eigenschaften von Sintereisen.* Einfluß der Korngröße auf die Verdichtung in Abhängigkeit vom Preßdruck, auf die Dichte im nichtgesinterten und gesinterten Zustand, auf die Längenänderung beim Sintern, auf Härte, Zugfestigkeit und Bruchdehnung des Sintereisens. [Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 76/80.]

Hartmetallegierungen. Comstock, Gregory: Die deutsche Hartmetallindustrie.* Entwicklung der Hartmetallerzeugung in Deutschland von 1926 bis 1944. Leistungsfähigkeit der verschiedenen deutschen Betriebe. Zusammensetzung der derzeit üblichen Hartmetallsorten. Neueste Maschinen zur Herstellung. [Iron Age 156 (1945) Nr. 9, S. 36A/36L; vgl. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 7/8, S. 124/26.]

Metcalfe, A. G.: Die zusammengesetzten Karbide in Hartmetallegierungen.* Untersuchungen an titanhaltigen Hartmetallegierungen mit 70 bis 80 % WC, 15 bis 25 % TiC und 5 % Co über den Atomgitteraufbau der auftretenden Karbide. Doppelkarbide sind unwahrscheinlich. Einfluß des Titans auf die Eigenschaften von Wolfram-Hartmetallegierungen. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 127/33.]

Sonstige Einzelerzeugnisse. Brown, D. I.: Eigenschaften und Verwendungsgebiete von Tantung.* Angaben über eine von der Fansteel Metallurgical Corp., North Chicago, Ill., entwickelte gegossene Hartlegierung mit 2 bis 4 % C, 1 bis 3 % Mn, 45 bis 50 % Co, 27 bis 32 % Cr, 2 bis 7 % Nb + Ta und 14 bis 19 % W. [Iron Age 158 (1946) Nr. 20, S. 76/81.]

Verarbeitung des Stahles

Walzwerksanlagen. Duda, W. R.: Erhöhung der Geschwindigkeit des Ausbringens bei neuen Walzwerken.* Kurze Beschreibung einiger Ausführungen der Continental Foundry & Machine Company. [Blast Furn. 34 (1946) Nr. 1, S. 115/17.]

Walzwerksantrieb. Mohler, F.: Leistungserhöhung der Walzwerke und Hilfseinrichtungen durch Verbesserung der elektrischen Einrichtungen.* Kurze Wiedergabe einiger elektrischer Einrichtungen für Walzwerke, ausgeführt von der General Electric Company. [Blast Furn. 34 (1946) Nr. 1, S. 118/20.]

Bandstahlwalzwerke. Pannek, Hans: Der Antrieb von Stützwalzen bei Bandstahl-Polergerüsten. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 7/8, S. 124.]

Schneiden, Schweißen und Löten

Schneiden. Linsley, H. E.: Schneiden von nichtrostendem Stahl im Lichtbogen bei Sauerstoffzufuhr.* Als Elektrode dient ein dünnes Rohr aus unlegiertem Stahl, durch das Sauerstoff zugeführt wird. Stromstärke und Sauerstoffdruck werden dem zu schneidenden Querschnitt angepaßt. Sauerstoffverbrauch etwa 50 % des Verbrauchs beim Brennschneiden üblichen Stahles. [Iron Age 158 (1946) Nr. 20, S. 96/98.]

Elektroschmelzschweißen. Willigen, P. C. van der: Elektroden zur Lichtbogenschweißung in unmittelbarer Berührung mit dem Werkstück.* Die Zusammensetzung und Dicke der Umhüllung werden so abgestimmt, daß der Schweißdraht auf dem Werkstück aufliegen kann. Vorteile. [Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 58/62.]

Wyer, R. F.: Lichtbogenschweißung unter Schutzgas.* Hinweis auf die Anwendung des Inert-Arc-Verfahrens bei nichtrostenden Stählen. [Iron Age 158 (1946) Nr. 18, S. 57/58.]

Eigenschaften und Anwendung des Schweißens. Lichtbogenschweißung von Gußeisen auf deutschen Werften. Angaben aus einem Bericht des Combined Intelligence Objective Sub-Committee. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4077, S. 710.]

Schäden an geschweißten Schiffen. Auszug aus einem zusammenfassenden Bericht über die bisherigen Feststellungen, besonders über den Einfluß der Schweißausführung. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4077, S. 710.]

Hopkin, G. L.: Die Bildung einer harten Uebergangszone beim Schweißen legierter Stähle und die Schweißrissigkeit. Schrifttumsübersicht. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 145/50.]

Oberflächenbehandlung und Rostschutz

Verzinnen. Cresswell, R. A.: Verzinnen von Gußeisen.* Für die Feuerverzinnung geeignetes Gußeisen. Zweckmäßigkeit des Beizens in schmelzflüssigen Chloriden zur Erzielung einer gleichmäßigen Verzinnung. Zweckmäßiges Arbeiten beim elektrolytischen oder Feuerverzinnen vor allem von Lagern aus Gußeisen. [Engineering 161 (1946) Nr. 4194, S. 526/28; Nr. 4195, S. 550/51.]

Sonstige Metallüberzüge. Auf der Innenseite nach dem „Bart-Lectro"-Verfahren plattierte Stahlrohre. Hinweis auf ein in Amerika entwickeltes Verfahren, nach dem Rohre bis zu 400 mm Dmr. und 6 m Länge elektrolytisch mit Nickel oder anderen Metallen überzogen werden können. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4077, S. 719.]

Mechanische Oberflächenbehandlung. Lang, Maximilian, und Martin Riedl: Stand der Schleifscheibenprüfung. Einfluß der Schleifscheibenzusammensetzung auf ihre für den Betrieb wirksame Härte. Uebersicht über die Verfahren zur Prüfung der Härte von Schleifscheiben. [Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 1, S. 11/14.]

Wärmebehandlung von Eisen und Stahl

Allgemeines. Rotherham, L.: Wärmebehandlung und Wärmeübergang.* Allgemeine Angaben über die heutigen Möglichkeiten der Berechnung der Aufheizungs- und Abkühlungsvorgänge in Abhängigkeit vom Stückdurchmesser. Bei Temperaturunterschieden auftretende Spannungen im Wärmebehandlungsgut. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 135/40.]

