

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute

Geleitet von Dr.-Ing. Dr. mont. E. h. O. Petersen

unter verantwortlicher Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. M. Schlenker für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 37

10. SEPTEMBER 1931

51. JAHRGANG

Das Einblasen von Gichtstaub in Hochöfen nach dem Heskamp-Verfahren.

Von Robert Milden in Duisburg-Ruhrort.

(Einführung des Gichtstaubes durch nichtoxydierendes Gas von 4 bis 6 at in den Schacht des Hochofens. Anlage- und Betriebskosten des Verfahrens im Vergleich zum Sintern. Erfahrungen über den Einfluß des Gichtstaub-Einblasens auf den Ofengang und seine wirtschaftlichen Auswirkungen.)

Die Gichtstaubfrage spielt seit vielen Jahren im Hochofenbetrieb eine große Rolle. Das ist verständlich, wenn man bedenkt, daß der Entfall an Staub mit der durch Verkürzung der Durchsatzzeit immer mehr steigenden Erzeugung einerseits und der Verschlechterung der mechanischen Beschaffenheit der Erze andererseits vielfach auf 10 % vom Möller und höher gestiegen ist. Obwohl es durch die Brikettierung und namentlich durch die Sinterung gelungen ist, aus einem früher lästigen Gichtstaub einen hochwertigen, mechanisch guten Rohstoff herzustellen, und daher diese Frage eine einwandfreie Lösung gefunden hat, suchte man doch weiter nach einfacheren und billigeren Wegen zu seiner Verwertung. Die Bestrebungen gingen teils in der Richtung, den Staubentfall überhaupt zu verringern, etwa durch Aenderung des Ofenprofils und des Gasfanges. Ein anderer Weg, Gichtstaub durch die Windformen einzublasen oder mechanisch durch das Schachtmauerwerk in den Ofen zu pressen, zeitigte aus theoretischen und praktischen Gründen keine brauchbaren Ergebnisse.

Folgende Ueberlegungen veranlaßten nun P. Heskamp im Jahre 1925 zum erstenmal zu dem Versuch, Gichtstaub mit Druckgas in den Schacht von Hochöfen einzublaseⁿ). Der größte Teil des Staubentfalles stammt nach der Zusammensetzung aus den obersten Lagen der Beschickung und dem Abrieb beim Einlassen der Gichten, die 4 bis 6 m tief stürzen, unter Richtungsänderung mehrmals aufschlagen und auf diesem langen Wege von dem Gasstrom gleichsam ausgesiebt werden. Dieser Staub — es sind etwa 70 bis 80 % des Gesamtentfalles — schlägt sich überwiegend in den Staubflaschen in unmittelbarer Nähe des Ofens nieder. Der aus tieferen Zonen des Ofens mit dem Gasstrom geführte Staub hingegen — er muß, weil der Feingehalt der Beschickung auf dem Wege nach unten durch Abrieb, Zerspringen der Erze usw. schnell ansteigt, mengenmäßig größer sein als der aus dem oberen Ofenschacht — wird auf dem Wege durch die Beschickung infolge Filterwirkung

abgesetzt. Wenn man daher an einer geeigneten Stelle des unteren Schachtteils, der also vorwiegend feine Rohstoffe enthält, Gichtstaub einführt, darf man annehmen, daß dieser Staub erstens in der Beschickung zurückgehalten wird und zweitens keine für den Ofengang nachteiligen Folgen verursacht. Dafür spricht auch die Ueberlegung, daß die Raummenge des gesamten Staubentfalles nur einen kleinen Bruchteil gegenüber der der Beschickung ausmacht. Wenn z. B. ein Ofen bei einem Erzausbringen von 53 % und einem Koksverbrauch von 900 kg/t 600 t Thomaseisen in 24 h erzeugt, setzt er eine Beschickung von etwa 1650 m³ Rauminhalt durch. Bei einem Gichtstaubentfall von 5 oder 10 % des Erzes und Kalksteines ergeben sich 60 t oder 120 t und bei einem Raumgewicht von 1,5 t/m³ demnach 40 oder 80 m³ Staub. Diese Mengen machen also nur ein Vierzigstel oder ein Zwanzigstel der 1650 m³ Beschickung aus. In Wirklichkeit wird der Raumunterschied wahrscheinlich noch erheb-

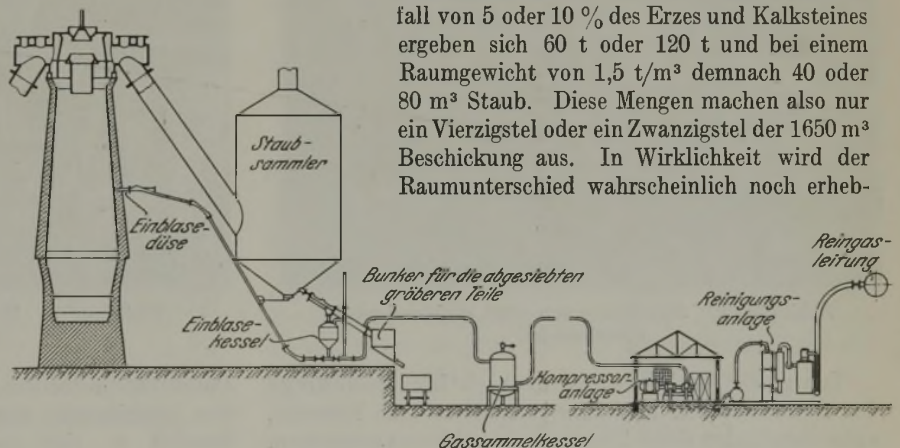


Abbildung 1. Schema der Gichtstaub-Einblaseeinrichtung.

lich größer sein, weil ein Teil des eingeblasenen Staubes in Berührung mit der glühenden Beschickung sofort einem Sinterprozeß unterliegt und damit spezifisch viel schwerer wird.

Das Verfahren selbst besteht darin, daß der Gichtstaub durch feingereinigtes, auf 4 bis 6 at verdichtetes Hochofengas durch eine im unteren Schachtteil eingebaute Düse in den Ofen eingeblasen wird. Die Anwendung von Gichtgas oder eines anderen nichtoxydierenden Gases als Beförderungsmittel ist nötig, weil z. B. Luft an der Einblasestelle einen Feuerherd entfachen würde.

Abb. 1 zeigt die schematische Darstellung der Einblaseeinrichtungen. Der Staub wird aus dem Staubsammler durch einen mit Schieber versehenen Stutzen auf das Sieb einer Sammelrinne abgezogen. Die abgesteibten größeren Beschickungsteile gelangen dann in einen Behälter, aus dem sie, in Wagen entleert, wieder dem

¹⁾ DRP. Nr. 446 597 (1926) und Auslandspatente; vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 2049.

Möller zugeführt werden. Aus der Rinne rutscht der Staub in den Einblasekessel, der unten und oben Absperrschieber hat, und wird dann durch das eingeblasene Preßgas durch eine Düse in den Ofenschacht eingeblasen. Um einen durchgehenden Betrieb zu erreichen, kann man auch, wie aus Abb. 2 ersichtlich, zwei Kessel übereinander anordnen, so daß Füllung des einen und Entleerung des anderen Kessels gleichzeitig erfolgen. Infolge der schmirgelnden Wirkung des feinen, scharfkantigen Erz- und Koksabriebes sind Düse und Krümmer starkem Verschleiß unterworfen. Nach ergebnislosen Versuchen mit Hartstahl, Hartguß, Porzellan und anderen Werkstoffen ist es durch ein geschütztes Verfahren²⁾ gelungen, diesen Teilen eine Lebensdauer für die Verblasung von 15 000 bis 20 000 t Staub zu geben. Abb. 3 zeigt die Anordnung von Düse und Krümmer.

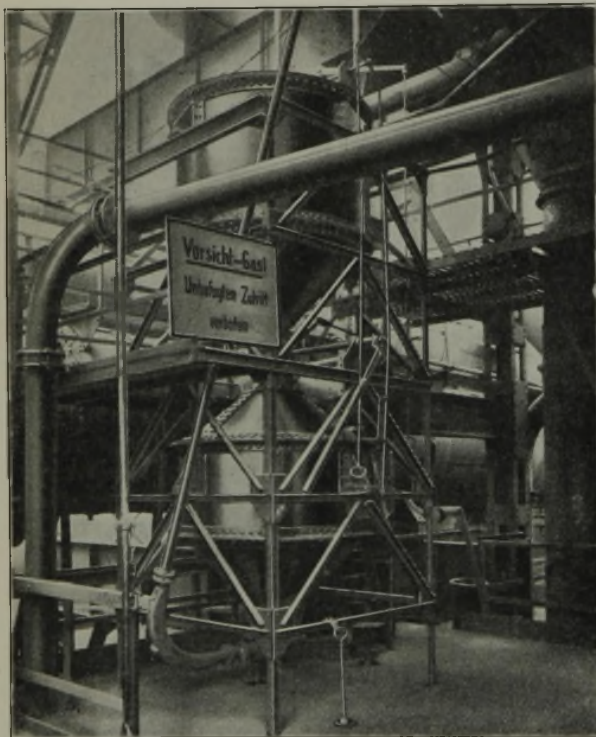


Abbildung 2. Anordnung von zwei Einblasekesseln übereinander.

Von großer Wichtigkeit ist die richtige Höhenlage der Schachtdüse. Sie ist für jeden Ofen durch Versuche, unter Umständen durch Temperatur- und Druckmessungen, so festzulegen, daß sowohl die aufstehende Beschickungssäule eine gute Filterwirkung gewährleistet als auch die an der Einbaustelle vorliegende Temperatur kein Verschmoren der Düse herbeiführen kann.

Die zum Verdichten des Gases verwendeten Rotationskompressoren der Demag A.-G., die in zwei hintereinander geschalteten Stufen auf 4 bis 6 at pressen, haben sich wegen ihrer gleichmäßigen, stoßfreien Gaslieferung und der praktisch gleichbleibenden Förderung bestens bewährt. Bei 2350 Nm³ stündlicher Ansaugmenge genügt ein Kompressor zum Verblasen von 500 bis 600 t Staub in 24 h.

Alle Einrichtungen zeichnen sich durch große Einfachheit und Uebersichtlichkeit aus und sind so bequem von einer Stelle aus zu bedienen, daß ein Mann je Schicht genügt, um je nach Entfall den ganzen Staub aus den großen Staubsäcken von einem oder zwei Oefen zu verblasen.

²⁾ DRP. Nr. 470 541 (1927) und Auslandspatente; vgl. St. u. E. 49 (1929) S. 711.

Zahlentafel 1. Betriebsergebnisse eines Hochofens ohne und mit Staubeinblasung.

Ohne Staubeinblasen			Mit Staubeinblasen			
Datum	Roh-eisen-erzeugung t/24 h	Koks-verbrauch kg/tRoheisen	Datum	einge-blasene Staub-menge t/24 h	Roh-eisen-erzeugung t/24 h	Koks-verbrauch kg/tRoheisen
17. 9.	818	1083	8. 10.	42	947	892
18. 9.	854	1049	9. 10.	67	1055	874
19. 9.	870	977	10. 10.	95	974	868
20. 9.	873	1021	11. 10.	122	1003	908
21. 9.	981	908	12. 10.	42	863	973
22. 9.	784	1044	13. 10.	56	924	815
23. 9.	967	953	14. 10.	99	921	957
24. 9.	914	964	—	—	—	—
25. 9.	750	1072	29. 10.	142	1029	941
26. 9.	907	1033	30. 10.	106	913	936
27. 9.	951	937	31. 10.	50	969	904
28. 9.	1112	778	1. 11.	180	1017	881
1. 10. ¹⁾	1041	772	2. 11.	165	1057	867
2. 10.	958	930	3. 11.	112	1128	808
3. 10.	1057	823	4. 11.	168	1028	961
4. 10.	868	1032	5. 11.	152	1057	882
5. 10.	977	969	6. 11.	160	1034	866
6. 10.	915	1024	7. 11.	141	924	964
7. 10.	880	1007	8. 11.	175	1098	834
Durchschnitt	919	967	Durchschnitt	122	978	921

¹⁾ Am 29. und 30. September stand der Ofen still.

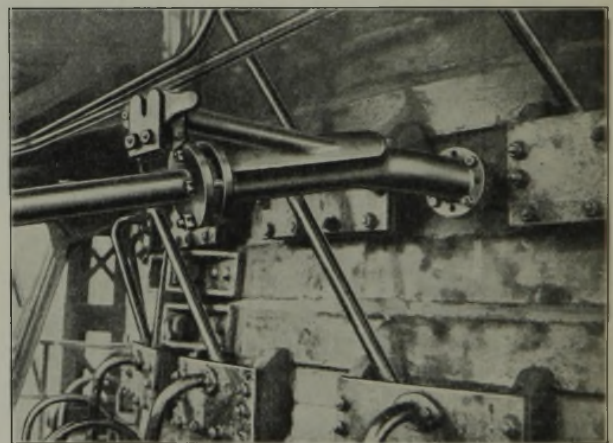


Abbildung 3. Einbau der Gichtstaub-Einblasedüse in den Hochofen.

Durch entsprechende Anordnungen kann auch Staub aus den Gasleitungen dem Verblasegerät zugeführt werden. Handelt es sich um besonders große Staubmengen, können mehrere Düsen an anderen Stellen des gleichen Schachthorizontes eingelegt und nach der Reihe betrieben werden.

Daß der so eingebrachte Staub keine störende Wirkung auf den Ofengang ausübt, haben die Erfahrungen von vier Jahren auf mehreren Werken erwiesen. Ansatzbildungen und Störungen anderer Art infolge des Staubeinblasens waren nicht nachweisbar. Auch Befürchtungen wegen stärkeren Verschleißes der unterhalb der Einblasestellen liegenden Windformen blieben gegenstandslos. So hatte z. B. ein Ofen von 700 bis 800 t Tageserzeugung mit zwölf Windformen in einer Betriebszeit von 4½ Jahren bei 1 100 000 t Gesamterzeugung einen Verbrauch von 48, das sind im Jahresdurchschnitt 10,65 Formen; die durchschnittliche Lebensdauer einer Form betrug demnach 13½ Monate. Bemerkt sei, daß stets alle Formen geblasen haben. Auf einem anderen Werke wurden mehrwöchige Versuche mit und ohne Staubeinblasen bei sonst gleichen

Betriebsverhältnissen durchgeführt. Die Ergebnisse in *Zahlentafel 1* zeigen für die Einblasezeit nicht nur eine erheblich höhere Erzeugung, sondern auch einen wesentlich niedrigeren Koksverbrauch.

Diese guten Erfahrungen haben die Vereinigten Stahlwerke, A.-G., Hütte Ruhrort-Meiderich, veranlaßt, im Laufe der letzten Jahre alle Oefen mit Einrichtungen zum Einblasen von Gichtstaub auszurüsten. Wie sich dieser Schritt ausgewirkt hat, ist aus *Abb. 4* ersichtlich; sie veranschaulicht die Umwälzung in der Bewegung und Verarbeitung des Gichtstaubes von sechs Oefen. Während vorher

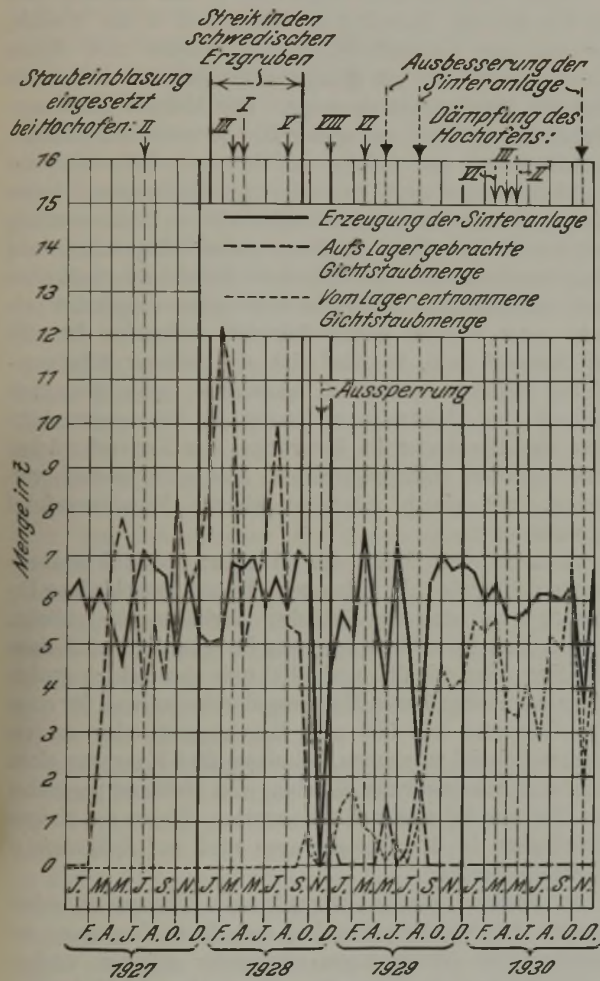


Abbildung 4. Auswirkung des Gichtstaub-Einblasens auf die Gichtstaub-Wirtschaft.

der gesamte Staubentfall, soweit er nicht in der Sinteranlage mit einer monatlichen Leistung von ungefähr 6000 t verarbeitet wurde, jahrein, jahraus mit erheblichen Kosten auf der Halde gestapelt wurde, fiel mit dem Einblaseverfahren nicht nur jede weitere Lagerung fort, sondern es mußte sogar der für den Sinterbetrieb erforderliche Staub zum großen Teil dem Lager entnommen werden. Es ist erklärlich, daß hierdurch allein schon eine günstige Wirkung auf die Selbstkosten ausgeübt wurde. Aber auch der Fortfall der Entleerung der Staubbehälter mit ihrer unvermeidlichen Verschmutzung der ganzen Betriebsanlagen, nament-

lich der Maschinenhäuser, fällt geldlich in die Waagschale. Dazu kommt die Ersparnis an An- und Abfuhrkosten von Staub, Sinter usw.; was als Staub eingeblasen wird, braucht nicht als Sinter auf die Gicht zu wandern, verringert das Spiel der Gichten bei gleicher Erzeugung und erspart Strom und Löhne.

Vor allem sind es aber die sehr geringen Betriebskosten, die das Staubblasen auszeichnen; betragen sie doch im Durchschnitt nur 0,80 *R.M.*/t Staub. Was das bedeutet, kommt zum vollen Bewußtsein, wenn man bedenkt, daß Abziehen und Abfuhr des Staubes zur Sinterung und des Sinters zu den Erzbunkern in den meisten Fällen allein schon bestimmt dieselben Kosten verursachen. Berücksichtigt man noch die Kosten der Stückigmachung mit etwa 3 *R.M.*/t, zeigt sich erst recht die große wirtschaftliche Bedeutung und Ueberlegenheit des Verfahrens, die in einer erheblichen Senkung der Möllerkosten zum Ausdruck kommen. So hatte z. B. ein großes Werk durch die Staubverblasung einem unter gleichen Erz- und sonstigen Betriebsbedingungen, aber ohne dieses Verfahren arbeitenden Werk gegenüber in längerem Zeitdurchschnitt einen derartigen Vorsprung in den Möllerkosten, daß 1 t Roheisen im Gesamt-möller 1,23 *R.M.* billiger war. Auf demselben Werk war in einem Geschäftsjahr, in dem die Möllerkosten allgemein gestiegen waren, durch den Staubentfall nach Abzug des durch die Wiederverwertung erzielten Vorteils eine Verteuerung von nur 0,36 *R.M.* gegenüber 1,46 *R.M.* im Vorjahr, in dem das Staubblasen noch nicht in größerem Maßstab durchgeführt war, eingetreten.

Aber auch die Anlagekosten sind gering im Vergleich zu denen jener Betriebsanlagen, die der Veredlung des Staubes dienen. So beläuft sich z. B. der Kostenanschlag einer Einrichtung zum Verblasen von 150 bis 180 t Staub je 24 h auf 36 350 *R.M.* Die Betriebskosten samt Tilgung und Verzinsung stellen sich fürs Jahr auf 41 260 *R.M.*, d. h. auf 113 *R.M.* je Tag.

Die Anwendung des Staubeinblasens bringt sowohl großen Hochofenbetrieben als auch namentlich kleineren Gewinn. Bei jenen wird außer den erwähnten Vorteilen die vielfach vorhandene Sinteranlage entlastet und dadurch für die Verarbeitung von Lager- oder Kaufstaub und Feinerzen frei, in anderen Fällen die Vergrößerung einer solchen Anlage überflüssig. Da für kleine Betriebe eine Sinteranlage ihrer hohen Anlagekosten wegen kaum in Frage kommt, ist die Staubverblasung für diese erst recht am Platze und von großem Nutzen.

Zusammenfassung.

Nach dem Heskamp-Verfahren wird der Gichtstaub unmittelbar von der Gicht aus über ein Sieb einem Kessel zugeleitet, von wo er mit Hochofengas, das auf 4 bis 6 at verdichtet ist, durch Düsen in den Schacht des Hochofens eingeblasen wird. Die richtige Höhe der Einblasestelle muß durch Versuche bestimmt werden, damit einerseits der Staub durch die darüberliegende Beschickungssäule zurückgehalten wird, andererseits genügend vorbereitet ins Gestell kommt. Gegenüber der Sinterung des Gichtstaubes hat das Einblasen den Vorteil geringerer Anlage- und Betriebskosten, ohne daß der Ofengang nachteilig beeinflusst wird; Zahlen aus verschiedenen Betrieben bestätigen dies.

Ueber Abmessungen und Betriebsverhältnisse deutscher Thomaskonverter.

[Bericht Nr. 215 des Stahlwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.]

(Vergleichende Zusammenstellung der Hauptabmessungen der Konverter und der Konverterböden. Betriebsergebnisse: Blasedauer, Ausbringen, Haltbarkeit.)

[Schluß von Seite 1113.]

II. Abmessungen der Konverter.

A. Hauptabmessungen der Konvertergefäße.

Eine Zusammenstellung der Hauptabmessungen der deutschen Thomaskonverter bei Neuzustellung gibt, geordnet nach dem Fassungsvermögen, *Zahlentafel 9*. Wie daraus zu ersehen, schwankt das Fassungsvermögen der im Betrieb befindlichen Konverter zwischen 12 und 40 t. Die am häufigsten anzutreffende Fassung liegt, wie schon erwähnt, zwischen 19 und 25 t.

Die Gesamthöhe des durchweg zylindrischen Konvertergefäßes — nur zwei Konverter haben ovale Form¹⁸⁾ — beträgt beim kleinsten Konverter (12 t) 5,05 m, beim größten (40 t) 7,5 m; für den Durchmesser des äußeren Blechmantels finden sich für die gleichen Konverter Angaben von 2,75 m gegenüber 4,8 m. (vgl. zu den Angaben in *Zahlentafel 9* auch die in *Abb. 1* gegebenen Bezeichnungen für die ver-

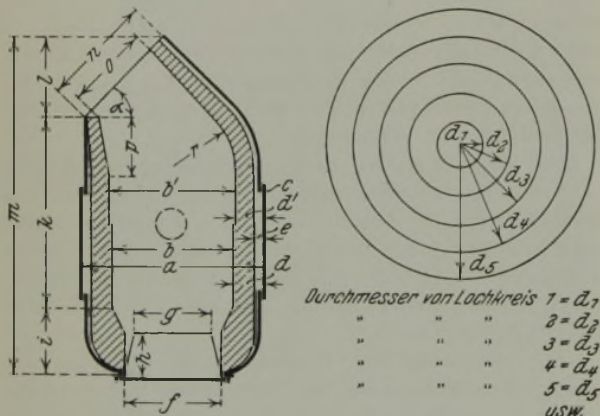


Abbildung 1. Bezeichnung der verschiedenen Konverterabmessungen (vgl. *Zahlentafel 8*).

schiedenen Abmessungen). Der Konverter-Innendurchmesser ist in der unteren Hälfte des Konverters im allgemeinen kleiner als in der oberen Hälfte, d. h. die Stärke des Futters wird, um einen möglichst gleichmäßigen Verschleiß der Zustellung zu erzielen, im unteren, dem zerstörenden Angriff am meisten ausgesetzten Teil gewöhnlich größer gewählt als im oberen. Ebenso wird auch das Futter des Rückens, das größeren Verschleiß aufweist als das des Bauches, in vielen Fällen stärker ausgeführt.

In 18 von 24 Fällen wird das Futter gemauert, in 6 Fällen gestampft.

Häufig wird der obere Teil der Mündung, der beim Umlegen nicht mit der Schlacke in Berührung kommt, sauer zugestellt. Bei einigen Werken ist es auch üblich, die ganze unterste Steinlage am Mantel aus sauren Steinen aufzuführen. Die Angaben über die Stärke des Futters einschließlich der Isolierung schwanken von 420 mm bis 750 mm in der unteren und etwa 300 mm bis 700 mm in der oberen Hälfte des Konverters, je nach Fassungsvermögen und den übrigen Abmessungen des Konverters. Es sei schon an dieser Stelle darauf hingewiesen, daß die Erhöhung der Haltbarkeit des Konverters durch Verstärkung des Futters im unteren Teile nicht immer einen Gewinn zu bedeuten

¹⁸⁾ Inzwischen ist ein weiterer Konverter oval umgebaut worden (Konverter: M 10).

braucht, insofern, als dadurch die Querschnittsverhältnisse des Konverters nachteilig beeinflusst werden, was unter Umständen unruhiges Blasen, größeren Auswurf und damit ein geringeres Ausbringen zur Folge hat.

Große Abweichungen zeigen sich in den Angaben über die Größe des Mündungswinkels, d. h. des Winkels, der von der Verbindungslinie des unteren zum oberen Mündungsrand und der Waagerechten gebildet wird, sowie auch im Mündungsdurchmesser. Der kleinste Mündungswinkel beträgt 30°, der größte 51° je nach den örtlichen Verhältnissen, der Anlage der Konverterhalle und der Kalkbühne oder auch Bauweise des Gießwagens; ferner wird auch die Roheisenbeschaffenheit in Zusammenhang mit der übrigen Konverterform dabei mitsprechen, und zwar insofern, als bei gleicher Roheisenbeschaffenheit und verschiedener Konverterform oder umgekehrt ein mehr oder weniger großer Auswurf vorhanden ist. Ist der Auswurf groß, so wird sich ein größerer Mündungswinkel vielleicht vorteilhaft auswirken, man beeinflusst dadurch aber gleichzeitig nachteilig die Strömungsverhältnisse des Eisenbades im Konverter; der Konverterrücken wird besonders stark angegriffen. Man sollte deshalb versuchen, mit einem möglichst kleinen Mündungswinkel auszukommen.

Auch in der Größe des Mündungsdurchmessers zeigen sich große Abweichungen, die auf verschiedene Erfahrungen je nach den örtlichen Verhältnissen schließen lassen. Man findet beispielsweise für einen 12- und einen 15-t-Konverter mit 950 und 1100 mm einen gleich großen oder auch noch größeren Mündungsdurchmesser als für einen 25-t-Konverter mit 900 mm Durchmesser, oder um ein anderes Beispiel zu nennen, bei einem 20-t-Konverter einen inneren Durchmesser der Mündung von 1400 mm gegenüber nur 1250 mm bei einem 40-t-Konverter. Wegen der übrigen Einzelheiten in den Abmessungen muß auf *Zahlentafel 9* verwiesen werden.

Im übrigen können, worauf auch Gillhausen²⁾ schon hinwies, vergleichbare Angaben erst durch Beziehung der verschiedenen Abmessungen zueinander erhalten werden. Vergleicht man in diesem Sinne in *Zahlentafel 10* das Verhältnis der Konverterhöhe bis zum unteren Mündungsrand zum Außendurchmesser des Konvertergefäßes, so läßt sich feststellen, daß dieses von annähernd 1,50 bei den Konvertern bis zu 15 t Fassung auf etwa 1,35 bis 1,40 bei den Konvertern mit mehr als 20 t Fassung zurückgegangen ist. Man ist also bei den größeren, d. h. auch neueren Konvertern zu einer etwas breiteren Form übergegangen. Nicht in gleichem Maße nimmt das Verhältnis Höhe des Konverters zum Innendurchmesser in der unteren Konverterhälfte bei Neuzustellung ab, was sich durch die Wahl eines mehr oder weniger starken Futters zwecks Erreichung einer größeren Haltbarkeit erklärt.

Entsprechend der verschiedenen starken Ausmauerung im unteren Teil treten auch bei Neuzustellung der Konverter größere Unterschiede in der rechnerischen Badhöhe auf als bei den alten Konvertern. Unter rechnerischer Badhöhe ist hier die Höhe verstanden, die das Eisenbad im aufgerichteten Konverter bei neuem Boden einnimmt, wenn nicht geblasen werden würde. Es sei hier weiter dazu bemerkt, daß unter

„altem Konverter“ für die nachfolgenden Rechnungen und Betrachtungen der Konverterzustand verstanden ist, der vorliegt, wenn das Futter so weit verschlissen ist, daß der innere Konverterdurchmesser etwa 500 mm kleiner ist als der äußere, die Stärke des Futters und Dauerfutters also noch 250 mm beträgt. Daß durch diese Annahme einige Unsicherheit in die Angaben gebracht wird, besonders dann, wenn von vornherein mit geringer Futterstärke gearbeitet wird und dementsprechend unter „altem Konverter“ vielleicht ein Konverterzustand aufzufassen ist, bei dem das Futter weitaus stärker verschlissen ist als hier angenommen, ließ sich einerseits schlecht vermeiden und schien andererseits deshalb von weniger Bedeutung, weil in der Wahl der Futterstärke kein eindeutiger Zusammenhang mit der Konvertergröße oder dem Fassungsvermögen zu erkennen ist.

Als mittlere Badhöhe beim neuen Konverter ist vielleicht eine solche von etwa 620 mm anzuspochen bei Grenzwerten nach oben und unten von 954 und 515 mm. Bei verschlissenerem Konverterfutter beträgt die Badhöhe etwa 430 bis 450 mm. Einer größten Badhöhe von 538 mm steht hier eine niedrigste von 280 mm gegenüber. Kennzeichnende Unterschiede in der Größe der Badhöhe bei Konvertern mit geringerem Fassungsvermögen gegenüber solchen mit größerer Fassung lassen sich nicht feststellen.

Auch in dem Verhältnis von Konverterhöhe (bis unterer Mündungsrand) zur rechnerischen Eisenbadhöhe kann eine Regelmäßigkeit nicht gefunden werden, wengleich bei den fünf kleinsten Konvertern dieses Verhältnis etwas kleiner ist als bei den übrigen.

Die Werte für die Größe des Konverterraumes, d. h. des Rauminhaltes des Konvertergefäßes bis zum unteren Mündungsrand, bezogen auf das Einsatzgewicht, geben ebenfalls keinen Anhalt dafür, daß in dieser Größe in den letzten Jahren bewußt Änderungen angestrebt worden wären. Die in roher Annäherung hierfür errechneten Zahlen schwanken bei Neuzustellung in den Grenzen von etwa 0,71 bis 1,6 m³/t; bei verschlissenerem Futter wachsen sie auf rd. 1,35 bis 2,32 m³/t an.

Im Zusammenhang mit der Bemessung des Bodens kommt — worauf bereits B. Versen¹⁹⁾ und Folkerts³⁾ hinwiesen — dem Verhältnis des Konverterquerschnitts (F) zu der Fläche, die durch den äußersten Blaskranz im Boden (f) begrenzt wird, eine besondere Bedeutung zu. Die Werte für dieses Verhältnis sind ebenfalls in *Zahlentafel 10* eingetragen. Wie daraus zu ersehen, treten auch in dieser Größe erhebliche Schwankungen auf. Bei Neuzustellung steht einem geringsten Wert von 1,85 ein Höchstwert von rd. 3,52 gegenüber; bei verschlissenerem Futter ergeben sich Grenzzahlen von 3,05 und 5,93. Im allgemeinen kann wohl gesagt werden, daß bei den neueren Konvertern dieses Verhältnis gegenüber den alten etwas größer geworden ist.

Außer durch die Beziehung der Flächen zueinander werden nach K. Thomas¹¹⁾ die Konverterverhältnisse für den Betrieb gut gekennzeichnet, wenn den Betrachtungen die düsenfreie Randfläche aus $F-f$ (also des Unterschiedes von Querschnitt des Konverters und Querschnitt der durch den äußersten Blaskranz begrenzten Fläche), bezogen auf das Einsatzgewicht, zugrunde gelegt wird. Macht man sich nämlich die Vorstellung zu eigen, daß das vom Winde durchstrichene und zum Teil mit nach oben geführte Bad an den Stellen des geringsten Widerstandes wieder abwärts zu gleiten, jedenfalls aber den Windstrahlen auszuweichen versucht, so ist ihm hierzu am ehesten in der düsenfreien Randfläche Gelegenheit geboten. Je größer nun der für einen

in diesem Sinne stattfindenden Umlauf vorhandene Querschnitt, kurz Umlaufquerschnitt, ist, um so störungsfreier wird auch der Umlauf oder das Ausweichen vor den Windstrahlen vor sich gehen können; weiter wird bei gleich großem Umlaufquerschnitt ein um so störungsfreieres Blasen erreicht, je kleiner die eingesetzte oder umlaufende Eisenmenge ist. Man erhält demnach durch Beziehung des Umlaufquerschnittes auf das Einsatzgewicht eine Zahl, durch die die Strömungsverhältnisse im Konverter in etwa gekennzeichnet werden; allerdings darf dabei nicht vergessen werden, daß die Verteilung der Nadeln im Boden, ob diese einen größeren oder kleineren Abstand voneinander haben, der Nadelndurchmesser, kurz die Blasdichte, ferner die Konverterhöhe u. a. m. die dynamischen Vorgänge im Konverter wesentlich beeinflussen, weshalb es auch nicht ohne weiteres möglich sein kann, beispielsweise eine für alle Verhältnisse gleichmäßig günstigste Größe für den Umlaufquerschnitt je t anzugeben.

Dies zeigt auch eine Zusammenstellung der ohne Rücksicht auf die Verteilung der Nadeln im Boden oder die Konverterhöhe errechneten Werte für die Größe des Umlaufquerschnittes je t Einsatz bei den verschiedenen Konvertern; schlüssige Unterschiede lassen auch diese Zahlen zwischen den Abmessungen der kleinen Konverter gegenüber den größeren nicht erkennen; sie zeigen unter den vorher gemachten Voraussetzungen über den Verschleiß wohl an, daß die Ausnutzung des mit dem zunehmenden Verschleiß des Futters größer werdenden Fassungsvermögens der Konverter bei den einzelnen Werken verschieden ist, und weiter, daß die von Versen und Folkerts gewählte Bezugsgröße $\frac{F}{f}$

keine ohne weiteres vergleichbare Werte liefert. So beträgt z. B. bei Konverter G 14 das Flächenverhältnis beim alten Konverter 3,61 gegenüber nur 3,32 bei Konverter K 11. Der düsenfreie, nicht vom Winde durchströmte Randquerschnitt beträgt, bezogen auf 1 t Einsatz, im ersten Falle 1916 cm²/t, im zweiten Falle jedoch mehr, nämlich 2570 cm²/t, d. h. aber, daß — gemessen am Roheiseneinsatz — im ersten Falle das mit zunehmendem Verschleiß des Futters größer werdende Fassungsvermögen weitergehend ausgenutzt wird als im zweiten, was natürlich nicht ausschließt, daß hier die besseren Blasverhältnisse beim alten Konverter z. B. durch Verschmelzen eines größeren Anteils Schrott nutzbar gemacht wurden.

Allgemein kann auf Grund der Beziehungen der verschiedenen Abmessungen der Konverter zueinander gesagt werden, daß die Konverterform bei den durch die Umfrage erfaßten Konvertern im großen und ganzen die gleiche geblieben ist, abgesehen von der etwa 10 bis 12 % betragenden Änderung im Verhältnis der Konverterhöhe zur Konverterbreite, das bei den neueren Konvertern oder den mit größerer Fassung zugunsten der letzten verschoben ist.

B. Abmessungen der Konverterböden.

Ueber die Abmessungen der Konverterböden und damit zusammenhängende Fragen gibt *Zahlentafel 11* Aufschluß. Vorweggenommen sei, daß auf allen Werken nur Nadelböden verwendet werden, lediglich von einem Werk wird berichtet, daß dort, aber auch nur vereinzelt, Düsenböden zur Verwendung gelangen.

Die Herstellung der Böden erfolgt bisher bei fünf von den an der Umfrage beteiligten Werken durch Rütteln, bei allen übrigen werden die Böden gestampft.

Die Höhe der Böden schwankt unabhängig von dem Fassungsvermögen des Konverters in den Grenzen von 700

¹⁹⁾ St. u. E. 42 (1922) S. 1125/26.

Zahlentafel 9. Zusammenstellung der Abmessungen deutscher Thomaskonverter.

Werk	Anzahl der Konverter	Konverterfassung t	Außendurchmesser (a) ⁵⁾ mm	Konverter-Innendurchmesser in der		Dicke des Blechmantels (c) mm	Art der Auskleidung		Sauer zugestellt am oberen Teile der Mündung	Stärke des Futters und des Dauerfutters in der	
				unteren Hälfte (b) mm	oberen Hälfte (b') mm		gestampft	gemauert		unteren Hälfte (d) mm	oberen Hälfte (d') mm
C	5	12	2750	1865	1980	25	—	ja	ja, ausgenommen unterer Teil	420	360
E	3	15	3000	2140	2340	20	ja	—	600 × 600; letzter Steinring ganz sauer	410	305
D	4	16	3120	1647	2180	20	—	ja	nein	Rücken 780 Bauch 600	520 520
A	3	15	3000	1720	2080	25	hinterstampft	ja	1 m	615	435
B	3	14,5—15	3050	2150	2150	28	ja	—	Teil der Mündung	Rücken 450 Bauch 400	450 400
I	6	16,5	3330	2130	2630	30	—	ja	ja	600	350
B	1	16,3—16,5	3330	2350	2350	28	ja	—	nein	Rücken 500 Bauch 420	500 420
H	5	17	3500	2000	2200	30	—	ja	äußerste Lage der Mündung	Rücken 765 Bauch 625	625 625
M	4	19	3600	2200	2500			ja	ja 350 mm ausgenommen unterer Teil	750	400
M	1	21	3900	2400	2800	28	—	ja		750	400
M	1	28	oval a = 850 + 2000 R b = 2000	oval a = 850 + 800 R b = 800	r=4050			ja		1200	500
K	4	24 ¹⁾	3600	2370	2500	28	beim Ausbessern	ja	600 × 600; unterste Lage am Mantel ganz	680	550
K	1	24 ¹⁾	3600	2370	2500	28	„	ja	„	680	550
E	1	20	3400	2440	2700	30	—	ja	600 × 600; letzter Steinring ganz sauer	450	320
G	4	22	3350	2450	2650	30	—	ja	ja	620	520
F	4	23	3550	2250	2250	25	ja	—	nein	625	625
N	6	24	3500	2430	2500	28	hinterstampft	ja	oberste Reihe sauer	Rücken 570 Bauch 450	450 420
P	6	21—24	3500	2200	2600	20	ja	—	Schamotte	650	450
O	6	25 ³⁾	3915	2500	3000	28	bis zur halben Höhe hinterstampft	ja	ja	700	525
L	4	25	3800 × 3340 oval	2950 × 2490	3050 × 2590	30	—	ja	200 mm stark in Schamotte	500	450
L	1	25	3700	2700	2800	28	—	ja	„	500	450
Q	6	30	4040	2350—2650	2950	30	—	ja	ja	ändert sich, da treppenförmig gemauert	545
Q	1	36	4250 × 4650 oval	2460—3090	3130—3510	20 + 30	—	ja	ja	„	545—555
B	2	40	4800	3600	3600	35	ja	Haube gemauert	ja	Rücken 700 Bauch 500	i. M. 600
		36	4800	3400	3400	35	ja	ja	ja		i. M. 700
R	4	30	4200	3000	3200	30	ein Steinkranz gemauert, dahinter gestampft	—	erste Lage und Abschluß der Mündung	600	500

¹⁾ Es werden jedoch nur 21 bis 22 t eingesetzt. — ²⁾ Vom ersten bis vierten Boden um je 50 mm abnehmend. — ³⁾ Einggesetzt werden 21,5 bis 23 t. — ⁴⁾ Im Blechkörper. — ⁵⁾ Die eingeklammerten Buchstaben bedeuten die in *Abb. 1* mit den gleichen

bis 1000 mm, ihr Durchmesser je nach der Konvertergröße, wenn auch nicht regelmäßig, zwischen 1335 und 2200 mm. Um das Einsetzen zu erleichtern, wird der Bodendurchmesser oben um 60 bis 100 mm kleiner gemacht als im unteren

Teil. Aus dem gleichen Grunde wählt man auch häufig den zweiten Boden oben und unten im Durchmesser um 40 bis 70 mm kleiner als den ersten, den dritten wiederum um den gleichen Betrag kleiner als den zweiten usw.

Zahlentafel 9 (Fortsetzung). Zusammenstellung der Abmessungen deutscher Thomaskonverter.