Glühen. Senkrechter Durchlaufofen für das Normalglühen von Bandstahl. Kurze Angaben über einen für Ostfrankreich bestimmten gasbeheizten Ofen. [Engr. Dig. 1946, Sept.; nach Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 80.]

Härten, Anlassen, Vergüten. Kopecki, E. S.: Prüfung der Abschreckhärtbarkeit von Stählen nach dem „P-V-Versuch".* Proben von etwa 30 bis 50 mm Dmr. werden an einem Ende von 30 mm zu einem Keil mit 90° spitzem Winkel angeschliffen und im Wasserstrahl schroff abgeschreckt. Dann wird eine Scheibe aus der Keilspitze entnommen und der Verlauf der Härte — am besten nach dem Rockwell-A- oder Rockwell-N30-Verfahren — gemessen. Als Härtbarkeit (P-V-Wert = „penetration-velocity") wird der Abstand von der Spitze des Keils gemessen, bis zu dem die Härte über 73-RN30-Einheiten (oder 78,5-RA-Einheiten = 55 RC oder 598 Vickers-Einheiten) liegt. Treffsicherheit und Vorteile des Verfahrens. [Iron Age 158 (1946) Nr. 20, S. 66/69; Berichtigung: 159 (1947) Nr. 2, S. 96.]

Eigenschaften von Eisen und Stahl

Werkzeugstahl. Haufe, W.: Ueber die Beanspruchung und Wärmebehandlung von Preßluftwerkzeugen.* Wechselfestigkeit und Schneidhaltigkeit als wichtige Forderungen bei Druckluftwerkzeugen. In Betracht kommende Stähle und deren Wärmebehandlung. Einfluß der Oberflächenbearbeitung auf die Haltbarkeit. Betriebserfahrungen über die Haltbarkeit von Döppern in Abhängigkeit vom Nietdurchmesser. Maßnahmen zur Schonung der Preßluftwerkzeuge. [Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 1, S. 1/10.]

Wolfe, K. J. B.: Die Behandlung von Schnellarbeitsstählen bei tiefen Temperaturen.* Untersuchungen an folgenden Stählen über Austenitzerfall, Härte bei Raumtemperatur und Standzeit von Hobelmessern bei einem Vorschub von 0,6 bis 0,9 mm in Abhängigkeit von Abschreck- und Anlaßtemperatur, von der Anzahl der Anlaßbehandlungen und von Kühlungen auf minus 76°:

	% C	% Co	% Cr	% Mo	% V	% W
1.	0,78	Sp.	4,3	0,5	0,9	17,7
2.	0,83	Sp.	3,9	5,9	1,2	6,5
3.	0,82	10,7	4,5	0,1	1,5	22,7

[Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 79/94.]

Schnellarbeitsstahl mit 5 % V. Allgemeine Angaben über Eigenschaften und Wärmebehandlung eines Schnellstahles mit 1,5 % C und 5 % V (Vasco Supreme der Vanadium Alloys Steel Co., Latrobe, Pa.). Vergleich der Brinellhärte bei 550, 615 und 660° mit der von Stählen mit 1. 4 % Cr, 1 % V und 18 % W; 2. 4 % Cr, 8 % Co, 2 % V und 18 % W; 3. 8 % Mo und 1,5 % W. [Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 63.]

Nichtrostender und hitzebeständiger Stahl. Ausscheidungshärtbarkeit von nichtrostendem Stahl „Stainless W". Hinweis auf einen Stahl mit 0,07 % C, 0,50 % Si, 0,50 % Mn, 0,010 % P, 0,010 % S, 0,20 % Al, 17,0 % Cr, 7,0 % Ni und 0,70 % Ti der Carnegie-Illinois Steel Corporation. [Blast Furn. 34 (1946) Nr. 3, S. 416.]

Stähle für Sonderzwecke. Campbell, D. F.: Metallurgische Fortschritte im Kriege. Massenherstellung von kleinen Gußstücken aus Manganhartstahl; dessen Erschmelzung und Wärmebehandlung. Herstellung von feuerfesten Steinen aus Dolomit (z. B. mit 14,44 % SiO_2, 1,50 % Al_2O_3, 4,44 % Fe_2O_3, 40,04 % CaO, 40,30 % MgO und 0,25 % Glühverlust). Erschmelzung und Wärmebehandlung von Themetal mit 1,05 bis 1,20 % C, 0,9 bis 1,1 % Si, 0,4 bis 0,6 % Mn, höchstens 0,06 % P und höchstens 0,08 % S für Gleiskettenglieder von leichten Panzerwagen. Wärmebehandlung mit Induktionserhitzung. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4066, S. 201/02.]

Mechanische und physikalische Prüfverfahren

Allgemeines. Goddess, Eugene: Probenentnahme bei der Güteüberwachung.* Erörterungen über die notwendige Zahl der Proben für statistische Untersuchungen in Abhängigkeit von der Losgröße und der Gleichmäßigkeit des zu prüfenden Stoffes. [Iron Age 158 (1946) Nr. 24, S. 70/75 u. 136 A.]

Prüfmaschinen. Lloyd-Evans, B.: Einspannvorrichtung für eine mittige Belastung bei Zugversuchen.* Hinweis auf einen Vorschlag von Prof. Welter, Montreal. Angaben über eine weitere Einrichtung. [Engineering 161 (1946) Nr. 4195, S. 546.]

Russenberger, M.: Eine dynamische Zug-Druck-Prüfmaschine zur Bestimmung von Wechselfestigkeit und Werkstoffdämpfung.* Beschreibung einer nach dem Resonanzprinzip arbeitenden Zug-Druck-Wechselprüfmaschine mit einer zwischen 50 und 200 Hz regelbaren Lastwechselgeschwindigkeit und einer Belastung von ± 1000 kg. Einspannvorrichtungen für glatte Profile und Drähte. Einige Untersuchungen über die Ermittlung der Werkstoffdämpfung durch Ausschwingen. [Schweizer Arch. angew. Wiss. Techn. 11 (1945) Nr. 2, S. 33/42.]