Werk	Stärke der Isolierschicht (e) mm		Durchmesser des Bodens		Höhe des neuen Bodens (h) mm	Höhe des Konverters in mm				Mündungswinkel (α) in °	Durchm. d. Mündung		Radius d. Ausbuchtung (r) mm	
			unten (f) mm	oben (g) mm		des unteren Teiles (i)	bis untere Mündung (k)	v. oberen zylindr. Teil bis unteren Mündungsrand (p)	v. unteren b. oberen Rand der Mündung (l)		Gesamthöhe (m)	außen (n) mm		innen (o) mm
C	100		1400	1335	810	900	3350	1250	800	5050	38	1300	950	990
E	oben 80 unten 45		1600	1500	800	1350	2900	1280	950	5350	40	1500	1100	1460
D	200		1500	1400	700	660	4080	1300	900	5640	51	1190	820	1140
A	100		1600	1550	770	880	3920	1700	550	5350	26	1300	790	1060
B	—		1670	1620	800	1150	3590	wird senkrecht ausgeführt	440	5180	33	1230	800	1100
I	75		1620—1680	1540—1650	700	620	4620	1600	900	6140	38	1485	985	1635
B	—		1670	1620	800	1220	4080	wird senkrecht ausgeführt	600	5900	33	1350	900	1280
H	20		1780	1700	900	1100	3380	1100	1000	5480	38	1600	1200	1220
M	150		1900	1800	1000	1220	3980	1480	1100	6300	45	1600	900	1800
M	150		1900	1800	1000	1105	4515	1830	900	6520	40	1750	1050	1950
M	150		1900	1800	1000	1300	4320	1920	900	6520	37	1950	1250	4050
K	150		1900	1800	900 oder 600	620	4810	1180	1200	6630	38	1900	1200	1250
K	150		1900	1800	900 oder 600	620	4510	1180	1465	6595	38	1700	950	1250
E	oben 115 unten 85		1600	1500	800	825	3570	975	900	5325	23	2595	1395	1676
G	170		1800—1650 ²⁾	1700—1550	900	1000	4600	800	900	6500	30	1300	1000	2450
F	100		1735 (1685)	1640 (1590)	850	750	4350	1350	1100	6200	50	1450	1000	1250
N	150 120		2000	1940	930	962 ⁴⁾	4288	1500 ⁴⁾	1100	6350	48	1760	1200	1300
P	—		1920	1850	900	1860	3280	1550	1128	6268	44	1500	1000	1705
O	Nietkopfstärke		1900—1750 ²⁾	1800—1650	950 I—III 750 IV	1780	3500	1230	1320	6600	45	2000	1400	1876
L	keine		1840 1800 1760 ⁶⁾	1770 I 1730 II	800	1400	3800	250	1000	6200	45	1400	920	1200
L	„			1690 III	800	1110	4000	250	1100	6210	53	1500	1000	1350
Q	220 ⁷⁾		2210—1930 ⁸⁾	2140—1860	950—1000 700 (letzter Boden)	950	4850	1750	1310	7110	50	1760	1300	2000
Q	170 Dauerfutter 200 obere Hälfte 50 hinterstampft		2370—2160 ⁸⁾	2300—2090	950—1000 700 (letzter Boden)	500	5350	1750	1350	7200	45	1900	1450	2125
B	—		2550	2450	1000	2100	4430	—	1020	7550	33	1870	1300	1900
R	150 Dauerfutter		2160—2060	2060—1960	800—900	982	4800	1800	1310	7092	45	1818	1180	1500

Buchstaben gekennzeichneten Abmessungen. — ⁴⁾ Vom ersten bis dritten Boden um 40 mm abnehmend. — ⁷⁾ Hiervon 170 mm Dauerfutter und 50 mm Hinterstampfung bei Neuausmauerung. — ⁸⁾ Vom ersten bis vierten Boden um je 70 mm abnehmend.

Das Gewicht des gebrannten Bodens schwankt je nach der Größe von 2740 kg bis 12 000 kg; als mittleres spezifisches Gewicht ist mit etwa 2,5 zu rechnen. Im ungebrannten Zustande beträgt das Ge-

wicht nach Angabe eines Werkes etwa 30 % mehr.

Die Verdichtung zwischen Konverter und Boden erfolgt allgemein durch Vergießen mit einer mehr oder weniger

Zahlentafel 10. Vergleichende Abmessungen der deutschen Thomaskonverter.

Werk	Anzahl der Konverter	Konverterfassung in t		Höhe des Konverters bis unteren Mündungsrand in mm	Durchmesser des Konverters im unteren Teil in mm			Höhe: Außendurchmesser	Höhe: Innendurchmesser	Rechnerische Eisenbadhöhe in mm		Verhältnis Konverterhöhe zu Eisenbadhöhe	
		neu	alt		außen	neu	alt ⁴⁾			neu	alt ⁴⁾	neu	alt
C 1	5	11,5	12,5	4250	2750	1865	2250	1,546	2,28	597	449	7,11	9,47
E 2	3	14,0	15,5	4400	3000	2140	2500	1,466	2,055	555	451	7,94	9,75
D 3	4	14,3	16,0	4740	3120	1650	2620	1,520	2,87	954	424	4,97	11,3
A 4	3	14,5	16,9	4800	3000	1720	2500	1,600	2,79	892	491	5,38	9,76
B 5	3	14,7	15,0	4740	3050	2150	2550	1,550	2,205	579	420	8,18	11,3
I 6	6	15,5	16,5	5240	3330	2130	2830	1,574	2,46	622	375	8,43	14,0
B 7	1	16,3	16,5	5300	3330	2350	2830	1,591	2,489	537	375	9,86	14,14
H 8	5	17,0	20,5	4720	3500	2050	3000	1,349	2,32	773	395	6,11	11,95
M 9	4	17,0	19,5	5200	3600	2200	3100	1,444	2,365	615	354	8,68	14,7
M 9a	1	17,0	22,0	5620	3900	2400	3400	1,441	2,34	515	332	10,9	16,9
M 10	1	19,0	32,0	5620	oval	oval	oval	1,13 ⁵⁾	2,29 ⁷⁾	550	280	10,2	20,0
K 11	4	19,0	20,5	5430	a = 850 + 2000 R b = 2000	a = 850 + 800 R b = 800	a = 850 + 1750 R b = 1750	1,509	2,292	615	389	8,83	13,95
K 12	1	19,0	20,5	5130	3600	2370	3100	1,425	2,164	615	389	8,34	13,2
E 13	1	19,0 ²⁾	20,0	4425	3400	2440	2900	1,475	1,814	581	433	7,62	10,21
G 14	4	20,0	24,0	5600	3350	2450	2850	1,671	2,286	606	538	9,25	10,4
F 15	4	20,2	20,6	5100	3550	2250	3050	1,428	2,251	726	403	6,99	10,69
N 16	6	23,5 ¹⁾	25,0 ¹⁾	5250	3500	2430	3000	1,500	2,161	632	475	8,3	11,04
P 17	6	21,0	24,0	5140	3500	2200	3000	1,470	2,338	789	485	6,52	10,60
O 18	6	21,5	23,0	5280	3910	2500	3410	1,325	2,111	625	360	8,45	14,66
L 19	4	22,5	23,8	5200	3800/3340	2950/2490	3300/2840	1,457	1,912	557	461	9,34	11,29
L 20	1	22,5	23,8	5110	3700	2700	3200	1,381	1,892	562	423	9,10	12,1
Q 21	6	27,0	31,0	5800	4040	2350/2650	3540	1,435	2,340	785	450	7,39	12,9
Q 22	1	34,0	38,0	5850	4650/4250	3090/2460	4150/3750	1,314	2,109	802	443	7,30	13,2
B ³⁾ 23	2	40,0	45,0	6400	4800	3600	4300	1,334	1,778	690	—	9,3	—
R 24	4	29	33	5782	4200	3000	3700	1,375	1,925	587	438	9,92	13,2

¹⁾ Roheisen etwa 21 bis 25 t, entsprechend Schrott 4,5 bis 0 t. — ²⁾ Geschätzt. — ³⁾ Im Bau. — ⁴⁾ Unter der Annahme, daß der Innendurchmesser des Konverters bei altem Konverter um 500 mm kleiner ist als der Außendurchmesser. — ⁵⁾ F =

Zahlentafel 11. Vergleichende Abmessungen der Konverterböden.

Konverter Nr.	Art der Herstellung		Höhe des Bodens in mm	Durchmesser des Bodens in mm		Gewicht des gebrannten Bodens in kg	Anzahl der Lochkreise	Anzahl der Nadeln	Anzahl der Lochkreise und darin befindlicher Nadeln				
	gestampft	gerüttelt		unten	oben				1		2		
								Dmr. mm	Zahl d. Nadeln	Dmr. mm	Zahl d. Nadeln		
C 1	ja	—	810	1400	1335	2740	5	104	170	4	400	16	
E 2	ja	—	800	1600	1500	3260	6	177	500	20	570	26	
D 3	ja	—	700	1530—1470	1400—1300	ungebr. 4280	5	141	125	6	375	17	
A 4	ja	—	770	1600	1550	3340	6	117	250	4	460	14	
B 5	ja	—	800	1670	1620	4000	6	182	360	12	580	19	
I 6	ja	—	700	1680—1620	1650—1540	3500	5	145	300	11	575	21	
B 7	ja	—	800	1670	1620	—	6	117	250	4	460	14	
H 8	10 %	90% ⁴⁾	900	1780	1700	7000 ²⁾	5	182	620	32	775	39	
M 9	ja	—	1000	1900	1800	6670	7	256 ¹⁰⁾	520	21	680	24	
M 9a													
M 10													
K 11	ja	—	900 oder 600	1900	1800	5000 u. 3000	9 ³⁾	241	200	7	400	12	
E 13	wie Konverter 2		900	1800—1650	1700—1550	5000	8	218	200	6	400	13	
G 14	ja	—											
F 15	ja	—											
N 16	ja	—											
P 17	ja	—											
O 18	ja	—	950 u. 750	1900—1750	1800—1650	6000 u. 5000	6	176	400	16	quadratische		
L 19	ja	—	800	1840—1760	1770—1690	5440	8	270	380	16	540	20	
Q 21	—	ja	950—1000 bzw. 700	2210—1930	2140—1860	9000 ⁶⁾	△	223	gleichseitige Dreiecke				
Q 22	—	ja	950—1000 bzw. 700	2370—2160	2300—2090	11000	△	247 ⁷⁾	gleichseitige Dreiecke				
B 23	—	ja	1000	2550	2450	12000	□	300	—	—	—	—	
R 24	—	ja	800—900	2160—2060	2060—1960	8500	□	246	quadratische Anordnung				

¹⁾ Nach Werksangabe. — ²⁾ Gewicht mit Platte, ohne diese etwa 5000 kg. — ³⁾ Bei einem neuen Boden sind die 16 mittleren Löcher auf etwa 25 cm gestopft, um eine gleichmäßige Abnutzung des Bodens zu gewährleisten; nach drei bis fünf Böden wird der Rücken des Konverters nachgestampft (angelegt). — ⁴⁾ Neuerdings werden alle Böden gerüttelt. — ⁵⁾ Bei altem Konverter. — ⁶⁾ Versuchsweise ein Drittel Sintermagnesit und zwei Drittel Sinterdolomit, jedoch ohne Erfolg. — ⁷⁾ Ursprünglich

Zahlentafel 10 (Fortsetzung). Vergleichende Abmessungen der deutschen Thomaskonverter.

Werk	Durchmesser		Fläche des äußersten Blaskranzes	Fläche des innersten Blaskranzes	Rechnerische Badoberfläche F im Konverter		F ⁶⁾		Konverterraum bis unteren Mündungsrand in m ³ bzw. m ³ /t				Umlaufquerschnitt F-f			
	äußerster Blaskranz mm	innerster Blaskranz mm			neu	alt ⁴⁾	neu	alt	neu	alt ⁴⁾	neu	alt	neu	alt	neu	alt
			m ²	m ²							in m ²		in cm ² /t			
C 1	1150	170	1,04	0,0227	2,73	3,975	2,625	3,84	11,60	1,01	16,9	1,35	1,69	2,935	1470	2348
E 2	1335	500	1,40	0,196	3,60	4,91	2,57	3,51	15,85	1,13	21,6	1,39	2,20	3,51	1571	2263
D 3	1213	125	1,155	0,0123	2,14	5,385	1,85	4,66	10,13	0,71	25,6	1,61	0,985	4,23	690	2643
A 4	1155	250	1,049	0,049	2,32	4,91	2,21	4,68	11,22	0,775	23,6	1,4	1,271	3,861	877	2286
B 5	1460	360	1,671	0,101	3,625	5,10	2,17	3,05	17,15	1,167	24,18	1,61	1,954	3,429	1328	2285
I 6	1400	300	1,54	0,0706	3,56	6,28	2,31	4,07	18,65	1,21	32,9	1,99	2,02	4,74	1303	2871
H 7	1460	360	1,671	0,101	4,33	6,28	2,59	3,71	23,0	1,41	33,3	2,02	2,66	4,609	1631	2791
B 8	1240	620	1,208	0,384	3,30	7,06	2,75	5,85	16,4	0,962	33,4	1,712	2,09	5,852	1195	3000
M 9	1480	520	1,720	0,212	3,80	7,54	2,21	4,38	19,76	1,16	39,0	2,0	2,08	5,82	1156	2646
M 9a	1480	520	1,720	0,212	4,25	9,07	2,61	5,27	25,4	1,49	51,0	2,32	2,80	7,35	1555	3340
M 10	1480	520	1,720	0,212	4,72	15,6	2,74	9,05	18,0	0,95	75,0	2,34	3,0	13,88	1580	4340
K 11	1700 ²⁾	200	2,27	0,031	4,41	7,54	1,94	3,32	23,5	1,237	40,1	1,96	2,14	5,27	1126	2570
K 12	1700 ²⁾	200	2,27	0,031	4,41	7,54	1,94	3,32	22,68	1,194	38,7	1,89	2,14	5,27	1126	2570
E 13	1335	500	1,40	0,196	4,67	6,60	3,335	4,71	20,7	1,09	29,2	1,46	3,27	5,20	1721	2600
G 14	1500	200	1,76	0,031	4,71	6,37	2,67	3,61	26,4	1,32	35,7	1,49	2,95	4,61	1472	1916
F 15	1400 ²⁾	500	1,54	0,196	3,97	7,30	2,58	3,74	20,15	1,0	37,1	1,81	2,43	5,76	1200	2790
N 16	1510	400	1,79	0,125	4,64	7,06	2,59	3,94	24,35	1,188	37,1	1,58	2,85	5,27	1390	2242
P 17	1600	400	2,01	0,125	3,80	7,06	1,89	3,51	19,5	0,93	36,3	1,51	1,79	5,05	853	2104
O 18	1400 ²⁾	400	1,54	0,160	4,91	9,12	3,19	5,93	25,95	1,21	48,1	2,09	3,37	7,58	1567	3300
L 19	1500	380	1,764	0,113	5,77	7,37	3,27	4,18	30,0	1,333	38,4	1,615	4,006	5,606	1780	2361
L 20	1500	380	1,764	0,113	5,72	8,04	3,24	4,55	29,3	1,302	41,1	1,73	3,956	6,276	1758	2637
Q 21	1740 ²⁾	600 ²⁾	2,37	0,283	4,92	9,82	2,075	4,15	31,9	1,18	57,0	1,699	2,55	7,45	945	2400
Q 22	1850 ²⁾	600 ²⁾	2,69	0,283	6,12	12,24	2,27	4,55	35,0	1,03	71,6	1,89	3,43	9,35	1010	2510
B ²⁾ 23	2160	500	3,66	0,196	10,2	14,05	2,8	3,96	65,3	1,63	92,8	2,06	6,4	10,84	1600	2410
R 24	1600 ²⁾	300 ²⁾	2,01	0,09	7,06	10,75	3,52	5,32	40,8	1,41	61,8	1,87	5,05	8,69	1740	2630

Querschnitt in Höhe der Badoberfläche, f = Fläche aus dem Durchmesser des äußersten Blaskranzes. ⁶⁾ Die ovale Innenfläche entspricht einem Außendurchmesser von 4960 mm. ⁷⁾ Die ovale Innenfläche entspricht einem Innendurchmesser von 2450 mm (neu), 4460 mm (alt).

Zahlentafel 11 (Fortsetzung). Vergleichende Abmessungen der Konverterböden.

Dmr. mm	Anzahl der Lochkreise und darin befindlicher Nadeln								Durchmesser der Holznadel mm	Gesamtblasquer-schnitt in		Blasdicke in cm ³ Blasket-schnitt je m ² Bodenfläche ⁹⁾	Durchmesser ¹⁰⁾ des äußersten Blaskranzes mm	Fläche (f) des äußersten Blaskranzes m ²	Werk		
	3		4		5		6			7						cm ²	m ³ /t R.-E.
	Zahl d. Nadeln	Dmr. mm	Zahl d. Nadeln	Dmr. mm	Zahl d. Nadeln	Dmr. mm	Zahl d. Nadeln	Dmr. mm		Zahl d. Nadeln	Dmr. mm						
660	24	910	31	1150	29	—	—	—	—	16	209	17,4	205	1150	1,038	C 1	
840	28	1000	32	1180	36	1335	35	—	—	13	235	15,7	196	1335	1,40	E 2	
672	30	970	44	1213	55—11	—	—	—	—	15	250	15,6	218	1213	1,155	D 3	
690	21	895	28—7	1025	36—10	1155	44—13	—	—	14—15	235	15,6	235	1155	1,048	A 4	
800	27	1020	34	1240	41	1460	49	—	—	bis 15	280	19	178	1460	1,671	B 5	
850	32	1125	42	1400	39	—	—	—	—	15	256	15,5	174	1400	1,54	I 6	
690	21	895	28—7	1025	36—10	1155	44—13	—	—	bis 15	235	14,25	178	1155	1,048	B 7	
930	43	1085	38	1240	30	—	—	—	—	12—13	242	13,7	294	1240	1,207	H 8	
840	31	1000	36	1160	42—5	1320	48—10	1480	54—16	16	515	26,4 ⁵⁾	340	1480	1,72	M 9	
840	31	1000	36	1160	42—5	1320	48—10	1480	54—16	16	515	23,4 ⁵⁾	340	1480	1,72	M 9a	
840	31	1000	36	1160	42—5	1320	48—10	1480	54—16	16	515	16,1 ⁵⁾	340	1480	1,72	M 10	
600	18	800	24	1000	30	1200	36	1400	42	14	370	18,54	165	1700	2,22	K 11	
600	19	800	24	1000	32	1200	38	1400	43	14	336	15,26	194	1500	1,76	G 14	
Dreiecke																	
850	39	1070	46	1290	45	1510	44	—	—	14	322	13,7	194	1400	1,54	F 15	
800	24	1000	30	1200	36	1400	42	1600	47—5	14	302	13,4	161	1600	2,01	N 16	
Anordnung der Nadeln																	
700	28	860	30	1020	36	1180	41	1340	47	13 u. 18 ¹¹⁾	300	13,6	170	1400	1,54	O 18	
mit 110 mm Seitenlänge																	
mit 110 mm Seitenlänge																	
bei 100 mm Kantenlänge																	

275 statt 247 Nadeln; hierbei bekam der Konverter jedoch bei normaler Winddrucksteigerung zuviel Wind. — ⁸⁾ Bei Böden mit quadratischer oder nicht kreisförmiger Anordnung der Nadeln wurde der Durchmesser aus den Angaben über den Abstand der gegenüberliegenden Nadelreihen angenähert geschätzt. ⁹⁾ Die innere nicht mit Blaslöchern besetzte Fläche wurde dabei von der durch den äußersten Blaskranz gegebenen abgezogen. — ¹⁰⁾ Beim ersten Boden 31 Löcher im unteren Teil gestopft. — ¹¹⁾ Innerster und äußerster Kranz 18 mm Dmr.; 54 Nadeln zu 18 und 122 zu 13 mm Dmr.

dünnflüssigen Teer-Dolomit-Masse; der erste Boden wird bisweilen mit magerer Mischung eingestampft.

Die Verteilung der Nadeln im Boden ist verschieden. Meistens werden konzentrische Lochkreise angetroffen, deren Zahl nach der Größe des Bodens zwischen fünf und neun schwankt; doch finden sich auch andere Anordnungen, wie z. B. vierkantige oder rautenförmige.

Beim neuen Konverter wird im Boden auf der Bauchseite häufig eine Anzahl von Nadeln gestopft, um zu verhindern, daß beim Kippen des Konverters Eisen in die Windlöcher läuft. Um einen gleichmäßigen Verschleiß des Bodens zu erzielen, bleibt die Mitte des Bodens in vielen Fällen bis auf 200 bis 620 mm Dmr. bzw. □ frei von Nadeln.

Der Nadeldurchmesser schwankt zwischen 13 und 16 mm; am häufigsten trifft man, an der Holznadel gemessen, Durchmesser von 14 oder 15 mm. Je kleiner der Durchmesser, um so größer müssen die Druckverluste im Boden sein, worüber H. Folkerts³⁾, B. von Sothen und H. Bansen²⁰⁾ eingehende Untersuchungen anstellten. Andererseits liegt bei größerem Nadeldurchmesser die Gefahr des Ausbrennens eher vor als bei kleinerem.

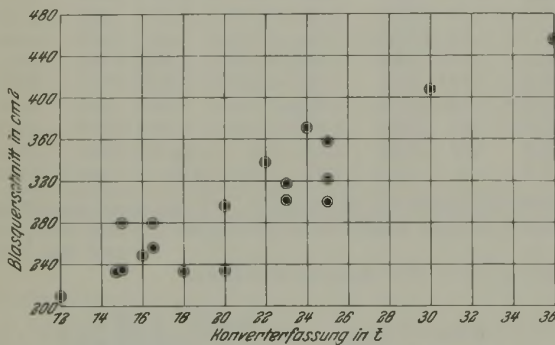


Abbildung 2.

Blasquerschnitt bei verschiedener Konverterfassung.

Betrachtet man die Größe des Blasquerschnitts, so sieht man, daß diese mit zunehmendem Fassungsvermögen, von einigen Abweichungen abgesehen, von 209 cm² beim 12-t-Konverter ziemlich regelmäßig auf 456 cm² beim 36-t-Konverter ansteigt (Abb. 2). Bezieht man, wie es häufig geschieht, den Blasquerschnitt auf das Gewicht des eingesetzten Roheisens, so findet man Zahlen, die von etwa 13 bis rd. 26 cm²/t Roheisen schwanken; als mittlerer Wert kann etwa 15 bis 17 cm²/t gelten. Allerdings sagen diese Zahlen allein nichts aus, sie müssen im Zusammenhang mit den übrigen Abmessungen des Bodens sowie auch des Konverters gewertet werden. Vor allem kommt hier der Dichte der Verteilung der blasenden Löcher über den Bodenquerschnitt, ausgedrückt in cm² blasender Querschnitt je m² Bodenfläche, Bedeutung zu. Dies läßt sich vielleicht erklären, wenn man sich vorstellt, welchen Weg das beispielsweise in der Mitte des Bodens von einem ersten durchstreichenden Windstrahl mit nach oben geführte Eisenbad nimmt, wenn es bei seiner Abwärtsbewegung dann bei großer Blasdichte oder Bodenbelastung recht bald der Wirkung eines dicht daneben liegenden Windstrahles ausgesetzt wird; es kann dann in seiner Abwärtsbewegung gehemmt, schließlich vom Winde wieder hochgeführt und je nach der Windgeschwindigkeit, den übrigen Konverterverhältnissen, vor allem der Konverterbreite oder Möglichkeit, seitlich auszuweichen, dann aber auch Konverterhöhe mehr oder weniger Aus-

wurf ergeben. Um dieses zu vermeiden, ist man dann gezwungen, die Windzufuhr zu drosseln, und man erhält als Folge lange Blasedauern und geringe Haltbarkeiten, oder aber das Ausbringen wird schlechter.

Wie unterschiedlich in dieser Richtung die Verhältnisse bei den verschiedenen Werken liegen, geht ebenfalls aus *Zahlentafel 11* hervor. Während sich als Mittelwert aus allen Böden eine „Blasdichte“ von rd. 217 cm²/m² ergibt, liegen die Grenzwerte bei 161 und 340 cm²/m². Bei Beurteilung dieser Werte ist allerdings wieder zu berücksichtigen, daß Roheisenzusammensetzung und -temperatur hier ebenfalls einen Einfluß ausüben, und zwar in dem Sinne, daß mit um so größerer „Blasdichte“ oder Bodenbelastung geblasen werden kann, je besser verblasbar das betreffende Roheisen ist.

III. Betriebsergebnisse.

Um ein möglichst klares Bild über die Betriebsergebnisse und Leistungen der verschiedenen Konverter zu gewinnen, war bei der Aufstellung des Fragebogens Rücksicht auf die sich im Verlaufe der Konverterreise ändernden Betriebsverhältnisse genommen worden. Es wurde unterschieden in Betriebsergebnisse bei neu zugestelltem und bei altem Konverter. Die gleiche Unterteilung wurde auch bei der Zusammenstellung der Betriebsergebnisse in *Zahlentafel 12* beibehalten. Wie daraus zu ersehen, wird das Einsatzgewicht beim alten Konverter in den meisten Fällen um etwa 6 bis 8 % gegenüber dem beim neuen Konverter üblichen Einsatz erhöht; in Einzelfällen ist der Mehreinsatz auch bis zu 20 % und noch mehr größer.

Die Zugabe von Schrott erfolgt im allgemeinen vor Beginn des Blasens, entweder auf den Kalk oder zugleich mit dem Kalk in den Konverter. Diese Arbeitsweise ist besonders dann üblich, wenn schwerer Schrott, Kaminbären usw. eingesetzt werden; leichter Schrott wird auch häufig noch zur Temperaturregelung während des Blasens, und zwar meist während der Entphosphorung nachgesetzt.

Der angewandte Höchstwinddruck schwankt zwischen etwa 1,5 und 2,6 atü. Die minutlich zugeführte Windmenge ist je nach Konverterfassung, Konverter- und Bodenabmessungen verschieden; sie beträgt beim 12-t-Konverter 280 m³/min gegenüber 635 m³/min beim 40-t-Konverter. Der Windverbrauch richtet sich natürlich in erster Linie nach der Roheisenanalyse und beträgt bei der heute üblichen Thomasroheisen-Zusammensetzung etwa 300 bis 350 m³ je t Roheisen.

Erhebliche Unterschiede zeigen sich in den Windgeschwindigkeiten, und zwar einmal als Folge der verschieden großen Blasquerschnitte, dann aber auch wegen des wechselnden „Windaufnahmevermögens“ der einzelnen Konverter. (Unter Windaufnahmevermögen soll hier die größtmögliche Windmenge verstanden werden, die man dem Konverter bei gegebenen Konverter- und Bodenverhältnissen zuführen kann, ohne den Auswurf zu erhöhen.) Aus den gemachten Angaben lassen sich Werte von 117 bis 306 m/s (bei 0° und 760 mm QS) errechnen. Als mittlere Geschwindigkeit kann etwa 220 bis 230 m/s gelten.

Die Blasedauer je t Roheisen nimmt, wie es zu erwarten ist, mit zunehmendem Konverterfassungsvermögen ab. Sie beträgt im Mittel beim 12- und 14-t-Konverter etwa 70 bis 75 s/t und geht beim 30- und 40-t-Konverter auf etwa 30 s je t Roheisen herunter (Abb. 3). Im alten Konverter werden im allgemeinen auch bei größeren Roheiseinsätzen als bei Neuzustellung günstigere Blasedauern erhalten als im neuen; die Blasedauerverkürzung beträgt, wie Abb. 4 zeigt²¹⁾,

²⁰⁾ St. u. E. 47 (1927) S. 385/89.

²¹⁾ Bei dem inzwischen umgebauten Konverter M 10 beträgt die Verkürzung sogar 44 %.

bei einigen Werken bis zu 30 %. In dieser Abbildung sind die Blasedauern, die bei den verschiedenen Konvertern bei Neuzustellung und bei verschlissenen Futter erreicht werden, durch einen Linienzug verbunden. Ueber eingehende Untersuchungen zur Klärung dieser Beobachtung im Zusammenhang mit der Frage der Vorgänge im Konverter ist vom Verfasser an anderer Stelle ausführlich berichtet worden¹¹⁾.

Nun gibt aber die Blasedauer je t Roheisen an sich bei Vergleichen von Konvertern mit verschiedenem Fassungsvermögen kein Maß für die wirklich mit dem Konverter erzielte Leistung. Um hierüber ein Bild zu gewinnen, ist es notwendig, für die verblasene Roheisenmenge eine Bezugs-

Roheisenzusammensetzung u. a. m. einen bedeutenden Einfluß, so daß hier Schlüsse nicht gezogen werden können.

Bezieht man die minutliche Leistung auf die Größe der blasenden Bodenfläche, d. h. die Fläche, die durch die Größe des äußersten Nadelkranzes gegeben ist, so erhält man ein ähnliches Bild, und zwar findet man Werte, die von 564 bis 1410 kg/m²·min schwanken. Bei Beurteilung dieser Zahlen gelten natürlich die zuvor gemachten Einschränkungen im gleichen Maße. Ein eindeutiges Bild läßt sich auf diese Weise ebenfalls nicht gewinnen, da zu den Unterschieden im Blasquerschnitt auch noch erhebliche Abweichungen in der absoluten Größe der blasenden Fläche auftreten, d. h. die Größe der blasenden Fläche wächst durchaus nicht proportional der Zunahme des Konverter-Fassungsvermögens.

Es war vorher schon erwähnt, daß die wegen des Auswurfes mögliche Windzufuhr und damit die Leistung je cm² Blasquerschnitt um so größer wird, je weiter die Nadeln voneinander entfernt oder je geringer die Blasdichte ist; demnach würde es also richtig erscheinen, den Gesamtblasquerschnitt auf einem möglichst großen Bodenquerschnitt zu verteilen. Geht man aber so vor, dann verringert man gleichzeitig die Größe des düsenfreien Randes oder Umlaufquerschnittes je t Einsatz, der, wie gezeigt wurde, ebenfalls bestimmend auf die mögliche Windzufuhr einwirkt; man muß also zweckmäßig beide Größen aufeinander abstimmen.

Als nächstes wurde versucht, die minutliche Leistung der Konverter auf die Gesamt-Bodenfläche zu beziehen, ohne Rücksicht zu nehmen auf die Größe des Blasquerschnittes oder die Verteilung der Nadeln, da diese Größen bei gegebenem Bodendurchmesser ja beliebig geändert werden können, bis sie die für die betreffenden Roheisen- und Konverterverhältnisse günstigsten Blasebedingungen ergeben. Das Ergebnis in Abb. 5 zeigt, daß die mittlere Leistung je m² Bodenfläche bei etwa 600 kg/min liegt. Ein Unterschied in der Leistung zwischen den Konvertern geringen und großen Fassungsvermögens läßt sich nicht feststellen; jedenfalls werden die Leistungen der Konverter von 25 t Fassung und

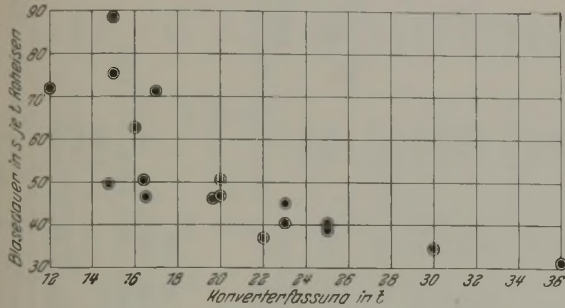


Abbildung 3. Mittlere Blasedauer je Tonne Roheisen bei verschiedenen Konverterfassungsvermögen.

größe zu wählen, die für die Bemessung von Konvertern verschiedener Fassung kennzeichnend ist, ähnlich wie man bei Siemens-Martin-Oefen aus erzeugter Stahlmenge und Herdfläche die Herdflächenleistung erhält. Bezieht man in diesem Sinne die minutliche Leistung der verschiedenen Konverter auf die Größe des Blasquerschnitts — wobei angenommen werden soll, daß dieser für die jeweilig vorhandenen Konverter- und Roheisenverhältnisse zweck-

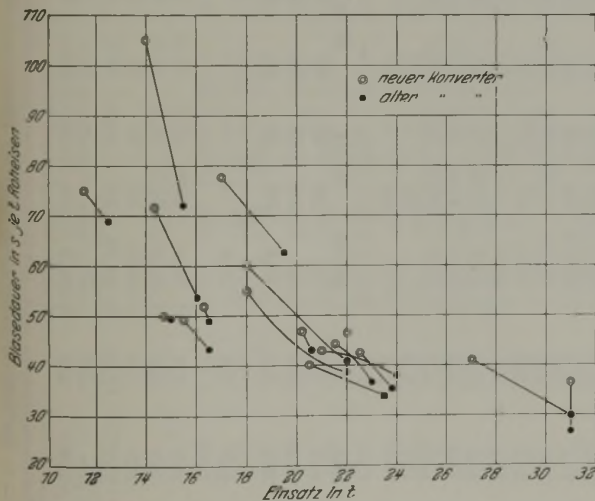


Abbildung 4. Blasedauer beim neuen und alten Konverter.

mäßigst bemessen ist —, so erhält man Werte, die zwischen 2,88 und 5,57 kg je min und cm² Blasquerschnitt schwanken (Zahlentafel 12). Diese Unterschiede treten aber unabhängig von dem Fassungsvermögen der Konverter auf, sie sind wohl vielmehr auf andere Ursachen zurückzuführen. Einmal weist die absolute Größe des Blasquerschnitts auch bei gleichem Fassungsvermögen außerordentlich große Unterschiede auf (515 cm² bei Konverter M 9 gegenüber 235 cm² bei Konverter E 13), weshalb bei etwa gleicher Blasedauer die Leistung je cm² Blasquerschnitt im letzten Falle sehr viel höher sein muß. Zum andern hat aber auch, wie schon zuvor ausgeführt, der Abstand der Nadeln voneinander, ferner die Größe des düsenfreien Randes, die

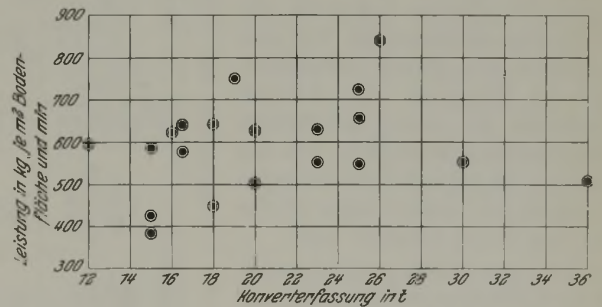


Abbildung 5. Leistung der verschiedenen Konverter je m² Bodenfläche und min.

mehr auch von 15- bis 16-t-Konvertern erreicht und zum Teil auch überschritten, und zwar bei gleich großem Schrottsatz und Kalküberschuß und auch gleich hohem Ausbringen, was an und für sich schon wegen der größeren Wärmeverluste der kleineren Konverter nicht zu erwarten war. Es muß aber auch hierzu nochmals betont werden, daß ein durchaus schlüssiger Vergleich wegen der voneinander abweichenden Verhältnisse bei den verschiedenen Werken nicht gezogen werden kann, die Zahlen vielmehr eher als Anhalte zu werten sind; immerhin schien es aber zweckmäßig, die Frage der Konverterleistung bei kleinem und großem Fassungsvermögen einmal von diesen Gesichtspunkten aus zu betrachten, um irrtümlichen Auffassungen zu begegnen.

Die Gesamtchargendauer bei den verschiedenen Werken, d. h. die Zeit vom Einfüllen des Roheisens in den Konverter bis zum nächsten Einfüllen in den gleichen Konverter, schwankt unabhängig vom Fassungsvermögen der Konverter zwischen 21 und 50 min, je nach der Blasedauer des Konverters, der Art des erzeugten Stahles (ob weich oder hart), dem Desoxydationsvorgang sowie schließlich, was hier nicht ohne weiteres nachgeprüft werden kann, je nach der Leistungsfähigkeit der Gießgrube.

Das Ausbringen war eingangs bei der allgemeinen Kennzeichnung der Betriebsverhältnisse bereits im Mittel zu etwa 88 bis 89% angegeben worden; dabei war dieses Mittel errechnet aus den Angaben über das Ausbringen bei den verschiedenen durch die Umfrage erfaßten Thomastahlwerken, und zwar wurden diese Angaben stets für das gesamte Stahlwerk gemacht, ohne Rücksicht darauf zu nehmen, ob Konverter verschiedener Bauweise vorhanden sind oder nicht. Das genaue Ausbringen für jeden einzelnen Konverter kann deshalb auch nicht genannt werden.

Das gleiche gilt für die im Mittel etwa 240 kg je t Roheisen betragende Schlackenmenge sowie für die Schlackenzusammensetzung u. a. m. Wegen des Abschlackens sei im Zusammenhang hiermit noch erwähnt, daß es bei der Erzeugung von Hartstahl bei allen Werken üblich ist, den im Konverter verbleibenden Schlackenrest vor dem Ausleeren des Stahles abzusteifen. Bei der Erzeugung von weichem Flußstahl ist diese Arbeitsweise nicht überall gebräuchlich. Von den Werken, die mit festem Ferromangan desoxydieren, steifen sieben Werke ab, vier Werke hingegen nicht.

Der Auswurf schwankt natürlich je nach Roheisen- und Konverterverhältnissen sowie der Art der Chargenführung in weiten Grenzen von etwa 1 bis 6% und beträgt im Mittel aller Werke 3,3%. Gerade die Größe dieser Schwankungen legt es nahe, den Ursachen dafür im einzelnen nachzugehen und Mittel und Wege zu suchen, diese Verluste weitestgehend einzuschränken.

Zu der seit langem gestellten ersten Forderung nach einem dünnflüssigen Roheisen geeigneter Zusammensetzung kommt als weitere die hinzu, die Konverterform, mehr als es bisher geschehen ist, den Strömungsvorgängen des Eisenbades an-

Zahlentafel 12. Betriebsergebnisse deutscher Thomaskonverter.

Konverter Nr.	Einsatz in t		Eisenbadhöhe in mm		Windverhältnisse			Blasedauer je t Roheisen in s		Abnahme in %	Mittlerer Schrottsatz %	Überschub %	Ausbringen		Gießtemperatur für weichen Stahl in °C		Temperatursteigerung (weich)	Abbrand		
	neu	alt	neu	alt	Mittlere Windmenge m ³ /min	Mittlere Windschwindigkeit m/s	Höchstwinddruck in atü	bis Ende Verbrennung	gesamt				neu	alt	bei steigendem Guß	bei fallendem Guß		Eisenabbrand i. d. Schlacke kg/t Stahl	% Fe i. d. Schlacke	% Mn i. d. Schlacke
C 1	11,5	12,5	597	449	280	223	2,5	60	75	69	rd. 8	5,5	4,98	89-91	—	1475 ¹⁾	250	30,4	11,7	4,46
E 2	14,0	15,5	555	451	164,5 ¹⁾	117	2,3	88	105	72	31,4	5,5	4,38	87-88	?	1470-1440	345	20,6	9,8	3,5
D 3	14,3	16,0	596	424	330	221	2,5	66,6	71,6	53,7	25	3,1	5,24	89	—	1480	280	26,2	10,69	5,35
A 4	14,5	16,9	592	491	370 ¹⁾	262	2,0	75,5	87	64	26,4	6,0	6,02	88,8	—	—	210	31,6	13,16	3,6
B 5	14,7	15,0	579	420	380-430	241	2,2	49,75	46	46	1,0	9,5	5,3	89	90	1470	330	25,45	11,37	4,2
I 6	15,5	16,5	622	375	470	306	2,5	46,45	49,3	43,6	11,5	3,0	5,58	90	90,5	1480	250	26,93	10,78	5,03
H 7	16,3	16,5	537	375	380-430	241	2,2	48	45,5	52	49	5,76	5,3	—	—	1470	—	25,45	11,37	4,2
H 8	17,5	20,5	773	395	330	227	2,2	60,0	—	65	57	12,3	6,0	88,6	89,5	1455	245	24,1	10,4	3,4
M 9	17,0	19,5	615	354	540	175	2,6	39,0	45	30,8	31,5	7,8	5,65	88,0	89,5	1440	230	29,4	11,5	5,00
M 9a	17,0	19,5	515	332	565	183	2,6	34,5	42,5	27,3	35,8	7,8	—	88,0	89,6	1440	—	—	—	—
M 10	19,0	22,0	550	280	600	194	2,6	32,2	47,2	26,3	44,4	11,8	—	88,0	90,0	1450	—	—	—	—
K 11	19,0	20,5	615	389	282 ¹⁾	127	2,5	60	66	—	—	2,6	5,54	88-89	—	1445	280	—	—	—
K 12	19,0	20,5	615	389	282 ¹⁾	127	2,5	60	66	—	—	2,6	5,54	—	—	1445	280	—	—	—
E 13	19,0	20,0	581	433	164,5 ¹⁾	117	2,3	—	—	—	—	5,5	4,38	—	—	1410	345	20,6	9,8	3,5
G 14	20,0	24,0	606	538	520 ²⁾	258	2,2	46,14	—	46,14 ³⁾	—	6,5	4,66	89,6-90,5	—	1470-1440	280	21,88	8,75	3,85
F 15	20,2	21,6	726	403	470 ¹⁾	246	2,3	45	40	47	43	8,51	3,50	—	—	1435	300	21,88	8,75	3,85
N 16	23,5	25,0	632	475	526 ¹⁾	272	2,5	37	32	27	40	15,0	4,5	86,5-88,6	—	1490 ⁴⁾	300	22,8	9,5	4,0
P 17	21,0	24,0	789	485	480	265	2,4	40,5	43	38	11,62	7,8	4,01	88,5-91,6	1450-1460	1440-1450	285	26,4	11,0	5,0
O 18	21,5	23,0	625	360	450	250	2,6	—	—	—	—	3,0	5,41	—	1470-1500	—	305	32,7	11,9 ⁵⁾	5,0
L 19	22,5	23,8	557	461	556	259	2,5	34,6	30,2	42,6	17,36	2,0	6,56	89-90	—	—	220	33,02	10,6	—
L 20	22,5	23,8	562	423	556	259	2,5	38,9	34,6	30,2	42,6	2,0	6,56	89-90	—	—	220	33,02	10,6	—
Q 21	27,0	31,0	785	450	560 ¹⁾	229	2,3	34,9	30	20	41	6,8	5,1	89,5-90	1495-	1490-	280	26,05	10,22	5,0
Q 22	34,0	38,0	802	443	635 ¹⁾	232	2,3	31,25	26	16,5	36,5	6,8	5,1	—	1505	1500	280	26,05	10,22	5,0
B 23	36	36	690	—	790	—	2,5	25	35	—	—	9-12	—	—	1470	1450	260	—	—	—
R 24	39	33	587	438	725	278	2,0	28,5	20	25	21,9	3,0	5,1	bis zu 91	1460	—	280	18,7	8,84	4,75

1) Überschlägig errechnet aus Roheisenanalyse und Blasedauer. — 2) Geschätzt. — 3) Monatsdurchschnitt. — 4) Ein Unterschied in der Blasedauer zwischen neuem und altem Konverter konnte nicht festgestellt werden. — 5) Bei Schwankungen von 1450 bis 1500°. — 6) Bei 1480° bilden sich schon Ansätze in der Pfanne.

Zahlentafel 12 (Fortsetzung). Betriebsergebnisse deutscher Thomaskonverter.