Zugversuch. Edwards, C. A., D. L. Philips und Y. H. Liu: Die Ursache der Streckgrenze von Stahl.* Untersuchungen an Ni, Ag, Cu-Be- und Al-Cu-Legierungen über das Auftreten der Streckgrenze im Zugversuch in Abhängigkeit von der Trägheit der Prüfgeräte und der Belastungsgeschwindigkeit; Schlußfolgerung, daß das Auftreten der Streckgrenze von der Anwesenheit von Elementen abhängt, die sich während des Zugversuchs auf den Gleitebenen ausscheiden. [J. Iron Steel Inst. 147 (1943) S. 145/72; vgl. Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 808/09.]

Siegfried, W.: Sprödigkeit und Zähigkeit von Metallen bei hohen Temperaturen.* Untersuchungen an glatten und gekerbten Proben aus einer Zinn-Kadmium-Legierung in verschiedenen Behandlungszuständen über Gleichmaß, Einschnürungs- und Bruchdehnung sowie Einschnürung und wahre Spannung in Zeitstandversuchen bis zu 15 000 Stunden bei Raumtemperatur. Untersuchungen an Proben von 10 mm Außendurchmesser mit unterschiedlich tiefen Rund- und Spitzkerben über die tatsächliche Spannung im Zeitpunkt des Bruches bei Dauerstandversuchen bei 650° bei Versuchszeiten bis 1000 Stunden an Stählen mit: 1. 15 % Cr + 30 % Ni, 2. 15 % Cr + 12 % Ni, 3. 25 % Cr + 20 % Ni. Einfluß der Wärmebehandlung auf das Eintreten von Trennbrüchen. Notwendigkeit der Entwicklung eines zuverlässigen Kurzzeitverfahrens zur Prüfung des Verhaltens von Stählen bei höheren Temperaturen unter Zugbelastung. Rückschlüsse aus der im Zugversuch bei Raumtemperatur nach dem Dauerstandversuch gemessenen Gleichmaß- und Einschnürungsdehnung. [Schweizer Arch. angew. Wiss. Techn. 11 (1945) Nr. 1, S. 1/16; Nr. 2, S. 43/61.]

Sonderuntersuchungen. Timms, C.: Messung der Oberflächenrauhigkeit.* Angaben über das Tomlinsongerät des National Physical Laboratory, Teddington, bzw. der Firma J. E. Baty & Co., Ltd., London, und das Talysurf-Gerät der Firma Taylor & Hobson, Ltd., Leicester. [Metal Treatm. 13 (1946) Nr. 46, S. 111/18.]

Metallographie

Röntgenographische Feingefügeuntersuchungen. Bollenrath, Franz, und Viktor Hauk: Röntgenspannungsmessungen an Stählen mit verschiedenem Kohlenstoffgehalt und unterschiedlicher Gefügeausbildung.* Untersuchungen an verschieden wärmebehandelten Proben dreier unlegierter Stähle mit 0,11, 0,76 und 1,12 % C über die aus Röntgenaufnahmen mit Co- und Cr-K_α-Strahlung (bei Einstrahlungen unter 45 und 90°) zu errechnenden Spannungen im Vergleich mit den tatsächlich aufgebrachten Biegespannungen. Schlußfolgerungen über die Berechnung von Spannungen aus Röntgen-Rückstrahlaufnahmen mit den üblichen Elastizitätsbeiwerten. [Metallforschg. 1 (1946) Nr. 6, S. 161/67.]

Möllenstedt, Gottfried: Präzisionsvergleich von Gitterkonstanten mittels Fraunhofer-Anordnung.* Eich- und Prüfstoffe werden nebeneinander in einem etwa 1 mm breiten Fraunhofer-Bündel aufgestellt. Erzielbare Genauigkeit mindestens 0,1 %. [Z. Naturforschg. 1 (1946) Nr. 10, S. 564/66.]

Thiessen, G. I.: Arbeiten des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung über Spannungsmessungen mit Röntgenstrahlen. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4086, S. 1113/14.]

Fehlererscheinungen

Korrosion. Erster Bericht des Unterausschusses des Iron and Steel Institute für Seewasserkorrosion.* Hudson, J. C.: Floßversuche. Einfluß der Blechoberfläche vor dem Streichen (abgerostet, gebeizt) und der Dicke des Anstriches; Abhängigkeit des Bewuchses von der Jahreszeit. Einrichtungen des Chemical Research Laboratory, Teddington, zu Kurzprüfungen. Untersuchungen über die Haltbarkeit von Zink-, Aluminium- und Bitumenüberzügen. — Harris, J. E.: Untersuchungen über die Bewuchsverhinderung. Den Bewuchs herbeiführende Organismen, ihre Häufigkeit in den Häfen Caernarvon und Millport in Abhängigkeit von den Jahreszeiten. Einfluß verschiedener Anstrichstoffe auf diese Organismen. Erörterung. [J. Iron Steel Inst. 147 (1943) S. 339/451; vgl. Metallurgia, Manchr., 28 (1943) S. 38/41; vgl. Stahl u. Eisen 65 (1945) S. 51.]

Donaldson, J. W.: Spannungsrißkorrosion. Ueberblick über Vorträge der American Society for Testing Materials und des American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. Auszüge aus folgenden Berichten: Dix, E. H.: Grundsätzliche Erkenntnisse über Spannungsrißkorrosion. Mears, R. B., R. H. Brown und E. H. Dix: Theorie der Spannungsrißkorrosion an Metallen und Legierungen. Craig, J. H.: Versuche an verzinkten Stählen über den Einfluß der Temperatur auf die Spannungsrißkorrosion. Scheil, M. A.: Versuche an nichtrostenden Chrom-Nickel-Stählen mit Zusätzen an Stickstoff, Molybdän oder Niob über Spannungsrißkorrosion in Magnesiumchlorid-Lösungen. Franks, R., W. O. Binder und C. M. Brown: Untersuchungen an kaltgewalztem Stahl mit 18 % Cr und 8 % Ni in kochenden Chlorid-, Fluorid- und Bromidlösungen sowie in Salpetersäure. Ellis, O. B.: Beobachtungen an Behältern aus Kupfer und nichtrostenden Stählen in feuchter warmer Luft. [Iron Coal Tr. Rev. 151 (1945) Nr. 4050, S. 549/51.]