Konverter	Nr.	Einsatz in t		Blasquerschnitt cm ²	Blasquerschnitt cm ² /Robelsen	Leistung in kg je cm ² Blasquerschnitt und min	Blasende Rodenfläche m ²	Minutliche Leistung je m ² Bodenfläche kg/m ²	Blasdichte cm ³ /m ³	Düsenfreier Randquerschnitt in cm ² /t Einsatz		Im Mittel	Gesamtdauer einer Charge vom Einfüllen bis Wieder-einfüllen min	Bodenfläche m ²	Minutliche Leistung je m ² Bodenfläche kg/m ² min	Durchschnittlicher Auswurf kg/t Robelsen	Mündungs-bären kg/t Robelsen	Zeitpunkt der Zugabe von Schrott
		neu	alt							neu	alt							
C	1	11,5	12,5	17,4	209	3,99	1,02	818	205	1470	2348	1910	25	1,40	595	50	12	Teils vor dem Roheiseneinsatz, teils kurz vor Uebergang.
E	2	14,0	15,5	15,7	234,8	2,88	1,20	564	196	1571	2263	1916	rd. 36	1,766	384	49	30	Vor Beginn der Charge ⁸⁾ .
D	3	14,3	16,0	15,6	249	3,84	1,143	838	218	1800	2643	2220	32	1,54	622	34	10	Vor Roheiseneinsatz.
A	4	14,5	16,9	15,6	235	3,38	1,00	795	235	877	2286	1584	43	1,866	426	20	2-3	Vor Roheiseneinsatz, teils während des Nachblasens.
B	5	14,7	15,0	19,0	280	4,31	1,57	768	178	1328	2285	1809	22	2,06	585	10	—	Vor Roheiseneinsatz.
I	6	15,5	16,5	15,5	256	5,05	1,47	879	174	1303	2871	2090	35	2,02	640	157	5	Teils bei Beginn, teils am Ende des Blasens.
B	7	16,3	16,5	14,25	280	4,24	1,57	756	178	1631	2791	2210	21	2,06	577	—	5	Zu Beginn der Charge.
H	8	17,0	19,5	13,7	242	4,14	0,824	1220	294	1195	3000	2070	40	2,27	441	45-60	7-10	Schwerer Schrott zu Beginn, Hand-
M	9	17,0	19,5	26,4	515	3,3	1,51	1070	340	1156	2646	1901	30	2,54	640	30	3-4	schrott während der Entphos-
M	9a	17,0	22,0	23,4	515	3,9	1,51	1260	340	1555	3340	2445	30	2,54	755	30	3-4	phorung.
M	10	19,0	32,0	16,1	515	4,8	1,51	1410	340	1580	4340	2960	35	2,54	840	30	5-6	
K	11	19,0	20,5	18,54	371	?	1,98	—	—	1263	2700	1982	27-32	2,54	—	11 (kgFe)	10	
K	12	19,0	20,5	18,54	371	?	1,98	—	—	1263	2700	1982	27-32	—	—	—	—	
E	13	19,0	20,0	15,7	234,8	?	1,20	—	—	1721	2600	2160	—	—	—	—	—	
G	14	20,0	24,0	15,26	336	3,96	1,73	752	194	1472	1916	1694	30-35	2,07	628	15-20	4,5	Vor Beginn und beim Uebergehen.
F	15	20,2	21,6	15,6	318	4,18	1,34	995	237	1200	2790	1997	30	2,11	632	40	?	Mit dem Kalk.
N	16	20,5	23,5	13,7	322	5,04	1,66	975	194	1390	2242	1816	35-40	2,95	550	15-20	etwa 15?	Schwerer Schrott von der 5. min an, leichter bei Entphosphorung.
P	17	21,0	24,0	13,4	302	4,9	1,88	788	161	853	2104	1478	35	2,69	551	32	rd. 10	Zwischen 7. min und Uebergang; Hand-
O	18	21,5	23,0	13,6	300	5,57	1,38	1212	218	1567	3300	2434	30-40 ⁹⁾	2,34	715	27 ¹²⁾	6,6	schrott beim Fertigblasen.
L	19	22,5	23,8	15,4	358	4,31	1,65	935	217	1780	2361	2070	25-28	2,35	656	40	6	Mit dem Kalk; bei Bedarf wird ge-
L	20	22,5	23,8	15,4	358	4,31	1,65	935	217	1758	2637	2198	25-28	2,35	656	—	6	füttert.
Q	21	27,0	31,0	14,0	406	4,26	2,09	833	195	945	2400	1673	27	3,14	554	45-50	5-6	Vor Beginn und Nachwerfen während des Blasens.
Q	22	34,0	38,0	15,7	456	4,21	2,40	800	190	1010	2510	1760	25 ¹¹⁾	3,78	508	25-30	6	Schwerer Schrott, Kaminbären vor Beginn.
B	23	36	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	30	—	—	—	6	Falls nötig, später Schienenschrott von der Bühne aus.
R	24	29,0	33,0	14,0	435	4,84	1,92	1095	226	1740	2630	2185	25	3,14	669	18,4	3,4	Teils vor Roheiseneinsatz, teils während des Blasens.

⁷⁾ Die Zahl bedeutet die Menge des an den Hochofen abgegebenen Auswurfs. — ⁸⁾ Versuche, einen Teil Kleinschrott nach 6 bis 8 min beizugeben, sind im Gang. — ⁹⁾ 11,9 % Fe im Mehl; in der Schlacke durchweg 2 % niedriger. — ¹⁰⁾ Bei weichem Stahl 30, bei hartem 35 bis 40 min. — ¹¹⁾ Bei 30 t und den letzten Böden. — ¹²⁾ Einschließlich Dachstaub.

zupassen. Es sei in diesem Zusammenhang auf die Verhältnisse in der Metallindustrie hingewiesen, wo beim Kupferblasen z. B. im Stalman-Konverter²²⁾ — allerdings unter ganz anderen metallurgischen Voraussetzungen — den dynamischen Vorgängen im flüssigen Bade in viel stärkerem Maße Rechnung getragen wird als beim Thomasverfahren.

Wie an anderer Stelle gezeigt wird¹¹⁾, werden durch Verbreiterung des Konvertergefäßes oder Vergrößerung des Umlaufquerschnittes je t Einsatz günstigere Blasebedingungen geschaffen. Die Forderung, in dieser Richtung Änderungen der Konverterform anzustreben, wird eindringlich unterstützt durch die Betriebsergebnisse auf zwei Werken, von denen mitgeteilt wird, daß dort durch Verbreiterung des Konvertergefäßes eine Verkürzung der Blasezeit bei gleichzeitig geringerem Auswurf erreicht worden ist. Dort, wo durch den Ständerabstand eine Vergrößerung des Konverterdurchmessers nicht möglich ist, wird zu prüfen sein, ob die Größe des Umlaufquerschnittes je t und die Blasdichte bei gleichbleibender absoluter Größe des Gesamt-Blasquerschnittes günstig

²²⁾ Fr. Mayr: Das Bessemern von Kupfersteinen (Freiburg: Craz und Gerlach 1906) S. 15.

Zahlentafel 13. Konverterzustellung und Haltbarkeit.

Kon- verter Nr.	Zeitdauer in h für					Beheizung der Neu- ausmauerung vor oder nach dem Einsetzen des ersten Bodens		Brennstoff- art	Durchschnittliche Haltbarkeit der Konverterauskleidung			
	Konverterneuzustellung				Bodenwechsel		Anzahl der Böden		Anzahl der Chargen			
	Aus- brechen d. alten Futters, Entfer- nung v. Mündungs- bären	Mauern oder Stamp- fen	Warm- blasen oder Aus- brennen	Boden- ein- setzen, Fest- brennen und Warm- blasen	zu- sam- men	bis zum beende- tem Vergie- ßen				Festbrennen a) und Warmblasen b)	vor	nach
C 1	—	—	—	—	24—30	2—3	6	—	ja	Koks	4—5	250
E 2	10	8	3,5	3,25	24—25	2,5—3 ¹⁾	a) 4 + b) 2	—	ja	„	3—4	137—187
D 3	6	14	5	—	25	3	4	—	ja	„	6	280
A 4	8	18	4—5	2—3	32—34	6	> 6	ja	—	„	6	215
B 5	—	—	—	—	40 ³⁾	6—10	4—6	—	ja	„	6—7	420
I 6	8	18	5	5	36	2,5	a) 4 + b) 1	—	ja	„	6—7	365
B 7	—	—	—	—	48 ³⁾	—	—	—	ja	—	—	—
H 8	18	20	6	—	44	3	a) 5 + b) 2,5—3	—	ja	Koks	8 ⁴⁾	425
M 9	10—12	12	5	1 ³⁾	27—29	2,5	a) 4 b) 1	—	ja	„	$\frac{1}{2} + 2 + \frac{1}{2}$	280—310
M 9a	10—12	12	5	1 ³⁾	27—29	2,5	a) 4 b) 1	—	ja	„	$+ 2 + \frac{1}{2}$	290—320
M 10	20	24	8	1 ³⁾	52	2,5	a) 4 b) 1	—	ja	„	$\frac{1}{2} + 3$	300—320
K 11)	6	12	6	2	26	6 ⁵⁾	a) 3,5 + b) 1,75	—	ja	„	3—5	320
K 12)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3—4 ⁶⁾	—
E 13	10	11—12	3,5	3,25	27—28	—	—	—	—	—	—	—
G 14	4	8—12	5	—	24—32	2—3	4	ja	ja	Koks	4	200
F 15	15	25	3—4 ⁷⁾	4	48	2	a) 4 + b) 1	ja	—	Gichtgas	8	500 ¹⁴⁾
N 16	8	10—12	5—6	—	23—26	1,5—3	a) 6 + b) $\frac{3}{4}$	—	ja	Koks	4 ⁸⁾	180—200
P 17	7	25	3,5	—	35—36	3,5	3+1	ja	—	Koksgas	5—6	300
O 18	12—14	10	3,5	10	36 ³⁾	2	6	ja	—	Gichtgas	6—7	350
L 19)	8	16	4	2	30	2	4—6	—	ja	Koks	4—6	rd. 300
L 20)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Q 21	13—16	15,5	3,5	9	41—44	1,5	4—5	ja	—	Gichtgas mit	5 ⁹⁾	320 ¹⁰⁾
Q 22	14—17	17,5	3,5	9	44—47	1,5	4—5	ja	—	Koksgaszusatz	5 ¹¹⁾	320 ¹⁰⁾
B 23	18	40	12	12	70	7	—	ja	—	Koks	6	385
R 24	12	16	4	0,5 + 3	35,5	1,5	4	ja	—	Gichtgas	5—6	250—275

1) Ohne Entfernung der alten Verdichtung. — 2) Die verwendeten Böden sind verschieden lang, und zwar vom ersten bis sechsten Boden: 500, 600, 780, 780, 780 und 700 mm. — 3) Von der letzten bis zur ersten Charge. — 4) Dazu ein Warmblaseboden von 400 mm Höhe; nach etwa 200 Chargen wird der Konverter mit fetter Mischung Teer-Dolomit-Mehl geflickt. — 5) Entfernen der Mündungsbären 3 h, Boden und Verdichtung einstoßen 2 h, Einsetzen und Vergießen 1 h. — 6) Nach etwa 185 Chargen wird der Konverter ausgelegt und hält dann noch etwa 135 Chargen. — 7) Das Warmblasen geschieht mit Gicht-

aufeinander abgestimmt sind oder ob vielleicht durch ovale Konverterform bessere Bedingungen geschaffen werden können. Bemerkenswert scheinen in diesem Zusammenhange die neuerdings mitgeteilten Abmessungen und Betriebsergebnisse des Konverters M 10.

Mit der Frage des mehr oder weniger ruhigen Blasens hängt auch die des Entfalls an Mündungsbären eng zusammen. Wie aus *Zahlentafel 12* hervorgeht, schwanken auch hier die Werte ziemlich stark; im Mittel ist vielleicht mit etwa 0,8 % vom eingesetzten Roheisen zu rechnen.

Die mit optischem Pyrometer gemessenen Gießtemperaturen liegen bei weichem Stahl etwa zwischen 1485 und 1525° (unkorrigiert); daraus errechnet sich eine Temperatursteigerung von im Mittel 277.

Konverterzustellung und Haltbarkeiten.

Nachdem im vorhergehenden Abschnitt auf die Betriebsergebnisse, sofern sie mit den Vorgängen beim Blasen unmittelbar zusammenhängen oder in den Blasergebnissen zum Ausdruck kommen, eingegangen wurde, sollen im folgenden noch kurz die Zustellung und Haltbarkeit von Konverterfutter und Böden und die damit zusammenhängenden Fragen besprochen werden. Diese Fragen sind deshalb von besonderer Wichtigkeit, weil z. B. durch die Zeitdauer, die für die Konverterneuzustellung oder die verschiedenen Bodenwechsel benötigt wird, die Leistung des Konverters oder der Gesamtanlage in vielen Fällen weitaus stärker beeinflusst wird als beispielsweise durch eine längere oder kürzere Blasedauer. In *Zahlentafel 13* sind die entsprechenden Zahlen wiedergegeben. Wie daraus zu ersehen, schwankt die Dauer für die Neuzustellung des Konverters zwischen 24 und

70 h; sie muß natürlich bei den größeren Konvertern länger sein als bei den kleineren. Die Beheizung der Neuausmauerung erfolgt dem fast stets anzutreffenden Anheizen mit Koks entsprechend fast immer nach dem Einsetzen des ersten Bodens; in fünf Fällen wird der Konverter jedoch schon vorher angeheizt. Vier Werke wenden zur Beheizung Gichtgas an.

Die Haltbarkeit der Konverterzustellung beträgt je nach Stärke des Futters, dann aber auch je nach Beschaffenheit des Roheisens sowie der mechanischen Beanspruchung etwa 150 bis 420 Chargen; als mittlere Haltbarkeit kann vielleicht eine solche von 300 Chargen angesprochen werden. Die durchschnittliche Haltbarkeit der Böden schwankt zwischen 40 und 75 Chargen; demnach kommen auf eine Konverterzustellung etwa 3 bis 8 Böden. Diese großen Unterschiede sind darauf zurückzuführen, daß einmal die Konverterauskleidung, wie oben schon ausgeführt, verschieden große Haltbarkeit aufweist, dann sind sie aber auch darin begründet, daß in der Haltbarkeit der Böden selbst nicht unerhebliche Unterschiede auftreten. Bei dem gleichen Konverter findet man vom ersten bis zum letzten Boden meist eine steigende Zunahme der Haltbarkeit; der letzte Boden kann häufig nicht ganz aufgearbeitet werden. Als Spitzenwerte kommen Bodenhaltbarkeiten von über 100 Chargen vor. Will man Vergleiche über die in den verschiedenen Betrieben erzielte Bodenhaltbarkeit anstellen, so ist zunächst zu berücksichtigen, daß die Blasedauer, also die Zeiten, in denen die Böden dem Verschleiß unterliegen, verschieden groß sind, und ferner auch, daß die Böden verschiedene Höhe aufweisen. Vergleicht man unter Berücksichtigung dieser beiden Umstände die auf

Zahlentafel 13 (Fortsetzung). Konverterzustellung und Haltbarkeit.

Mittlere Blase-dauer je t Roh-eisen	Mittleres Einsatz-gewicht	Mittlere Blase-dauer min	Halt-barkeit in reinen Blase-stunden	Durchschnittliche Haltbarkeit der verschiedenen Böden in Zahl der Chargen								Höhe des Bodens mm	Halt-barkeit in Blase-dauer je cm Boden-länge min/cm	Ab-nahme der Boden-länge je Blase-minute mm	Kon-verter Nr.	
				1	2	3	4	5	6	7	8					
72	12,0	14,4	60	25-30	← 50-60 →			—	—	—	—	—	810	9,88	1,01	C 1
88,5	14,75	21,75	58,7	37	45-55; im Höchsthalle			85	—	—	—	800	12,60	0,805	E 2	
62,65	15,45	16,1	75,2	35-40	40-45	45-50	50-55	—	—	—	—	700	10,75	0,930	D 3	
75,5	15,7	19,73	70,7	21 ²⁾	26	39	44	45	40	—	—	770	9,18	1,09	A 4	
49,75	14,85	12,31	86,3	eine Sorte mit durchschnittlich 63 Chargen								800	9,95	1,01	B 5	
46,45	16,0	12,37	75,2	45	50	60-70			—	—	—	700	9,95	1,01	I 6	
50,5	16,45	13,84	—	—	—	—	—	—	—	—	—	800	—	—	B 7	
60,0	19,0	19,0	138,0	49	52	55	56	50	53	56	54	900	11,55	0,87	H 8	
39,0	18,8	12,2	60	45	105	110	30-60	—	—	—	—	1000	13,1	0,765	M 9	
34,5	20,0	11,5	59,5	45	105	110	40-60	—	—	—	—	1000	12,35	0,81	M 9a	
32,2	28	15	77,6	45	95	95	70-80	—	—	—	—	1000	14,2	0,705	M 10	
—	19,75	—	—	33	50	51	54	53	vor d. Auslegen nach d. Auslegen			900 u. 600	—	—	K 11	
—	19,75	—	—	41	48	51	55	—	—	—	—	—	—	—	K 12	
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	E 13	
46,14	22,0	16,9	56,4	45	50	52	53	—	—	—	—	900	9,42	1,06	G 14	
45	20,4	15,3	127,5	Unterschiede nicht festgestellt φ 60-65								850	10,8	0,93	F 15	
37	22,0	13,57	42,9	42	49	58	43 ¹⁰⁾	—	—	—	—	930	7,39	1,35	N 16	
40,5	22,5	15,2	76,0	45-50	45-50	50	55	60	60	—	—	900	8,45	1,18	P 17	
35,8	22,25	13,27	77,4	45-55	← 50-70 →			—	—	—	—	950 u. 750	7,15	1,33	O 18	
38,9	23,1	15,0	75,0	rd. 50	50-80			—	—	—	—	800	11,22	0,89	L 19	
38,9	23,1	15,0	75,0	—	—	—	—	—	—	—	—	950-1000	—	—	L 20	
34,5	30	17,25	92,0	48	64	72	68	62	41 ⁹⁾	—	—	u. 700	10,4	0,96	Q 21	
31,25	30 ¹²⁾	15,62	83,3	54	76	74	73	48	—	—	—	—	11,4	0,88	Q 22	
—	—	—	96	58	69			—	—	—	—	1000	9,6	10,4	B 23	
28,5	31	14,75	64,6	40	50-60	50-60	50-60	50-60	—	—	—	800-900	8,3	1,20	R 24	

gas; verbraucht werden dabei etwa 2000 m³/h. — ⁸⁾ Der letzte Boden meist kürzer. — ⁹⁾ Bisweilen noch ein sechster, halber Boden. — ¹⁰⁾ Im Durchschnitt der Monate März bis Juli 1928. — ¹¹⁾ Bei diesem Konverter findet schon als fünfter Boden ein kurzer Boden Verwendung. — ¹²⁾ Das mittlere Einsatzgewicht beträgt neuerdings 36 t. — ¹³⁾ Der Boden wird während des Mauerns eingesetzt und mit dem Konverter gleichzeitig festgebrannt. — ¹⁴⁾ Bei etwa 250 Chargen wird der Konverter nachgestampft bis 1 m unter dem Hut.

den verschiedenen Werken erzielten Haltbarkeiten, so erhält man gemäß Zahlentafel 13 in Blasenminuten je cm Boden-höhe ausgedrückt Werte von 7,4 bis 12,6 min/cm oder einen Bodenverschleiß von 0,7 bis 1,35 mm je Blasenminute, also auch noch um rd. 100 % voneinander abweichende Werte; zur Erklärung für diese Abweichungen müßte außer dem schon genannten Einfluß der wechselnden Roh-eisenbeschaffenheit die verschiedene mechanische Beanspruchung und Güte der Böden herangezogen werden.

Die Zeitdauer für einen Bodenwechsel bis zum beendeten Vergießen beträgt im allgemeinen 2 bis 3 h; mitunter wird dafür auch mehr Zeit, d. h. bis zu 10 h benötigt, und zwar meistens dann, wenn gleichzeitig oder nach dem Bodenwechsel Mündungsbären entfernt werden. Das anschließende Festbrennen der Böden und Warmblasen dauert dann nochmal 4 bis 6 h, so daß für einen Bodenwechsel insgesamt 6 bis 10 h und mehr erforderlich sind.

Zum Schluß seien im Zusammenhang mit der Frage des Zeitaufwandes für die verschiedenen Arbeits- oder Betriebsvorgänge beim Konverterbetrieb in Zahlentafel 14 für den

Zahlentafel 14. Betriebskennzahlen über eine Konverterreise.

Kon-verter Nr.	Kon-verter-halt-barkeit. Anzahl der Chargen	Mittlere Blase-dauer je Charge min	Gesamt-dauer min	Gesamte		Zeitdauer in h für			In % der Gesamt-charge-dauer
				Blase-dauer h	Chargen-dauer h	Kon-verter-Neuzustellung	sämtl. Bodenwechsel einschl. Festbrennen u. Warmblasen	insgesamt	
C 1	150	14,4	25	60	62,5	27	38,4	65,4	104
E 2	162	21,75	36	58,7	97,2	24,5	31,5	56,0	57,5
D 3	280	16,12	32	75,2	149,2	32	42,0	74,0	49,4
A 4	215	19,73	43	70,7	154,0	32	72,0	104,0	67,6
B 5	420	12,31	22	86,3	154,0	40	84,5	124,5	80,5
I 6	365	12,37	35	75,2	213,0	36	48,8	84,8	39,8
B 7	—	13,84	21	—	—	48	—	—	—
H 8	425	19,0	40	138	284	44,5	73,5	117,5	41,5
M 9	280-310	12,2	30	60	148	29	22,5	51,5	35
M 9a	290-320	11,5	30	59,5	155	29	22,5	51,5	33,5
M 10	300-320	15	35	77,6	181	52	22,5	74,5	41
K 11	320	—	29	—	154,5	26	84,2	110,2	71,6
K 12		—	—	—	—	—	—	—	—
E 13	—	—	—	—	—	—	—	—	—
G 14	200	16,9	33	56,4	110	28	26	54	49,1
F 15	400	15,3	30	102	200	48	60	108	54,0
N 16	190	13,57	42	42,9	132,8	24,5	36	60,5	45,6
P 17	300	15,2	35	76,0	175	41	45	86	49,2
O 18	350	13,27	32	77,4	186,5	36	56	92	49,3
L 19	300	15,0	26	75,0	130	30	35	65	50,0
L 20		—	—	—	—	—	—	—	—
Q 21	320	17,25	27	92,0	144	41	33	74	51,4
Q 22	320	15,62	26	83,3	138,8	46	30	76	54,8
R 24	265	14,75	25	64,6	110	35,5	30,2	65,7	59,7

Verlauf einer Konverterreise einander gegenübergestellt: die Zeiten für das Blasen und die Gesamtchargendauern und diejenigen für die Konverterneuzustellung und die Bodenwechsel; unberücksichtigt sind dabei die Zeiten für sonstige Stillstände, z. B. für das Putzen der Mündung, Stopfen von Löchern u. a. m. Unter diesem Vorbehalt können die genannten Zahlen als Maß für den Ausnutzungsgrad der Konverteranlage dienen, vor allem aber auch einen Anhalt dafür geben, in welcher Richtung sich Versuche zur Leistungssteigerung von Konverteranlagen bewegen sollten. Als Mittel aus sämtlichen Angaben errechnet sich als gesamte reine Blasedauer über den Verlauf einer Konverterreise hin eine Zeit von rd. 77 h, gegenüber einer Gesamtchargendauer von rd. 153 h und einem Zeitaufwand für Konverterneuzustellung und Bodenwechsel von etwa 84 h; daraus geht aber hervor, daß es in vielen Fällen wenig Erfolg verspricht, eine Leistungssteigerung der Anlage durch Verkürzung der Blasedauern erreichen zu wollen, da eben der dadurch erzielte Gewinn bei dem oben gegebenen Zeitbild zu nur etwa 30 % zur Auswirkung kommt; allerdings wird bei einer Verkürzung der Blasedauer u. a. der Verbrauch an feuerfesten Stoffen geringer, doch steht dem gegenüber, daß eine kürzere Blasezeit in den meisten Fällen nur durch schärferes Blasen und damit Erhöhung des Auswurfs oder Verringerung des Ausbringens erzielt werden kann, und dieser Nachteil steht in keinem Verhältnis zu dem erzielbaren Gewinn.

Eine Verkürzung der Gesamtchargendauer anzustreben wird nur dann möglich sein, wenn dadurch metallurgische Nachteile mit Sicherheit ausgeschlossen bleiben.

Anders ist es mit dem Zeitaufwand für Konverterneuzustellung und Bodenwechsel; der Gewinn, der an diesem Posten gespart werden kann, kommt — gleiche Sorgfalt beim Mauern usw. vorausgesetzt — ohne Nachteile dem Verfahren zugute. Jede Maßnahme, die geeignet ist, hier Zeit einzusparen, muß also begrüßt werden. Das deckt sich zunächst mit der allgemeinen Forderung, die Haltbarkeit, be-

sonders die der Böden, zu steigern und regt weiter dazu an, auch dem Zeitbedarf für Bodenwechsel und Warmblasen besondere Aufmerksamkeit zu schenken. Daß hier noch Verbesserungen möglich sein können, lehrt die Zusammenstellung in *Zahlentafel 13*, in der einer kürzesten Dauer für Bodenwechsel und Warmblasen von 5,5 bis 6,5 h eine längste von 10 bis 16 h gegenübersteht.

Ist die Möglichkeit gegeben, hier an Zeitaufwand zu sparen, so können unter Umständen auch bei gleichbleibender Leistung der Anlage wirtschaftliche Vorteile erreicht werden, insofern, als bei gleichem Gesamt-Zeitaufwand die Blasedauer verlängert und damit die Höhe des Ausbringens günstig beeinflußt werden kann; doch nimmt damit wieder die Haltbarkeit des Bodens ab und führt zu den oben genannten Nachteilen, ein Umstand, der zeigt, daß es unerläßlich ist, die Betriebsverhältnisse in allen ihren Zusammenhängen zu untersuchen und sie den einzelnen Voraussetzungen entsprechend auf die günstigsten Betriebsergebnisse abzustimmen.

Zusammenfassung.

An Hand der Ergebnisse einer Rundfrage bei 17 deutschen Thomasstahlwerken wird eine allgemeine Kennzeichnung von Anlage und Betrieb der deutschen Thomaswerke gegeben. Vergleichende Zusammenstellungen geben einen Ueberblick über die Leistungsfähigkeit der Anlagen, die Zusammensetzung des Einsatzes, die Zuschläge, den Schlackenentfall, Gießbetrieb sowie den Verbrauch an feuerfesten Stoffen und Teer.

Im einzelnen werden sodann die Hauptabmessungen der Konvertergefäße und -böden mitgeteilt und vergleichende Betrachtungen über die verschiedenen Abmessungen angestellt.

Weitere Zusammenstellungen geben ein Bild über die Betriebsergebnisse der verschiedenen Konverter sowie einige allgemeine Kennzahlen für Konverterhaltbarkeit und den Betrieb über eine Konverterreise.

Zuschriften an die Schriftleitung.

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

Neue Untersuchungen zur Schnitttheorie und Bearbeitbarkeit.

Die obige Arbeit von F. Schwerd¹⁾ bedarf der Ergänzung. Der Unterzeichnete hat bereits im Jahre 1923 im Versuchsfeld für Werkzeugmaschinen an der Technischen Hochschule Berlin gelegentlich einer Untersuchung über die Dreharbeit²⁾ eingehend in einem besonderen Abschnitt den Zerspanungsvorgang in allen Einzelheiten geschildert und erläutert, wobei als bildliche Unterlagen Momentaufnahmen, Zeitlupenbilder und Mikrophotographien gebracht wurden, die sich in vielen Punkten mit den Schwerdschen Aufnahmen decken. Ein Vergleich der Abb. 56 bis 66 meines Berichtes mit den Abb. 3 bis 17 des obigen Aufsatzes lassen dies erkennen.

Es geht hieraus mit Deutlichkeit hervor, daß es bereits im Jahre 1923 gelungen war, mit den neuzeitlichen und gut durchgebildeten Apparaturen des Versuchsfeldes für Werkzeugmaschinen der Technischen Hochschule Berlin die wesentlichen Vorgänge der Zerspanung im Bilde so festzuhalten, daß aus ihnen der eigentliche Zerspanungsvorgang schlüssig entwickelt werden konnte.

Auch der von Schwerd im besonderen behandelte Schneidenansatz kommt in einer Reihe von Abbildungen meiner Arbeit sehr deutlich zum Ausdruck.

Es soll in keiner Weise bestritten werden, daß die funkenkinematographische Einrichtung von C. Cranz die verwickelten Zerspanungsvorgänge ausgezeichnet wiedergibt, wie die Abbildungen des Schwerdschen Aufsatzes beweisen, aber es muß festgestellt werden, daß die einzelnen Phasen des Zerspanungsvorganges bildlich und theoretisch bereits in meiner Arbeit niedergelegt wurden.

Die von Schwerd in der Ebene aufgenommenen Spanverschiebungen bestätigen nur vollinhaltlich die bereits 1923 von mir, wenn auch mit einer einfacheren Apparatur, aufgenommenen Zerspanungsvorgänge und lassen, wie die Gegenüberstellung der einzelnen Abbildungen zeigt, deutlich erkennen, daß meine Arbeit 1923 bereits die einzelnen Phasen des Zerspanungsvorganges und ihren inneren Zusammenhang eindeutig klarlegt, was in dem Schwerdschen Aufsatz nicht erwähnt wird.

Die Schwerdschen Untersuchungen bringen daher nur die Bestätigung, nicht aber die Auffindung neuer Gesichtspunkte des in der Wissenschaft bereits durch frühere Untersuchungen klargelegten Zerspanungsvorganges.

Berlin, im Mai 1931.

Dr.-Ing. H. Klopstock.

¹⁾ St. u. E. 51 (1931) S. 481/91. — ²⁾ Ber. Versuchsfeld Werkzeugmasch. T. H. Berlin (1926) Heft 8, S. 1/64.

Zu der Arbeit von F. Schwerd habe ich folgendes zu bemerken: Im Jahre 1928 ist von mir eine Untersuchung über die Bohrarbeit veröffentlicht worden. In meinen Versuchen ist das, was Herr Schwerd in den Abb. 3 bis 6, 8, 9, 16 und 17 dargestellt, in genau der gleichen Weise und mit demselben Ergebnis, nur drei Jahre früher, festgestellt worden. Auch die Abbildungen des Auszuges³⁾ aus dieser Arbeit, Abb. 26 a bis g, und die Schwerdschen Figuren 16 a bis m stimmen sachlich genau überein.

Es ist mir geglückt, zu zeigen, wie der Span entsteht, welche Wirkung auf sein Entstehen die Schneidenform (Schneidwinkel und Beschaffenheit der Schneidkante), die Schnittgeschwindigkeit, die Spantiefe (Vorschub) ausüben sowie die Reibungsverhältnisse an der Brustfläche der Schneide; wie sich feine Werkstoffteilchen an der Schneide festsetzen, sich ansammeln, dann sich von der Schneide lösen und teils mit dem Span abwandern, teils an der Werkstoffoberfläche haften bleiben. Es ist ferner gezeigt, welche Mittel man anwenden muß, um diese Bildung des „Vorspanes“, der bis zur Verschweißung und zur Zerstörung der Schneide führen kann, zu vermeiden und zu beseitigen.

Zwischen den Versuchen von Herrn Schwerd und meinen Versuchen besteht sachlich nur der Unterschied, daß er seine Ergebnisse an einer Stahlsorte und mit dem auch bei den englischen Forschern üblichen „einschneidigen Werkzeug“ gewonnen hat, welches, wie er auch selber auf Seite 481 zugibt, „im Betrieb möglichst vermieden wird“. Hingegen wurden meine Versuche an sechs Stahlsorten und mit einer Apparatur durchgeführt, die es ermöglichte, das normale Werkzeug für die Versuche heranzuziehen und Versuchsbedingungen zu schaffen, die der praktischen Arbeitsweise voll und ganz entsprechen. Schon aus diesem Grunde sind in den Ergebnissen dieser beiden Arbeiten auch einige Abweichungen vorhanden, die immer entstehen müssen, wenn versucht wird, die Wirklichkeit am „Modell“ zu rekonstruieren.

Frankenthal, im Mai 1931. Dr.-Ing. Stephan Patkay.

* * *

H. Klopstock und St. Patkay bemängeln, daß auf ihre Arbeiten nicht Bezug genommen wurde. Sie führen an, daß sie das Problem des Spanablaufs in allen wesentlichen Vorgängen so behandelt haben, „daß aus ihnen der eigentliche Zerspanungsvorgang schlüssig entwickelt werden konnte“. Sie stellen weiter fest, daß in der angegriffenen Veröffentlichung nichts Neues mehr enthalten sei, und daß weitgehende Übereinstimmung in den Versuchsergebnissen bestehe. Ich kann mich diesen Ausführungen nicht anschließen.

Die Arbeiten von Klopstock und Patkay sind in meiner Arbeit nicht angeführt worden, da ich nicht einen historischen Ueberblick geben oder gar kritisieren wollte. Ich hätte sonst noch weitere Arbeiten mit einbeziehen müssen. Mit der Veröffentlichung bezweckte ich vielmehr, über die in Arbeit befindlichen Apparaturen und das zugehörige Versuchsprogramm zu berichten, um zu verhindern, daß Doppelarbeit geleistet wird.

Die mitgeteilten Versuchsergebnisse entstammen der Vorarbeit zur Erprobung der Belichtungsapparatur, insbesondere der im Institut entstandenen zugehörigen Funkenführung und Optik. Die kinematographische Apparatur war damals noch gar nicht fertiggestellt.

Ich hatte bisher angenommen, daß die Herren Einsender den Vorgang des Spanablaufs nur als Nebenthema in ihrer

Hauptarbeit behandelt hätten. Erst den Einsendungen entnahm ich, daß der Zerspanungsvorgang „in allen Einzelheiten“ erörtert sein solle, bzw. daß es „geglückt sei, zu zeigen, wie der Span entsteht“. Ich kann dieser Auffassung nicht zustimmen, meines Erachtens reichten schon die benutzten Apparaturen hierzu nicht aus.

Die behauptete Übereinstimmung der Versuchsergebnisse festzustellen, muß ich dem Leser überlassen. Der zur Verfügung stehende Raum gestattet nicht, auf alle Einwendungen einzugehen; ich beschränke mich auf einige kurze Feststellungen.

Aufschluß über den Spanablauf kann man nur erhalten aus Aufnahmen, die bei den verschiedenen möglichen Schnittgeschwindigkeiten gemacht sind. Es genügt nicht, mit der Schnittgeschwindigkeit nur auf wenige Meter zu gehen, wie es Klopstock tat, sondern es bedarf der planmäßigen Durcharbeitung der nach ihrem Verhalten beim Schnitt in Gruppen eingeteilten Werkstoffe im gesamten Geschwindigkeitsbereich, und zwar hinsichtlich der Verschiebung, der Temperatur und des Festigkeitszustandes während des Spanablaufs von Ort zu Ort im Gebiet der bildsamen Verformung. Klopstock hat im übrigen den Einfluß des Schneidensatzes noch gar nicht behandelt.

Herr Patkay hat sich zwar mit dem Schneidensatz beschäftigt, die von ihm angegebene Verformungsgrenze, die entscheidend ist für die Oberflächenbeschaffenheit, also für einen der wichtigsten Gesichtspunkte, ist nach meinen Untersuchungen nicht richtig gezogen. Die Verformung erstreckt sich nämlich gerade beim Auftreten eines Schneidensatzes bis unter die Trennfläche in den Werkstoff hinein. Der Werkstoff ist nach dem Schnitt an und unter seiner Oberfläche bildsam verformt. Die Verformungslinie muß demnach im Bogen um die Spitze des Werkzeuges herum und dann unter der Werkstückoberfläche hingezogen werden.

Herr Patkay glaubt ferner, das ebene Problem in der Zerspanungsforschung mit dem Bemerkten abtun zu können, daß damit die Wirklichkeit am Modell rekonstruiert werde.

Wir wären mit unseren Kenntnissen wesentlich weiter, wenn nur das Gesamtbild dieses einfachsten, übrigens durchaus praktischen Falles der Zerspanung in seinen wesentlichen Erscheinungen klaggestellt wäre.

Nur die Untersuchung an einem bestimmten gerade vorliegenden Fall nimmt diesen zum Ausgang. Die grundsätzliche Forschung aber beginnt mit dem einfachsten Fall, und heute befindet sich diese Forschung keineswegs am Abschluß, sondern durchaus noch im Anfangszustand.

Hannover, im Juli 1931.

Professor F. Schwerd.

* * *

F. Schwerd bringt ausgezeichnete Momentaufnahmen vom ablaufenden Span mit sehr kurzer Belichtung unter Benutzung einer von C. Cranz erdachten Apparatur und weist darauf hin, daß auch eine kinematographische Einrichtung geplant ist. So interessant die Ausführungen Schwerds sind, so unzutreffend sind die in der Einleitung und am Schluß seines Aufsatzes gemachten Behauptungen, nämlich daß die Kenntnis vom eigentlichen Vorgang der Spanbildung bei den bisherigen Untersuchungen über den Spanablauf und die bei der Spanerzeugung auftretenden Vorgänge unzureichend sind. Es trifft auch nicht zu, daß der erste Versuch, in Einzelheiten des Spanablaufs einzudringen, Salomon mit Hilfe des Oszillographen gelang.

Besonders entschieden muß der Zusammenfassung widersprochen werden, in der behauptet wird: „Den bisherigen

³⁾ Werkst.-Techn. (1928) S. 679/83; (1929) S. 3/10 u. 33/42.

Untersuchungen über die Zerspanung fehlt die Erkenntnis der an der Schnittstelle sich abspielenden Vorgänge.“

Richtig ist, daß kein namhafter Forscher — von Thime 1878 angefangen bis auf die Jetztzeit —, der sich mit der Bearbeitungstechnik befaßt, an der Erforschung der Vorgänge der Spanbildung an der Stahlschneide vorübergehen kann; sie bilden vielmehr an allen Stellen die Grundlage. Wir wissen daher heute im wesentlichen alles, was wir zur richtigen Formung der Werkzeuge und zur richtigen Berechnung der Werkzeugmaschinen wissen müssen, besitzen die dazu nötige Apparatur in den Versuchsfeldern der Technischen Hochschulen und der Industrie und machen von diesen Kenntnissen seit vielen Jahren erfolgreich Gebrauch. Damit soll keineswegs gesagt werden, daß diese Entwicklung beendet ist, aber auf Überraschungen brauchen wir nicht mehr gefaßt zu sein.

Aber auch die Beobachtung des Spanvorganges durch den Kinematographen ist kein neues Problem. Es ist vielmehr grundsätzlich schon gelöst worden, und zwar durch einen Aufsatz von Sadamu Ishii⁴⁾. Diese Sitzung habe ich geleitet. Es wurden dort die Vorgänge an der Schneide durch einen recht guten Film in aller Ausführlichkeit gezeigt: das Eindringen der Schneide, das Entstehen der Aufschweißung und des Vorspanes, das Wegfließen des Spanes usw. Die Druckschrift Ishiis auf schlechtem Kongreßpapier und mit sehr kleinen Bildern gedruckt zeigt die Vorgänge allerdings auch nicht annähernd so gut wie der Film selbst. Für die Form des Werkzeuges und die Durchbildung der Werkzeugmaschine, die für die „Bearbeitbarkeit“ der Baustoffe allein maßgebend sind, ist nicht die Spanbildung allein entscheidend, wie F. Schwerd aussagt, sondern die gesetzmäßigen Beziehungen zwischen den Zerspanungsgesetzen und den Kräften. Diese geben auch, wieder entgegen Schwerds Meinung, vollen Aufschluß über das gute Arbeiten eines Werkzeuges und zugleich die erschöpfende Unterlage für seine Berechnung. Besonders nach dieser Richtung hin halte ich mich für verpflichtet, der Anschauung Schwerds (S. 489, Abs. 3) entgegenzutreten.

Charlottenburg, im Juli 1931.

Professor Dr.-Ing. G. Schlesinger.

* * *

⁴⁾ Microscopic Kinematographs applied to Research in Metal Cutting. Welt-Ingenieur-Kongreß, Tokio 1929, Bericht Nr. 478.

Meine Ausführungen halte ich ohne jede Einschränkung aufrecht, jedoch kann ich der Einstellung von G. Schlesinger zu den neuzeitlichen Zerspanungsproblemen nicht zustimmen.

Schlesinger glaubt im wesentlichen, mit den bisherigen Zerspanungsgesetzen, insbesondere mit der Messung der äußeren Kräfte auszukommen. Wie bei jedem Beanspruchungsfall in der Mechanik dringt man aber tiefer in das Problem erst ein, wenn es gelingt, die Spannungen, also die inneren Kräfte, die Verschiebungen, die Temperaturen und die Festigkeitsänderung an jedem Punkt im Verformungsgebiet festzustellen und womöglich aus den äußeren Kräften abzuleiten. Soweit sind wir freilich noch lange nicht, aber der Fachmann will endlich sehen, und zwar messend verfolgen, wie diese Erscheinungen verlaufen.

Der Anfang zu solchen Feststellungen während des Spanablaufs wird mit den von mir vorgeschlagenen und inzwischen gebauten Apparaturen gemacht werden. Die Erforschung dieses inneren Verhaltens des Werkstoffes während seiner Zerspanung bis unter die stehbleibende Oberfläche steht heute im Mittelpunkt des Interesses. Diese Arbeit kann mit den von G. Schlesinger vertretenen Zerspanungsgesetzen und Apparaturen in keiner Weise gemeistert werden. Gerade aus diesem Grunde sind ja die neuen Apparaturen erdacht und gebaut worden.

Gewiß sind Werkzeugmaschine und Werkzeug maßgebend für die Zerspanung und somit die Formgebung des Werkstückes. Aber der innere Verlauf dieser Umgestaltung des Werkstoffes, auf den es für die heutigen schwierigeren Zerspanungsaufgaben, z. B. das Gewindeschneiden, ankommt, konnte bislang weder im Ausland noch im Inland messend verfolgt werden.

Auch die Apparatur von Sadamu Ishii⁴⁾ kommt hierfür gar nicht in Betracht, denn er konnte nur Aufnahmen bei Schnittgeschwindigkeiten von höchstens 1,5 m/min machen, die weit unter den heute gebräuchlichen liegen. Die Bildzahl läßt sich im Höchsthalle auf etwa 30 Bilder/s steigern, da Ishii einen normalen Kinoapparat benutzte.