Nowotny, Hans: Kavitationsuntersuchungen an Aluminium- und Zinklegierungen.* Beobachtungen über Kavitation in Motoren und Pumpen. Schwinggerät zur Prüfung der Kavitationsneigung von Ventilwerkstoffen. [Metallforschg. 1 (1946) Nr. 6, S. 182/92.]

Chemische Prüfung

Einzelbestimmungen

Schwefel und Phosphor. Die Bestimmung von Schwefel und Phosphor im Roheisen.* Bericht über die entsprechenden Arbeiten eines englischen Unterausschusses zur Untersuchung der Hochofenrohstoffe. Vorschläge zur zweckmäßigsten Probenahme. Schwefelbestimmung nach dem vereinheitlichten Verbrennungsverfahren und Wege zur Bestimmung des Phosphors als Phosphormolybdat. Beschreibung des Arbeitsganges. Fehlergrenzen. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 301/20.]

Meßwesen

Temperatur. Chrom-Kobalt-Legierungen zur Temperaturanzeige auf Grund von Anlauffarben. Hinweis auf eine von der General Electric Company, Schenectady, entwickelte Chrom-Kobalt-Legierung, die Temperaturen von etwa 500 bis 900° in Stufen von etwa 25° durch die Anlauffarben anzeigt. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4079, S. 785.]

Land, T.: Photoelektrische Zellen zur Temperaturmessung.* Einführung. Theorie der photoelektrischen Pyrometer und ihre Eichung. Besprechung der verschiedenen Einflußgrößen. Abweichungen bei Vergleichsmessungen mit Thermoelementen. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 481/511.]

Oliver, D. A., und T. Land: Thermoelektrisches Meßverfahren zur Ermittlung der wahren Temperatur des flüssigen Stahles beim Vergießen.* Einbau eines Platin/Platin-Rhodium-Thermoelementes in den engsten Teil eines Trichterhutes zur Ermittlung der wahren Gießtemperaturen. Vergleichende Ergebnisse mit optischer Messung. Beispiele für den Verlauf der Gießtemperatur während des Abgusses. Abkühlung des Stahles in der Gießpfanne durch Vergleich von Abstich- und Gießtemperatur ergibt Werte zwischen 50 und 70°. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 513/21 u. 558/83; vgl. Foundry Trade J. 73 (1944) Nr. 1446, S. 3/6.]

Price, D. J., und H. Lowery: Emissionskoeffizienten von flüssigen Metallen mit besonderer Berücksichtigung der infraroten Strahlung.* Kritische Besprechung des Schrifttums. Grundlagenbetrachtung. Besprechung der Versuchsdurchführung und der früheren Ergebnisse über die Größe der Emissionskoeffizienten, insonderheit von Kupfer und Nickel, Gold, Silber, Wolfram sowie von festem und flüssigem Eisen bei verschiedenen Temperaturen. Emissionskoeffizienten von Stahl bei Raumtemperatur, infraroter Strahlung von Eisen bei Raum- und erhöhten Temperaturen unter verschiedenen Bedingungen. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 523/46 u. 558/83.]

Darstellungsverfahren. Daeves, Karl, und August Beckel: Gesetzmäßigkeiten der Wirtschaft und ihre Darstellung. Darstellung von Entwicklungsvorgängen. Gesetzmäßigkeiten bei Wirtschaftszuständen. Uebergeordnete Gesetzmäßigkeiten der Entwicklung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 7/8, S. 112/16; Berichtigung S. 165.]

Eisen, Stahl und sonstige Baustoffe

Verwertung der Schlacken. Guppy, E. M., und James Phemister: Gesteinswolle. Erfahrungen und Arbeitsweise in Schacht-, Flamm- oder Elektroöfen. Zusammensetzung, Eigenschaften und Anwendungsgebiete als Isolierstoff gegen Kälte, Wärme, Schall sowie für Filterzwecke. Verwendung in granulierter Form, Platten und Formstücken mit bituminösen Bindemitteln. [Iron Coal Tr. Rev. 152 (1946) Nr. 4064, S. 96.]

Normung und Lieferungsvorschriften

Normen. Rütschi, K.: Die Normung von Kreiselradmaschinen.* Darlegung der Vorteile einer Abstufung nach Normzahlen. [Schweiz. Bauztg. 65 (1947) Nr. 4, S. 41/47.]

Betriebswirtschaft

Menschenführung. Euler, Hans: Engpaß „Arbeitskraft" und seine Bedeutung für die deutsche Eisen- und Stahlindustrie.* Die Entwicklung in den Vorkriegsjahren 1927 bis 1939 und im Nachkriegsjahr 1946. Rückwirkung auf die Kosten. Gründe für den heutigen Mehrbedarf an Arbeitskräften. Arbeitskräftebedarf bei steigender Erzeugung. Maßnahmen zur Erweiterung des Engpasses. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 7/8, S. 103/12 (Betriebsw.-Aussch. 221).]

Soziales

Unfälle, Unfallverhütung. Kloninger, G.: Pressenunfälle und ihre Verhütung, unter besonderer Berücksichtigung der Unfallursachenstatistik.* [Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 1, S. 20/24.]

Bildung und Unterricht

Hochschulwesen. Ueber die Ausbildung von Metallurgen, insonderheit von Eisenhüttenleuten. Ausführliche Besprechung von Nachwuchs- und Ausbildungsfragen auf dem Gebiete des Eisenhüttenwesens. [J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 601/31.]