Bildfolgen in 0,0001 s, Temperaturbestimmungen Punkt für Punkt und schließlich Festigkeitsbestimmungen während des Spanablaufs verlangen Apparaturen, die auf bisher hierzu nicht angewandten physikalischen Grundlagen aufgebaut sind. Ich gedenke über diese Apparaturen demnächst zu berichten.

Hannover, im September 1931.

Professor F. Schwerd.

Umschau.

Die Alterung von weichem Flußstahl nach Verformungen bei 600 bis 700°.

Es ist früher¹⁾ nachgewiesen worden, daß sich das Gebiet der Kaltverformung, das heißt das Temperaturgebiet, in dem bei Verformungen noch Verfestigungen auftreten können, zu höheren Temperaturen erstreckt, als man gewöhnlich angenommen hat. Dies ist besonders dann der Fall, wenn die Verformungsgeschwindigkeit hoch liegt, was bei technischen Arbeitsvorgängen häufig der Fall ist. Man kann daher erwarten, daß weitere Erscheinungen, die mit der Kaltverformung verknüpft sind, noch an deren oberer Temperaturgrenze auftreten. Es erschien daher wichtig zu untersuchen, bei welchen höchsten Verformungstemperaturen noch eine Alterung, die ja mit der Kaltverformung eng zusammenhängt, in weichem Flußstahl auftritt. Versuche darüber liegen bisher kaum vor, da die meisten Arbeiten nur bei bedeutend tieferen Temperaturen durchgeführt wurden, als der oberen Temperaturgrenze des Kaltverformungsgebietes entspricht.

¹⁾ F. Sauerwald: Lehrbuch der Metallkunde des Eisens und der Nichteisenmetalle (Berlin: Julius Springer 1929) S. 135. Arch. Eisenhüttenwes. 3 (1929/30) S. 365/68; vgl. St. u. E. 49 (1929) S. 1799.

Im Rahmen dieser Untersuchung wurde eine Art „Kerbstauchversuche“ bei 600 und 680° ausgeführt und nach der Verformung die Alterungsneigung bei Raumtemperatur durch Bestimmung der Kerbzähigkeit ermittelt. An einem Fallhammer mit einem Bärgegewicht von etwa 15 kg und einer Fallhöhe von etwa 70 cm wurde eine Schneide aus gehärtetem Wolframstahl befestigt. Diese schnitt in die angewärmten auf die Grundplatte gelegten Vierkantproben einen Scharfkerb ein und erzeugte so die für die Alterung notwendige Verformung und gleichzeitig den Kerb für die nachfolgende Kerbzähigkeitsbestimmung. Die Temperatur der Proben wurde mit einem Thermolement genau verfolgt und der Hammer bei bestimmter Temperatur fallen gelassen. Dabei wurden die Proben mit angewärmten Zangen gezogen und auf eine Asbestpapierunterlage gelegt, um eine zu schnelle Abkühlung zu vermeiden. Die Kerbzähigkeitsänderung nach verschiedenen langer Lagerdauer wurde mittels eines 10-mkg-Charpy-Schlagwerkes bestimmt. Untersucht wurden ein Siemens-Martin-Stahl (0,1 % C) und ein Thomasstahl (0,1 % C), von dem bekannt war, daß er besonders stark alterte. Jener lag in Form von Vierkantstahl von 10 mm und dieser von 12 mm Seitenlänge vor.

In *Zahlentafel 1* sind die Ergebnisse zusammengestellt. Die mittleren Kerbzähigkeitswerte (Mittelwerte aus fünf bis sechs Ver-

Zahlentafel 1. Kerbzähigkeit von Thomas- und Siemens-Martin-Stahl in Abhängigkeit von der Verformungstemperatur und Lagerdauer.

Werkstoff	Verformungs-temperatur °C	Lagerdauer	Kerbzähig-keit mkg/cm ²
Thomasstahl	600	20 min	4,3
		4 h	4,1
		1 Woche	2,9
		3 Monate	2,7
	670	20 min	4,7
		4 h	4,3
		1 Woche	5,0
		3 Monate	3,7
	680	20 min	5,0
		4 h	4,9
		1 Woche	5,0
		3 Monate	3,8
Siemens-Martin-Stahl	600	20 min	8,2
		40 min	7,5 7,5
		5 h	7,5
		24 h	7,2 5,9
		1 Woche	7,0
		3 Monate	6,2

suchen) sind in Abhängigkeit von der Lagerdauer nach Verformungen bei verschiedenen Temperaturen angegeben. Die Kerbzähigkeit sinkt nach der Verformung bei 600° mit zunehmender Lagerdauer deutlich ab, und zwar in besonderem Maße beim Thomasstahl. Bei den höheren Verformungstemperaturen ist die Alterungsneigung schwächer.

Für die Beurteilung der Ergebnisse war noch die Feststellung wichtig, ob die aufgefundene Abnahme der Kerbzähigkeit mit der Lagerdauer tatsächlich in ursächlichem Zusammenhang mit der Verformung steht, oder ob nicht vielleicht ein der Duraluminhärtung ähnlicher Effekt — eine hochdisperse Ausscheidung von Beimengungen — infolge der Luftabkühlung eingetreten war. Es wurde infolgedessen noch die Aenderung der Kerbzähigkeit nicht verformter luftgekühlter Proben mit eingefrästem Kerb in Abhängigkeit von der Lagerdauer untersucht. Ein Effekt in dem oben angedeuteten Sinne konnte nicht beobachtet werden.

Die Ergebnisse zeigen, daß das Gebiet der Kaltverformung an seiner oberen Temperaturgrenze auch dadurch ausgezeichnet ist, daß durch die hier erfolgenden Verformungen ein Alterungsvorgang ausgelöst werden kann. Insbesondere kann dies bei weichem Flußstahl nach Verformungen bei 600 bis 680° auftreten.

F. Sauerwald, nach Versuchen von R. Boidol.

Aufbereitung von Eisenerzen durch Reduktion bei tiefen Temperaturen.

Ueber neuere Ergebnisse der Eisenschwamm-Erzeugung nach dem bereits früher beschriebenen und in Retorten durchgeführten Smith-Verfahren¹⁾ berichtet George B. Waterhouse²⁾. Die Reduktion wird bei verhältnismäßig tiefen Temperaturen ausgeführt, um eine Sinterung des reduzierten Eisens und eine Schlackenbildung zu vermeiden. Für eine große Anzahl Versuche wird von Waterhouse der Eisengehalt des Erzes und des aufbereiteten Schwammes angegeben; leider fehlen die zur Beurteilung der Aufbereitung noch erforderlichen Angaben über die Eisenverluste. Nur bei wenigen Erzen gelang es, einen Schwamm mit über 95 % Fe zu erhalten, wie er für die unmittelbare Stahlherzeugung erforderlich ist. Die meisten Konzentrate eigneten sich nur zum Einschmelzen im Hochofen oder Kupolofen; nach diesem Verfahren ließen sich arme Erze, wie z. B. ein neuseeländisches Erz mit 14,45 % Fe, so weit anreichern, daß ihre Verhüttung im Hochofen wirtschaftlich wurde.

Es ist nicht ein nur dem Smith-Verfahren zukommender Vorzug, arme Erze verwenden zu können, sondern dies ist bei jedem Verfahren möglich, das unterhalb der Sinterungstemperatur ausgeführt wird. Infolge der stark magnetischen Eigenschaften des metallischen Eisens ist ein armes Erz nach der Reduktion des metallischen Eisens als das Roherz. Nach Erfahrung des Berichtstellers sind die Eisenverluste bei der Aufbereitung des reduzierten Erzes viel geringer als bei der Aufbereitung des Roherzes oder magnetisch gerösteten Erzes. Bei sehr inniger Verwachsung sind jedoch große Eisenverluste unvermeidlich, wenn ein hochwertiger Eisenschwamm hergestellt werden soll.

H. H. Meyer.

¹⁾ Iron Age 123 (1929) S. 1143/45; vgl. St. u. E. 49 (1929) S. 1230. — ²⁾ Iron Age 127 (1931) S. 161/63.

Ein einfaches Verfahren zur Untersuchung der Beziehung zwischen Kraft und Verformung beim Kerbschlagversuch.

Die bekannten Verfahren¹⁾ zur Bestimmung des Verlaufes der Stoßkraft beim Kerbschlagbiegeversuch durch Aufnahme von Weg-Zeit-Kurven erfordern eine nicht ganz einfache Apparatur und zu ihrer Auswertung eine zweimalige Differentiation, die eine gewisse Unsicherheit mit sich bringt.

Tadashi Kawai²⁾ gibt nun einen Weg an, auf dem die Kraft-Durchbiegungs-Kurve ohne besondere Vorrichtungen ermittelt werden kann. Zu diesem Zweck wird die Probe nicht durch einen Schlag, sondern durch eine größere Anzahl Schläge von gleicher Stärke „a“ gebrochen. Nach jedem Schlag wird die Durchbiegung der Probe gemessen. Außerdem wird bei jedem Schlag der Rückprallwinkel des Pendelhammers beobachtet, aus dem sich (unter Berücksichtigung der jeweiligen Durchbiegung der Probe) die der Rückfederung der Probe entsprechende Arbeit „e“ ergibt. Die zur elastischen Verformung des Schlagwerkes aufgewendete Arbeit „v“, die fast völlig verlorengeht, kann (da durch die gleichen Stoßkräfte erzeugt) gleich $\mu \cdot e$ gesetzt werden. Den Faktor μ ermittelt Kawai nun aus Versuchen mit verschiedenen (innerhalb eines Versuches aber gleichbleibenden) Schlagstärken a. Mit abnehmender Schlagstärke (wachsender Anzahl z der Schläge bis zum Bruch) nahm die Summe $\sum_0^z e$

proportional mit z und auch $\sum_0^z (a-e)$ linear mit z zu. Auch innerhalb eines Einzelversuches nahm bei den aufeinanderfolgenden Schlägen die jeweilige Summe Σe in ungefähr gleichbleibendem Verhältnis mit $\Sigma (a-e)$ zu. Der Wert von μ blieb also innerhalb einer Versuchsreihe gleich; für die vier untersuchten Stähle (mit Zugfestigkeiten von 32, 53, 65 und 81 kg/mm²) nahm μ mit steigender Härte des Stahles ab.

Nachdem μ ermittelt ist, läßt sich die Beziehung zwischen der bleibenden Durchbiegung und der dazu verbrauchten Arbeit $\Sigma (a-e-v)$ in ihrem Verlauf aufzeichnen. Um aus dieser Kurve die Kraft-Durchbiegungs-Kurve, in welcher üblicherweise die gesamte Durchbiegung aufgetragen wird, ableiten zu können, bringt Kawai an der Kurve noch eine Korrektion an, indem er von der jeweiligen (bis zu einer bestimmten Durchbiegung verbrauchten) Arbeit $\Sigma (a-e-v)$ den Wert von e für den jeweils letzten Schlag abzieht. Aus der so erhaltenen Kurve ergibt sich dann durch einmalige Differentiation, die Kawai zeichnerisch vornimmt, die Beziehung zwischen Stoßkraft und Durchbiegung während des Versuchs.

Die von Kawai an vier Stählen durchgeführten Versuche ergaben Kraft-Durchbiegungs-Kurven, die den beim statischen Versuch erhaltenen Kurven ganz ähnlich sind. Trotz der geringen Schlaggeschwindigkeit bei den leichten Schlägen ergaben sich bei den Schlagversuchen die verbrauchten Arbeiten um 20 bis 50 %, die auftretenden Höchstkräfte um 14 bis 28 % größer als bei den statischen Versuchen.

Die Durchführung des von Kawai angegebenen Verfahrens ist etwas zeitraubend; in vereinzelt Fällen, wo die Ermittlung der Stoßkräfte verlangt wird und keine besonderen Vorrichtungen zu ihrer Bestimmung vorhanden sind, wird man aber mit Vorteil von dem Verfahren Gebrauch machen. Für das Studium des Kerbschlagversuches im kritischen Bereich hat das Verfahren den Nachteil, daß z. B. der Einfluß der Schlaggeschwindigkeit nicht erfaßt wird. Von Wichtigkeit wäre die Durchführung des Verfahrens für einen Fall, in dem die Kraft-Durchbiegungs-Kurve unstetig verläuft, gewesen.

R. Mailänder.

Abdrückpresse für Rohrformstücke.

Die bisher gebauten Abdrückpressen haben oft nur geringe Vorteile gegenüber dem Verfahren, nach dem die offenen Enden der Rohrformstücke von Hand geschlossen werden, so daß selbst bedeutende Werke es bisher bei der Handarbeit belassen haben. Bei dieser werden zur Anbringung von Bügeln für die Verschlussdeckel an den glatten Enden der Gußrohrformstücke Warzen angegossen. Bei Stahlrohrformstücken werden die Warzen aufgeschweißt. Unter sehr hohem Druck zu prüfende Stahlrohrformstücke können nicht mehr unter Benutzung von Bügeln und Verschlussdeckeln abgedichtet werden; hier tritt an Stelle der Bügel ein loser Flansch, der nach dem Abdrücken des Formstückes zerschnitten wird, da es nicht lohnen würde, die aufgeschweißten Warzen zu entfernen.

¹⁾ z. B. F. Körber u. A. H. v. Storp: Mitt. K.-W.-Inst. Eisenforsch. 7 (1925) S. 81/97; vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 51/52. Mitt. K.-W.-Inst. Eisenforsch. 8 (1926) S. 127/34; vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1688/89.

²⁾ Science Rep. Tôhoku Univ. 19 (1930) S. 727/43.

Die beste Lösung, auf maschinellm Wege die Rohrformstücke einzuspannen, bestand bisher darin, auf einen ringförmigen Rahmen verschiebbare Einspannböcke zu lagern, zwischen welche die Rohrformstücke eingespannt wurden. Die Ausführung des Rahmens dieser Bauart ergibt wegen der durch Zug, Biegung und Verdrehung auftretenden Momente sehr große Querschnitte und damit großes Gewicht. Immerhin haben diese Maschinen den wesentlichen Vorteil, daß die zu prüfenden Formstücke bei der Prüfung außen trocken bleiben. Bei den vielfach noch üblichen Abdruckpressen, bei denen ausladende, um Achsen schwingende Zugschienen mit Einspannböcken drehbar an einen Lagerbock befestigt sind, ist die waagerechte Achse der Rohrformstücke beim Prüfen im Winkel nach oben gerichtet, wodurch das eingefüllte Wasser beim Abdrücken, bei Undichtigkeiten der Dichtung unter dem Verschlußdeckel, an dem Formstück außen herunterläuft, was die Prüfung sehr erschwert und zeitraubend macht. Auf diesen Maschinen können übrigens nur Krümmern und gerade Rohre, nicht aber T-, C-, Kreuzstücke usw. geprüft werden.

muß der Druck in den Zylindern der Anpreßkolben vermindert werden können. Zu diesem Zweck werden in den Zuleitungen verstellbare Sicherheitsventile, oder besser Druckregler, eingebaut.

Hiernach ist also bei maschinellm Betrieb den Maschinen, bei denen die waagerechte Achse der Prüflinge beim Prüfen waagerecht liegt, der Vorzug zu geben.

Die bisher üblichen Ausführungen bestanden im Hauptteil aus einem schweren Bett aus Stahlguß, deren obere Flächen mit Führungen zur Aufnahme der schwenkbaren Einspannböcke bearbeitet sein müssen. Die Abdruckpresse nach den Angaben des Verfassers¹⁾ nimmt die auftretenden Kräfte viel günstiger auf, ist dabei aber noch wesentlich leichter und billiger, und ihre einzelnen Hauptteile können leicht weggeschafft werden.

Abb. 1 zeigt eine Abdruckpresse zum Prüfen von Rohrformstücken von 300 bis 500 mm Lichtweite, die nach der gemeinschaftlichen Aufstellung des Vereines deutscher Ingenieure und des Vereines deutscher Gas- und Wasserfachmänner, neben den Krümmern, T- und Kreuzstücken mit A-, B-, C-, R-, L-, J- und K- sowie AA-, BB- und CC-Stücken bezeichnet werden. Die Anpreßkolben werden durch Druckwasser zurückgezogen oder auch durch Gegengewichte.

Die Zylinder mit Anpreßkolben sind fest mit dem Bett verbunden. Die aufgenieteten verstärkten Bleche umschließen den König und nehmen die waagerechten Kräfte auf.

Die beiden Schwenkträger mit aufgesetzten Spindelböcken sind durch Gelenkstücke am König gelagert und am äußeren Ende auf einer gleichachsigen halbkreisförmigen Schiene schwenkbar. Die Stellung der Schwenkträger richtet sich nach der Form des einzuspannenden Prüflings.

Die auf den Spindelenden befestigten Anpreßplatten werden durch die auf Gewindebüchsen befestigten Handräder an das zu prüfende Teil herangebracht. Dient eine Anpreßplatte zum Dichten, so muß ein Dichtring vorgelegt werden, dient sie hingegen nur als Widerlager, so wird ein Holzklötzchen zwischen Platte und Formstück gelegt.

Die erforderliche Kraft zum Abdichten beim Einspannen wird niemals durch die Handräder bewirkt, sondern stets durch die Druckwasserkolben. Sind mehrere Formstücke gleicher Art und Größe zu prüfen, so werden auf keinen Fall die Schwenkträger oder die Anpreßsteller auf den Spindeln verstellt, sondern nur die Anpreßkolben durch Steuern auf Abwasser zurückgeführt, und zwar nur so weit, daß das eingespannte Formstück frei wird und ein neues eingelegt werden kann.

Wie bei jedem zu prüfenden Hohlkörper, ist auch bei den Rohrformstücken beim Füllen mit Wasser an der höchstgelegenen Stelle die Luft abzulassen. Diese Entlüftungsvorrichtung sowie die Wasserzuführung für die eingespannten Rohrformstücke ist in einem der beiden Anpreßsteller an den Anpreßkolben untergebracht.

H. Sondermann.

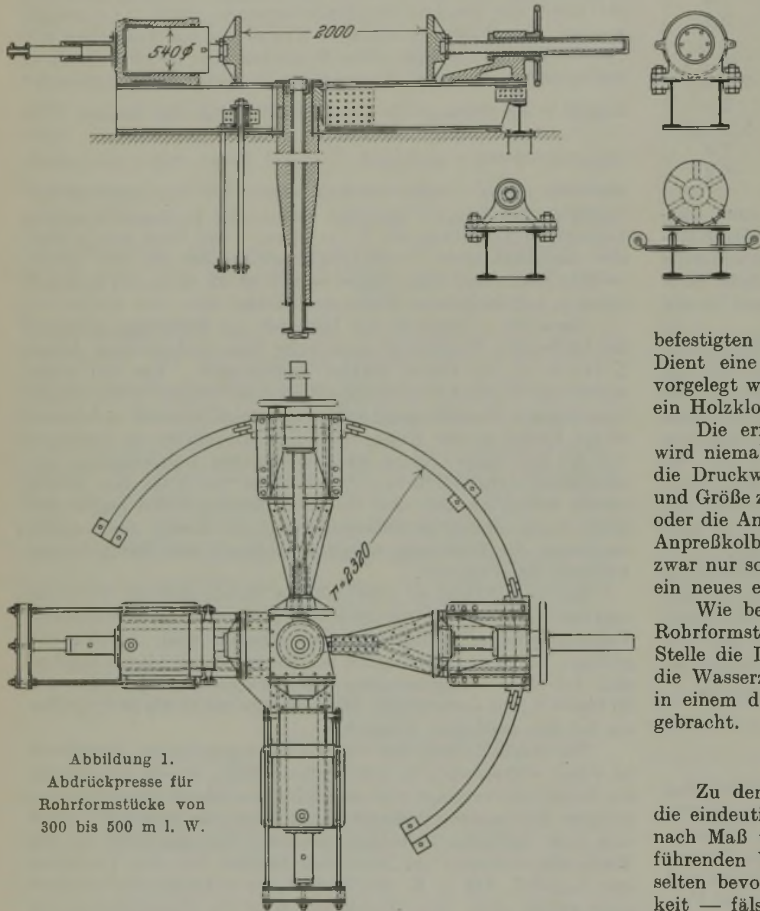


Abbildung 1.
Abdruckpresse für
Rohrformstücke von
300 bis 500 mm l. W.

Arbeitsvorbereitung für Werkstätten.

Als Dichtungen hinter den Einspannplatten dienen bei Verschlüssen jeder Art bei Gußrohrformstücken vorteilhaft mit Hanf umwickelte Stahlringe oder Ringe aus Buchenholz. Bei Rohrformstücken aus Stahl, deren Enden gedreht sind, werden vorteilhaft Hutmanschetten verwendet.

Der zum Verschließen des Rohrformstückes erforderliche Anpreßdruck zum Einspannen setzt sich zusammen aus dem in der Bohrung des Formstückes auf die Anpreßplatten wirkenden Druck und aus dem Druck auf die Stirnflächen des Formstückes, für den man praktischerweise den doppelten inneren Druck einsetzt.

Die Formel zur Bestimmung des Anpreßdruckes ist demnach:

$$P = \frac{d^2 \pi}{4} \cdot p + \left(\frac{D^2 \pi}{4} - \frac{d^2 \pi}{4} \right) \cdot 2 p,$$

worin

d = Innendurchmesser des Rohrformstückes,
D = Außendurchmesser des Rohrformstückes an der Dichtfläche,
p = Innendruck des Rohrformstückes (Prüfdruck).