Statistik

Erzeugung der Gießereien in der britischen Zone im Jahre 1946 (in t)

	Januar	Febr.	März	April	Mai	Juni	Juli	Aug.	Sept.	Okt.	Nov.	Dez.	Jan. bis Dez.
Erzeugung (guter Guß)													
Eisengießereien	20 440	21 681	26 362	24 578	25 188	24 858	29 502	31 343	29 334	32 879	31 332	25 868	323 365
Stahlformgießereien	2 886	3 079	3 948	3 907	4 504	4 189	4 860	5 197	4 694	4 791	5 084	3 559	50 698
Tempergießereien	1 429	1 919	2 038	2 160	2 201	2 167	2 277	2 344	2 320	2 652	2 517	1 748	25 772
Zusammen	24 755	26 679	32 348	30 645	31 893	31 214	36 639	38 884	36 348	40 322	38 933	31 175	399 835
Davon:													
Nordrhein	10 758	10 184	12 237	11 855	12 182	12 069	15 682	16 173	14 823	17 912	16 600	12 958	163 433
Westfalen	10 226	12 490	15 248	14 081	14 838	13 678	15 867	16 835	15 306	15 919	16 011	12 897	173 396
Hannover	2 408	2 727	3 382	3 365	3 422	4 085	3 707	4 316	4 615	4 487	4 539	3 216	44 269
Schleswig-Holstein	942	1 008	1 041	895	970	944	927	1 117	1 132	1 465	1 337	1 624	13 402
Hamburg	421	270	440	449	481	438	456	443	472	539	446	480	5 325

Erzeugnisse der Verfeinerungsindustrie in der britischen Zone von Januar bis März 1947 (in t)

	Draht und Drahterzeugnisse			Kaltband				Blankstahl			Präzisionsstahlrohre		
	Vom Walzdraht gezogene Drähte	Fertige Drahtseile und Litzen	Sonstige Drahtfertigerzeugnisse	Bandstahl kalt gewalzt	Edelstahl kalt gewalzt insgesamt	Edelstahl kalt gewalzt davon legiert	Konservenband	Blanker Stabstahl	Blanker Edelstahl insgesamt	Blanker Edelstahl davon legiert	Nahtlose Präzisionsrohre insgesamt	Nahtlose Präzisionsrohre davon legiert	Geschweißte Präzisionsrohre
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

Rohstahlerzeugung in der britischen Zone von Januar bis März 1947 (in t)

Sorten	Januar	Februar	März
Thomasstahlblöcke	63 254	63 880	83 869
S.-M.-Stahlblöcke	81 657	94 904	128 506
S.-M.-Stahlguß	1 232	958	1 569
Elektrostahlblöcke	3 277	3 286	3 955
Elektrostahlguß	518	393	601
Sonstige Stahlblöcke	847	699	606
Sonstiger Stahlguß	1 730	1 166	1 656
Stahlblöcke insgesamt	149 035	162 769	216 936
Stahlguß insgesamt	3 480	2 517	3 826
Rohstahl insgesamt	152 515	165 286	220 762
Davon:			
Nordrhein	70 250	82 857	105 992
Westfalen	62 027	66 286	94 597
Hannover	20 168	16 090	20 136
Schleswig-Holstein	70	53	37
Vorgeblasener Thomasstahl	5 420	7 587	5 602
Davon:			
Nordrhein	5 420	7 587	5 602
Westfalen	—	—	—

Roheisenerzeugung einschließlich Hochofen-Eisenlegierungen in der britischen Zone von Januar bis März 1947 (in t)

Sorten	Januar	Februar	März
Thomasroheisen	75 737	76 173	87 817
Stahleisen bis 6% Mn	29 612	21 286	42 087
Hämatit	10 910	6 499	6 500
Temperroheisen	1 918	—	—
Gießereiroheisen	6 100	7 030	9 730
Siegerländer Spezialroheisen	1 063	859	555
Hochofen-Ferrosilizium	—	—	—
Sonstiges Roheisen	331	—	1 915
Roheisen insgesamt	125 671	111 847	148 604
Davon:			
Nordrhein	66 322	65 260	79 809
Westfalen	36 188	30 866	50 064
Hannover	17 501	12 136	17 409
Schleswig-Holstein	5 660	3 585	1 322

Schmiedestahl- und Preßstahl-Fertigerzeugung der Preß- und Hammerwerke sowie der Gesenkschmieden in der britischen Zone im Januar bis März 1947 (in t)

Erzeugnisse	Januar	Februar	März
Geschmiedete Stäbe	1 758	2 100	3 027
Freiformschmiedestücke (außer für rollendes Eisenbahnzeug)	1 657	2 092	2 353
Rollendes Eisenbahnzeug, auch gewalzt	3 887	3 404	3 963
Gesenkschmiedestücke u. Preßteile	6 591	6 216	7 159
Insgesamt	13 893	13 812	16 502

Herstellung an Eisen- und Temperguß in der britischen Zone von Januar bis März 1947

	Januar t	Februar t	März t
Eisenguß	25 479	21 512	24 772
Temperguß	2 180	1 802	2 120

Herstellung an Walzstahl-Fertigerzeugnissen in der britischen Zone von Januar bis März 1947 (in t)

	Januar	Februar	März
Eisenbahn-Oberbaustoffe	3 012	4 452	5 986
Formstahl	3 669	5 196	15 956
Breitflanschträger	—	173	222
Stahlspundwände	—	—	1 756
Stabstahl	40 315	32 363	40 964
Walzdraht	13 928	12 534	16 834
Grobbleche, 4,76 mm und mehr	6 758	12 269	20 360
Mittelbleche, 3 bis 4,76 mm	5 018	5 554	7 496
Feinbleche, unter 3 mm	18 637	17 116	18 849
Bandstahl einschl. Röhrenstreifen	15 714	12 127	15 497
Breitflachstahl	1 598	1 745	2 379
Röhren, nahtlos, warmgewalzt, gepreßt, gezogen	9 083	8 365	10 671
Walzstahl-Fertigerzeugnisse insges.	117 732	111 894	156 970
Davon:			
Nordrhein	44 800	51 395	81 623
Westfalen	60 872	52 647	61 716
Hannover	12 060	7 852	13 631
Halbzeug zum Absatz gegen Verbraucher-Eisenschein	5 283	7 854	12 928
Geschweißte Kessel, Trommeln, Behälter, Flammrohre	269	305	561
Sonstige bearbeitete Bleche der Rohrwerke und Kümpeleien	187	158	-
Geschweißte Rohre	1 997	1 583	3 053
Verzinkte und verbleite Bleche	3 638	3 692	4 150
Weißbleche und Weißband	3 259	2 710	1 636

Frankreichs Erzeugung an Roheisen, Rohstahl und Walzzeug in den Jahren 1938, 1945 und 1946

	Roheisen	Rohstahl	Walzwerksfertigerzeugnisse
	(in 1000 t)		
1938	6061	6186	4104
1945	1188	1508	1116
1946	3438	4342	3037

Die Roheisenerzeugung ist demnach von 1945 auf 1946 um 292 % gestiegen, die Rohstahlerzeugung um 266 % und die Herstellung von Walzstahlfertigerzeugnissen um 172,0 %. Gegenüber dem Jahre 1938, dem letzten Vorkriegsjahre, für das Zahlen vorliegen, belief sich die Roheisenerzeugung 1946 auf 56,7 %, die Rohstahlerzeugung auf 70,2 % und die Herstellung von Walzstahl-Fertigerzeugnissen auf 74 %. An Hochöfen waren Ende 1946 69 in Betrieb gegen 29 im Januar 1946 und 101 im Jahre 1938. Von der Rohstahlerzeugung entfielen auf:

	1938	1945 (in Mill. t)	1946
Thomasstahl	3,7	0,7	2,3
Siemens-Martin-Stahl	2,1	0,6	1,6
Elektrostahl	0,4	0,2	0,4

Die Werksanlagen wurden während des Krieges kaum beschädigt.

Rohstahlerzeugung (Stahlblöcke und Stahlguß) der Vereinigten Staaten von Amerika im Jahre 1946 und Januar 1947 (in t)

	Siemens-Martin-Stahl	Bessemer-stahl	Elektro-stahl	Insgesamt
1946				
Januar	3 200 613	188 251	123 786	3 512 650
Februar	1 180 190	23 500	59 573	1 263 263
März	5 394 725	330 167	178 170	5 903 062
1. Vierteljahr	9 775 528	541 918	361 529	10 678 975
April	4 838 117	259 533	218 659	5 316 309
Mai	3 356 547	139 170	198 730	3 694 447
Juni	4 667 980	227 932	206 818	5 102 730
2. Vierteljahr	12 862 644	626 635	624 207	14 113 486
1. Halbjahr	22 638 172	1 168 553	985 736	24 792 461
Juli	5 464 670	331 422	206 912	6 003 004
August	5 704 000	339 137	237 459	6 280 596
September	5 395 624	336 986	213 236	5 945 846
3. Vierteljahr	16 564 294	1 007 545	657 607	18 229 446
1. bis 3. Viertelj.	39 202 466	2 176 098	1 643 343	43 021 907
Oktober	5 723 258	351 925	230 026	6 305 209
November	5 324 935	288 801	243 718	5 857 454
Dezember	4 793 223	202 033	229 837	5 225 093
4. Vierteljahr	15 841 416	842 759	703 581	17 387 756
2. Halbjahr	32 405 710	1 850 304	1 361 188	35 617 202
Ganzes Jahr	55 043 882	3 018 857	2 346 924	60 409 663
1947				
Januar	5 951 208	348 550	262 952	6 562 710

Schrottverbrauch der amerikanischen Eisen- und Stahlindustrie

Nach dem American Institute of Scrap Iron and Steel war im Jahre 1943 mit 55,9 Mill. t ein Höchstverbrauch an Eisen- und Stahlschrott zu verzeichnen, wovon die Hälfte auf Zukaufschrott entfallen dürfte.

Nach den Berechnungen des Instituts entfallen in späterer Zukunft bei einer angenommenen Rohstahlerzeugung von 88 Mill. t auf den Bedarf der Stahlwerke 50 Mill. t, auf den der Hochofenwerke 4,5 Mill. t und auf den der Gießereien und sonstigen Verbraucher etwa 11 Mill. t Schrott. Im Jahre 1900 war der Schrott mit 5,4 Mill. t = 27 % an dem Schmelzgut der Stahlwerke beteiligt, im Jahre 1946 jedoch schon mit 54%. Für die Zukunft würde mithin eine weitere Verlagerung nach der Schrottseite hin vor sich gehen.

Die Leistungsfähigkeit der Eisen- und Stahlindustrie der Vereinigten Staaten von Amerika am 1. Januar 1947

Nach einem Bericht des American Iron and Steel Institute hat sich die Leistungsfähigkeit der Eisen- und Stahlindustrie wie folgt entwickelt:

Leistungsfähigkeit	1. Januar 1947 (in metr. t)	1. Januar 1946 (in metr. t)
Rohblöcke und Stahlguß	82 772 250	83 361 300
davon Elektrostahl	4 675 600	4 675 600
Roheisen und Eisenlegierungen	59 610 100	61 090 000
davon Koksroheisen	58 671 000	60 156 350
davon Eisenlegierungen	909 650	904 200
davon Holzkohlenroheisen	29 450	29 450

Die Abnahme der Leistungsfähigkeit während des vergangenen Jahres erklärt sich aus dem gewöhnlichen Verschleiß und dem Abbruch überalterter Anlagen, was durch den Neuzugang an Erzeugungsmitteln nicht ganz hat ausgeglichen werden können. In ihrer Umbau- und Ausbaupolitik rechnet die amerikanische Eisen- und Stahlindustrie dabei mit der Erwartung, daß sie in nicht zu ferner Zeit scharfem Wettbewerb auf dem Weltmarkt begegnen wird. Am 1. Jan. 1940 verfügten die Werke über eine Leistungsfähigkeit von 74 043 600 t Rohstahl sowie 50 551 350 t Roheisen und Eisenlegierungen. Im Jahre 1944, dem Spitzenjahr des Kriegsbedarfs, hatten sie eine Leistungsfähigkeit in Rohstahl von 86 640 500 t erreicht. Die Außerdienststellung abgenutzter oder überalterter Anlagen hat seitdem also schon einen erheblichen Umfang angenommen.

Wirtschaftliche Rundschau

Zur Kohlenförderung des Ruhrgebietes

Mit Spannung verfolgen wir das Barometer der täglichen Förderung an Ruhrkohle; ist doch diese Kohle nicht nur die Grundlage unserer Eisenschaffung, sondern der Schlüssel zur schmalen Tür der ganzen deutschen Wirtschaft. Auf die Ruhrkohle richten sich reparationsdurstige Blicke vieler Siegermächte und die industriehungrigen

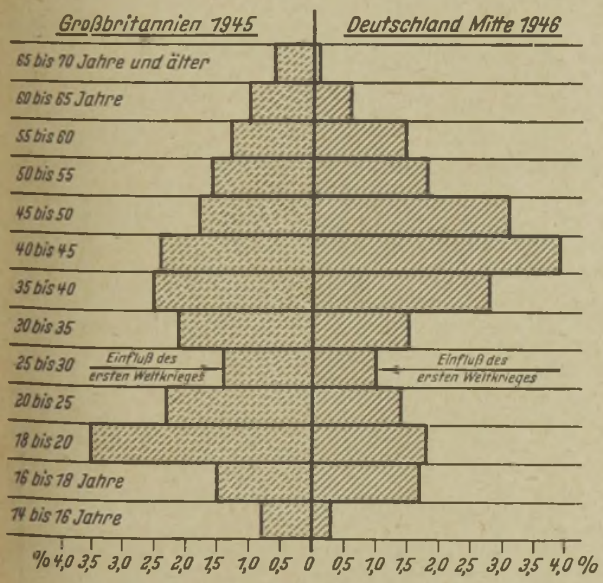


Bild 1. Altersaufbau der Bergarbeiter in Großbritannien und Deutschland (Ruhrgebiet).
Durchschnittlicher Anteil jedes Altersjahres in Prozent der Gesamtzahl der Bergarbeiter.

Augen ganz Europas. Angesichts dieser Bedeutung verdienen deshalb die Arbeiten des deutschen Kohlenstatistischen Amtes in Essen besondere Beachtung; einem ausgezeichneten Bericht dieser Stelle über die Kohlenwirtschaft der Britischen Zone im Jahre 1946 sind die folgenden Ausführungen entnommen.

Danach wurden in der Britischen Zone im Jahre 1946 rd. 54 Mill. t Steinkohle und rd. 48 Mill. t Braunkohle gefördert. Davon entfielen auf:

	Förderung in Mill. t			1946 in % von	
	1946	1938	1932	1938	1932
Steinkohle					
Ruhr	50,4	127,3	73,3	40	69
Aachen	2,1	7,8	7,4	27	28
Niedersachsen	1,4	1,9	1,3	74	108
zus. Brit. Zone	53,9	137,0	82,0	39	66
Braunkohle					
Rheinland	43,2	57,6	38,6	75	112
Helmstedt	4,6	6,0	3,0	77	153
zus. Brit. Zone	47,8	63,6	41,6	75	115

Aus dieser Förderung ergibt sich der Absatz an Steinkohlen und Steinkohlenkoks nach folgender Rechnung:

Zu der Gesamtfördermenge in der Britischen Zone im Jahre 1946 kamen noch 1,9 Mill. t Kohle aus Haldenbeständen. Nach Abzug des Selbstverbrauchs der Zechen und der Bergarbeiter-Deputate standen für den Absatz auf Zuteilung zur Verfügung: 28 Mill. t Steinkohle, 1,7 Mill. t Steinkohlenbriketts und 8 Mill. t Koks, zu dem noch 2,2 Mill. t Koks von Halde kamen. Von der sich hieraus ergebenden Gesamtmenge gingen an Steinkohle und Koks rd. 10 Mill. t in das Ausland, das sind etwa 25 %. Hiervon erhielten:

Oesterreich	1 588 000 t
Dänemark	1 469 000 t
Frankreich	1 459 000 t
Belgien	1 324 000 t
Holland	1 286 000 t
Luxemburg	1 225 000 t
Norwegen	636 000 t
Italien	596 000 t
Schweden	157 000 t
Finnland	84 000 t
Portugal	62 000 t
Griechenland	58 000 t
Jugoslawien	47 000 t
Schweiz	36 000 t
zusammen	10 027 000 t

Am Rande sei vermerkt, daß rd. 1 Mill. t minderwertige Steinkohle außerhalb der Zuteilungen an deutsche Haushalte geliefert wurden.

Die arbeitstägliche Förderung betrug im Dezember 1946 185 600 t gegen 240 100 t im Durchschnitt des Krisenjahres 1932 und 416 300 t durchschnittlich im Vollbeschäftigungsjahr 1938.

Die Zahl der Beschäftigten belief sich im Steinkohlenbergbau im Dezember 1946 auf insgesamt 310 700 Personen, von denen rd. zwei Drittel unter Tage tätig waren. Die Höhe der aus persönlichen Gründen täglich entgangenen Schichten betrug im Durchschnitt des Jahres 1946 20,8 % gegen 11,4 % im Jahre 1938. Der Förderanteil je Mann und Schicht für die Untertage-Belegschaft sank von 1938 auf 1946 von 1,92 auf 1,18 t, d. h. auf 61,5 %. Ueber den Altersaufbau der Belegschaft in Deutschland und Großbritannien unterrichtet *Bild 1*.

Ausbau der mexikanischen Stahlindustrie

Ueber die Absichten Mexikos, seine Stahlindustrie auszubauen, haben wir des öfteren berichtet[1]). Die Pläne des zweitgrößten Werkes, La Consolidada S.A. in Mexiko-Stadt, haben nunmehr feste Form angenommen. Unter Leitung amerikanischer Ingenieure wird mit einem Kostenaufwand von 5 Mill. $ ein Werksumbau vorgenommen, wodurch sich die Leistungsfähigkeit sowohl an Stahl als auch an Walzstahl-Fertigerzeugnissen vervierfacht. Die neuen Anlagen sollen noch im Jahre 1947 fertiggestellt werden.

Aus Spaniens Bergbau und Eisenindustrie[2])

Die Kohlenförderung Spaniens hat sich seit dem Bürgerkrieg in ihrer Höhe kaum geändert, weist jedoch immerhin im Jahre 1946 gegenüber dem Jahre 1929, das sonst auf allen Wirtschaftsgebieten Spitzenleistungen gebracht hatte, eine Zunahme von fast 60 % auf. Zur Deckung des Inlandsbedarfs reichen die geförderten Mengen trotzdem in keiner Weise aus. Gefördert wurden

1929	7 547 267 t	1943	10 702 594 t
1940	9 417 283 t	1944	11 686 955 t
1941	9 594 364 t	1945	11 944 401 t
1942	10 418 069 t	1946	11 950 000 t

[1]) Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 19 u. 705/06.
[2]) S. a. Barreiro, L.: Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) S. 194. — Vgl. Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 168, 316, 346, 580 u. 732.

Die Eisenerzförderung erreichte dagegen in Widerspiegelung der Weltwirtschaftslage im Jahre 1946 nur erst wieder 35 % des Höchststandes im Jahre 1929. Auch die Ausfuhr an Eisenerzen ist entsprechend der Förderung stark gesunken; sie machte im abgelaufenen Jahre nur rd. 6 % der Ausfuhr im Jahre 1929 aus. Gefördert und ausgeführt wurden:

Förderung		Ausfuhr	
1929	6 546 648 t	1929	5 594 537 t
1940	2 236 102 t	1940	800 217 t
1941	1 718 979 t	1941	558 594 t
1942	1 606 161 t	1942	671 567 t
1943	1 508 610 t	1943	590 817 t
1944	1 558 283 t	1944	527 534 t
1945	1 901 950 t	1945	260 743 t
1946	2 300 000 t	1946	350 000 t

Auch die Roheisen- und Stahlerzeugung hat 1946 die Höchstleistungen des Jahres 1929 noch nicht wieder zu erreichen vermocht. Erzeugt wurden:

Roheisen		Stahl	
1929	748 936 t	1929	1 003 459 t
1940	579 386 t	1940	694 870 t
1941	535 742 t	1941	574 304 t
1942	535 298 t	1942	601 306 t
1943	583 701 t	1943	653 689 t
1944	550 830 t	1944	495 269 t
1945	470 694 t	1945	560 018 t
1946	490 000 t	1946	630 000 t

Im Vergleich mit dem Jahre 1929 lag die Roheisenerzeugung im Jahre 1946 bei rd. 65 %, die Stahlerzeugung bei etwa 63 %. Die Eisen- und Stahlindustrie steht seit 1939 unter Staatsaufsicht. Im Zusammenhang mit den allgemeinen Wiederaufbauplänen hatte die Inlandsmarkt starken Bedarf. Die Tätigkeit der Werke leidet jedoch unter einem beträchtlichen Mangel an gelernten Arbeitern, vor allem in den weiterverarbeitenden Betrieben, sowie unter dem ständigen Schrott- und Kohlenmangel. Trotzdem haben die Hüttenwerke im Jahre 1946 damit begonnen, verschiedene Pläne zur Erneuerung und zum Ausbau ihrer Anlagen durchzuführen. Besondere Aufmerksamkeit galt der Errichtung neuer Hochöfen und der gesteigerten Erzeugung von Sonderstählen. Lebhafte Nachfrage nach Stahl zeigte im verflossenen Jahre namentlich der Schiffbau. Mehrere Dampfer verschiedener Größe liefen vom Stapel und andere wurden auf Kiel gelegt.

Vereinsnachrichten

Aus den Fachausschüssen

Mittwoch, den 7. Mai 1947, 10 Uhr, finden im Eisenhüttenhaus, Düsseldorf, Breite Straße 27, die

19. Vollsitzung des Erzausschusses

und die

55. Vollsitzung des Hochofenausschusses

statt mit folgender Tagesordnung:

1. Geschäftliches und Wahlen.
2. Roheisenerzeugung aus eisenarmem Möller. Berichterstatter: G. Bulle, Oberhausen.
3. Die Aufbereitung als Grundlage der Verhüttung armer saurer Erze. Berichterstatter: C. P. Debuch, Salzgitter.
4. Verschiedenes.

Mitgliederkartei und Mitgliederverzeichnis

Auf Grund früherer Aufforderungen haben viele Mitglieder uns die zur Herausgabe eines neuen Mitgliederverzeichnisses notwendigen Angaben gemacht, von anderen stehen die Angaben noch aus. Der Eintragung in das Mitgliederverzeichnis liegen folgende Angaben zugrunde:

Name, Vorname, Titel, Berufsbezeichnung, vollständige Firmenanschrift und genaue Wohnungsanschrift.

Alle Mitglieder, bei denen in diesen Angaben Aenderungen eingetreten sind, über die sie uns noch nicht unterrichtet haben, werden dringend darum gebeten.

Der Zeitpunkt der Herausgabe des neuen Verzeichnisses kann noch nicht genannt werden. Er wird an dieser Stelle bekanntgegeben.

Unsere Toten:

Walter Beck, Frankfurt (Main), * 24. 1. 1888, † 31. 1. 1945.
Rudolf Biermann, Mülheim (Ruhr)-Broich, * 8. 10. 1869, † 14. 3. 1947.
Hermann Bonin, Aachen, * 15. 8. 1880, † 10. 4. 1945.
Heinrich Brodesser, Dhünn b. Wermelskirchen, * 19. 10. 1876, † 7. 3. 1947.
Erich Deter, Hamm (Westf.), * 29. 8. 1893, † 2. 5. 1945.
Ludwig Heinemeyer, Pferdsfeld über Sobernheim, † 4. 3. 1947.
Leonhard Kolb, Luisenthal (Saar), * 19. 1. 1905, † 22. 2. 1945.
Paul Müller, Düsseldorf-Heerdt, * 21. 5. 1901, † 2. 7. 1946
Paul Ott, Honnef (Rhein), * 29. 1. 1877, † 8. 1. 1945.
Heinz Pannen, Wittlaer, * 5. 4. 1899, † 10. 3. 1945.
Otto Panthöfer, Geisweid (Kr. Siegen), * 13. 8. 1888, † 16. 12. 1944.
Carl Rein, Hannover, * 7. 9. 1872, † 27. 10. 1944.
Fritz Schemmann, Wiesbaden, * 28. 11. 1869, † 21. 3. 1947.
Rudolf Ludwig Wehr, Saarbrücken, * 1. 7. 1876, † 12. 3. 1947.
Artur Willing, Dortmund, * 12. 5. 1890, † 22. 2. 1947.