Da beim Bau einer Abdruckpresse der Anpreßdruck zum Einspannen nach dem größten zu prüfenden Formstück errechnet wird und die Kolbendurchmesser danach bestimmt werden, auf einer Maschine aber auch kleinere Formstücke geprüft werden,

Zu den ersten Aufgaben jeder Arbeitsvorbereitung gehört die eindeutige Kennzeichnung des herzustellenden Gegenstandes nach Maß und Werkstoff. Die Mittel, diese Angaben der ausführenden Werkstatt bekanntzugeben, sind verschieden. Nicht selten bevorzugt man aus Gründen der Einfachheit und Billigkeit — fälschlicherweise — eine mündliche Unterrichtung oder eine oberflächliche Handskizze mit ungefähren Angaben, die dem Ermessen des Ausführenden ziemlichen Spielraum lassen. Auch hier und sogar bei eiligen Aufträgen ist eine genaue Arbeitsvorbereitung billiger, d. h. wirtschaftlicher. Dies zeigt E. Rosenberg in einer Untersuchung²⁾, in der er nachweist, daß der Zeitaufwand für die Herstellung einer richtigen Maßzeichnung sogar im ungünstigen Fall, d. h. bei einem kleinen Einzelauftrag, stets lohnend ist; er stellte durch Zeitstudien fest, daß der Zeitverbrauch für die Herstellung einer Maßzeichnung durch den Zeichner etwa halb so groß war wie der Zeitaufwand, den ein Werkstattdarbeiter für dieselbe Zeichnung braucht. Abgesehen davon, daß Zeichnen oder Skizzieren in der Werkstatt gegen die einfachsten Grundsätze der Betriebswirtschaft verstößt, hat diese Zeitverschwendung in der Werkstatt auch noch einen beträchtlichen kostenmäßigen Nachteil. Stellt man nämlich die festen Kostenteile für Tilgung und Verzinsung der Gebäude und Maschinen je Stunde und Arbeiter denen eines Angestellten gegenüber (Zahlentafel 1), so wird die Wichtigkeit der richtigen Arbeitsvorbereitung noch deutlicher. Das Beispiel besagt hier: Läßt man

¹⁾ Erbauer: Sack & Kiesselbach, Maschinenfabrik, G. m. b. H., Düsseldorf-Rath.

²⁾ Die Auswirkung der Arbeitsvorbereitung auf die Herstellungskosten (Berlin: Beuthverlag, G. m. b. H., 1931).

Zahlentafel 1. Anteil an Tilgung und Verzinsung für Gebäude und Maschinen je Stunde (200 h/Monat) für Angestellte und Arbeiter.

Arbeiter		Angestellte	
Werkstattfläche	446 000 m ²	Bürofläche	62 000 m ²
Zahl der Arbeiter	31 700	Zahl der Angestellten	7 100
Fläche je Arbeiter	14 m ²	Fläche je Angestellten	8,7 m ²
Durchschnittspreis für 1 m ² nutzb. Werkstattfläche	300 R.M.	Durchschnittspreis für 1 m ² nutzb. Bürofläche	200 R.M.
Arbeitsplatzkosten	4 200 R.M.	Arbeitsplatzkosten	1 740 R.M.
Davon 7 % Zinsen und 3 % Tilgung	420 R.M.	Davon 7 % Zinsen und 3 % Tilgung	175 R.M.
Wert der Maschinen	43 000 000 R.M.		
Maschinenwert je Arbeiter	1 350 R.M.		
Davon 7 % Zinsen und 10 % Tilgung	230 R.M.		
Demnach Aufwendung je Jahr und Arbeiter insgesamt	650 R.M.	Demnach Aufwendung je Jahr und Angestellten insgesamt	175 R.M.
Aufwendung je Arbeitsstunde des Arbeiters	27 Rpfl.	Aufwendung je Arbeitsstunde des Angestellten	7,2 Rpfl.

eine Arbeit, die eine Stunde Zeichenarbeit erfordern würde, unter sonst gleichen Bedingungen (Lohn, Leistung usw.) von einem Werkstättenarbeiter ausführen, so erhöhen sich die Herstellungskosten um rd. 0,20 R.M. Selbst wenn das Verhältnis der Werte der Zahlentafel 1 für Hüttenwerke kleiner als 4 : 1 wird, so ist es doch, zumal wenn man Leistungs- und Kostenverhältniszahlen zusammalegt, auch für Hüttenbetriebe stets wirtschaftlicher, Arbeitsvorbereitung (hier: Zeichnungsanfertigung) und Arbeitsvorbereitung (hier: Bearbeitung in der Werkstatt) streng zu trennen.

H. Euler.

Technisches Schrifttum.

Der Deutsche Verband Technisch-Wissenschaftlicher Vereine hat durch seinen Ausschuß für technisches Schrifttum ein

Merkblatt für Technisch-Wissenschaftliche Veröffentlichungen

bearbeiten lassen, von dem jüngst die dritte Auflage (Juli 1931) erschienen ist. Das Merkblatt bietet den Verfassern technisch-wissenschaftlicher Abhandlungen oder Bücher nicht nur Leitsätze für die äußere Form und die Drucklegung ihrer Handschriften, sondern auch lehrreiche Winke, wie der Inhalt zu gestalten ist, damit der Leser das Gelesene rasch und vollständig in sich aufnimmt. Das Merkblatt ist geeignet, besonders dem Anfänger Zeit, Mühe und Enttäuschungen sowie lästige Rückfragen bei den Schriftleitungen, denen er Beiträge einsenden will, zu ersparen und kann deshalb weitestgehender Beachtung empfohlen werden. Es ist zum Preise von je 0,15 R.M. von der VDI-Buchhandlung, Berlin NW 7, Ingenieurhaus, zu beziehen.

Aus Fachvereinen.

American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.

(Versammlung in Boston im September 1931.)

F. R. Hensel, East Pittsburgh (Pa.), legte einen Bericht vor über

Die Ausscheidungshärtung des Austenits.

Der Verfasser beabsichtigte einen unmagnetischen Stahl hoher Festigkeit für Teile elektrischer Maschinen herzustellen.

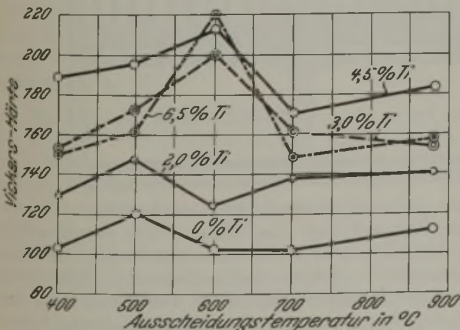


Abbildung 1. Härteverlauf austenitischer titanlegierter Stähle i Abhängigkeit von der Ausscheidungstemperatur. (Wasserabschreckung von 1200°.)

die sich bis 6,5 % Ti aber nicht mehr wesentlich steigert. Die beobachteten Härteänderungen sind nicht sehr bedeutend. Bei den Molybdänstählen beginnt die Ausscheidungshärtung erst

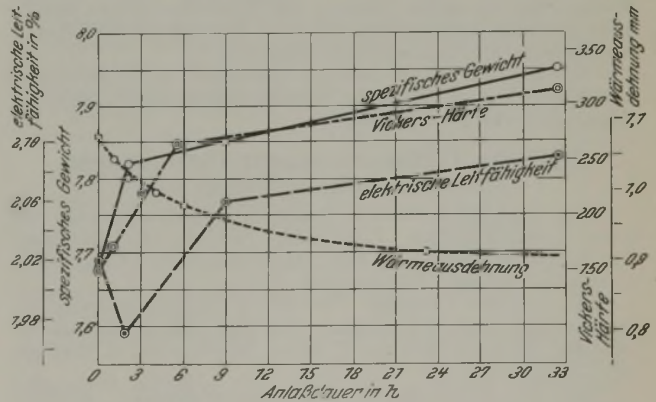


Abbildung 3. Änderung der physikalischen Eigenschaften austenitischer titanlegierter Stähle in Abhängigkeit von der Anlaßdauer bei 600°. (Wasserabschreckung von 1000°.)

Kristallarten unter Härtesteigerung ausscheiden können. Da der Stahl unmagnetisch sein soll, darf weder eine Umwandlung des Austenits dabei auftreten, noch darf die sich ausscheidende Kristallart ferromagnetisch sein. Daher ist der zunächst liegende Weg, Karbide zur Ausscheidung zu bringen, nicht gangbar, da hierbei die Gefahr der Austenitumwandlung zu groß ist und die ausscheidenden Karbide zudem häufig ferromagnetisch werden.

Der Verfasser ging daher von einem kohlenstoffarmen Nickel-Mangan-Stahl mit weniger als 0,1 % C, 10 % Mn und etwa 15 % Ni aus. Als zur Ausscheidung befähigte Zusätze wurden Titan und Molybdän benutzt. Abb. 1 zeigt die Härteänderungen der Titanstähle nach Abschrecken von 1000° und Abb. 2 die der Molybdänstähle nach Abschrecken von 1200°. Die Titanstähle zeigen bereits von 3 % Ti an deutliche Ausscheidungshärtung,

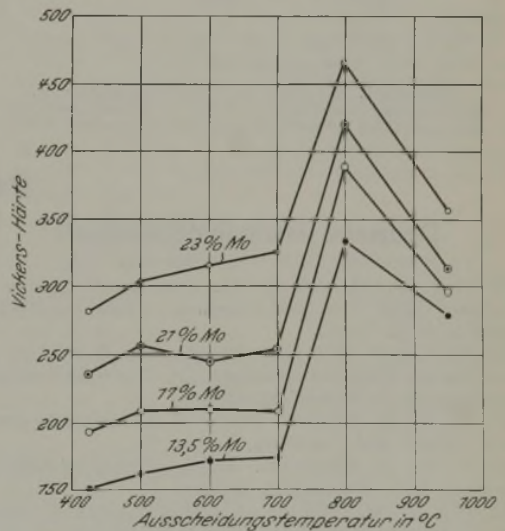


Abbildung 2. Härteverlauf austenitischer molybdänlegierter Stähle in Abhängigkeit von der Ausscheidungstemperatur. (Abschreckung von 1200°.)

Dieser Stahl sollte durch Glühen und Abschrecken in den übersättigten, austenitischen Zustand übergeführt werden, wobei sich bei verhältnismäßig niedriger Temperatur feinverteilte

von 10 % an, erreicht dann aber beachtliche Werte. Die Temperatur der höchsten Härte lag bei den Titanstählen bei etwa 600°, bei den Molybdänstählen bei etwa 800°. Von den beiden Stahl-

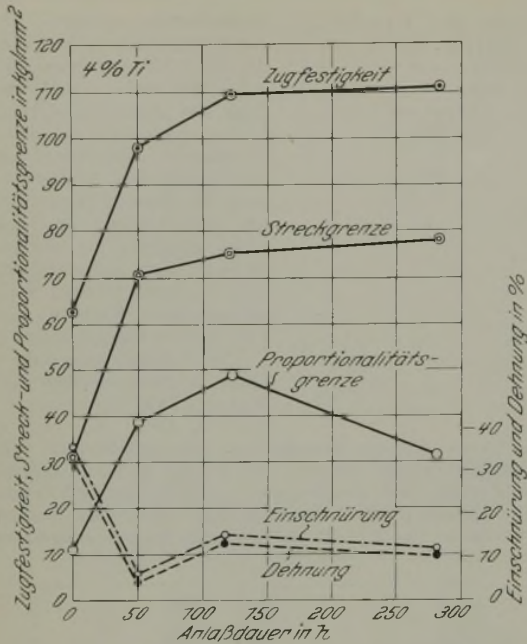


Abbildung 4. Änderung der Festigkeitseigenschaften austenitischer titanlegierter Stähle in Abhängigkeit von der Anlaßdauer bei 600°. (Wasserabschreckung von 1000°.)

gruppen wurde ferner für einige Stähle die zeitliche Änderung der Härte bei verschiedenen Temperaturen angegeben, die den üblichen Verlauf zeigten. Bei den Molybdänstählen erwies sich die Temperatur 750° noch etwas günstiger als 800°.

In Abb. 3 sind die Änderungen verschiedener physikalischer Eigenschaften, die die Ausscheidungshärtung begleiten, für den 3prozentigen Titanstahl zusammengestellt. Von theoretischer Bedeutung ist vor allem die Änderung der elektrischen Leitfähigkeit, die zunächst abnimmt, um dann erst in normaler Weise anzusteigen. Dies ist das dritte Beispiel für einen solchen Fall, der erste war beim Duralumin von W. Fränkel und E. Scheuer¹⁾, der zweite bei den Berylliumbronzes von G. Masing und O. Dahl²⁾ beobachtet worden.

Magnetische Messungen sind leider nicht ausgeführt worden. Daß sich bei der Ausscheidung bzw. bei der Abkühlung nach der Ausscheidung keine wesentlichen Mengen des ferromagnetischen Eisens gebildet haben, geht aus den mitgeteilten Röntgenaufnahmen und aus dem Umstand hervor, daß das spezifische Gewicht bei der Ausscheidung zunimmt, während es bei der Bildung von α -Eisen abnehmen sollte.

Wichtig sind noch die bei der Messung der Festigkeitseigenschaften gemachten Beobachtungen, die für einen 4prozentigen Titanstahl in Abb. 4 dargestellt sind. In ihm zeigen Dehnung und Einschnürung nach dem anfänglichen Absinken einen Wiederanstieg, während Zugfestigkeit, Streck- und Proportionalitätsgrenze noch ansteigen. In diesem Punkt erreicht der Stahl demnach seine besten Festigkeitseigenschaften.

E. Scheil.

¹⁾ Z. Metallk. 14 (1922) S. 49/58 u. 111/18.

²⁾ Wiss. Veröff. Siemens-Konzern 8 (1929/30) S. 126/41.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 35 vom 3. September 1931.)

Kl. 7 a, Gr. 14, Sch 92 642. Aus austenitischem Stahl bestehender Kern für Hohlwerkstücke. Schoeller-Bleckmann Stahlwerke A.-G., Wien.

Kl. 7 a, Gr. 17, M 174.30; Zus. z. Anm. M 111 538. Drehvorrichtung an Speisevorrichtungen für Pilgerschrittwalzwerke. Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 7 a, Gr. 22, N 112.30. Walzwerk mit senkrecht gestellten Walzen. Albert Nöll, Duisburg, Teilstr. 15.

Kl. 7 a, Gr. 24, Sch 90 400. Auflaufrollgang für Kühlbetten. Schloemann A.-G., Düsseldorf, Steinstr. 13.

Kl. 10 a, Gr. 11, O 19 125. Kohlefüllwagen für Verkokungskammern. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., Bochum, Christstr. 9.

Kl. 10 a, Gr. 11, St 46 199. Kokssofenbeschickungsmaschine. Carl Still, Recklinghausen.

Kl. 12 e, Gr. 5, M 112 402. Verfahren zur elektrischen Reinigung von Gasen hoher Leitfähigkeit. Metallgesellschaft A.-G., Frankfurt a. M., Bockenheimer Anlage 45.

Kl. 18 c, Gr. 3, K 116 592. Verfahren zum Versticken. Fried. Krupp A.-G., Essen.

Kl. 24 e, Gr. 1, M 103 228. Verfahren zum Vergasen von Brennstoffen mit einem Gemisch von Wasserdampf und Sauerstoff oder sauerstoffangereicherter Luft. Metallgesellschaft A.-G., Frankfurt a. M., Bockenheimer Anlage 45.

Kl. 31 c, Gr. 10, M 113 511. Verfahren und Vorrichtung zum Kühlen von geschleuderten Hohlkörpern aus Metall. Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 35 vom 3. September 1931.)

Kl. 7 a, Nr. 1 184 730. Ausbalancierungsanordnung von Oberwalzen. Dipl.-Ing. Fritz Grah, Sundwig (Kr. Iserlohn).

Kl. 13 a, Nr. 1 184 684. Rostbeständiges Kesselblech. Carl Frese, Bremen, Norderneystr. 27.

Kl. 18 a, Nr. 1 184 632. Vorrichtung zur Verminderung der Staubverluste bei Schachtföfen. Dr.-Ing. Georg Eichenberg, Nierster Str. 8 und Dr.-Ing. N. Wark, Nierster Str. 6, Krefeld-Rheinhafen.

Kl. 18 a, Nr. 1 184 735. Stichlochstopfmaschine. Zimmermann & Jansen, G. m. b. H., Düren i. Rhld.

Kl. 18 c, Nr. 1 184 343. Glühbehälter mit Mittelrohr für Innenbeheizung. Theodor Lammine, Köln-Mülheim, Düsseldorf Str. 41.

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

Kl. 18 c, Nr. 1 184 392. Ofen zum Glühen und Behandeln von metallischem Gut, insbesondere Eisenblech. Arthur Theodor Kathner, Paris.

Kl. 37 b, Nr. 1 184 784. Stahlmast. Gutehoffnungshütte Oberhausen A.-G., Oberhausen i. Rhld.

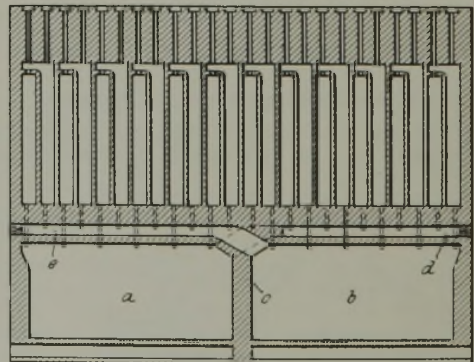
Kl. 49 c, Nr. 1 184 849. Warmsägeblatt aus Chrom-Wolfram-Stahl. Deutsche Edeltahlwerke A.-G., Krefeld, Gladbacher Str. 578.

Kl. 49 k, Nr. 1 184 826. Elektrisch geschweißte Kette für hohe Beanspruchungen. Vereinigte Stahlwerke A.-G., Düsseldorf, Breite Str. 67—69.

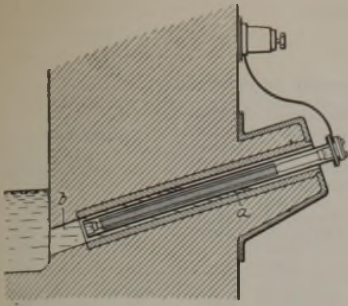
Deutsche Reichspatente.

Kl. 10 a, Gr. 4, Nr. 525 812, vom 11. November 1927; ausgeben am 29. Mai 1931. Heinrich Koppers A.-G. in Essen (Ruhr). (Erfinder: Friedrich Totzek in Stoppenberg bei Essen.) *Regenerativkoksöfen mit Zwillingsheizzügen.*

Der Ofen wird wahlweise mit Stark- oder mit vorgewärmtem Schwachgas beheizt. Die Regeneratoren a, b sind unterhalb der Ofensohle in Längsrichtung der Ofenkammer angeordnet und in der Mitte durch eine Querwand c in Hälften geteilt, die in der Zugrichtung miteinander abwechseln. Durch Vollaussührung der



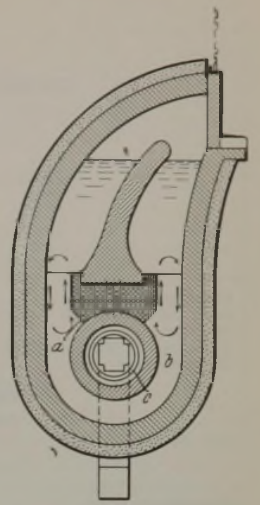
Stützmauern sind dabei einzelne Regeneratorkammern für die Vorwärmung von Gas und Luft abgeteilt. Jedes der so gebildeten Regeneratorabteile steht nicht nur unmittelbar mit den zugehörigen Heizzügen der beiden darüberliegenden Heizwände in Verbindung, sondern auch durch einen Sohlkanal d, e, der sich vom oberen inneren Ende der Regeneratorkammer unterhalb der Ofensohle über die zweite Heizwandfläche hin erstreckt und mit dem entsprechenden Sohlkanal der gegenüberliegenden Regeneratorkammer sich scherenartig kreuzt, mit den entsprechenden Heizzügen der anderen Heizwandhälften.



Kl. 31 a, Gr. 6, Nr. 526 042, vom 14. März 1929; ausgegeben am 2. Juni 1931. Emil Friedrich Ruß in Köln am Rhein. *Abstichvorrichtung für Schmelzöfen u. dgl.*
 Eine als Widerstandsspule ausgebildete elektrische Heizvorrichtung a wird durch einen freibeweglichen Träger in den Auslaufkanal b des Ofens von außen her eingesetzt und wieder herausgenommen.

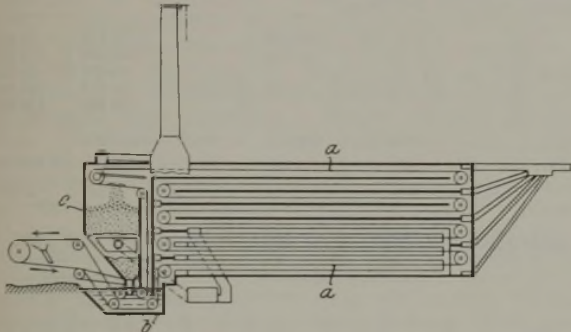
Kl. 21 h, Gr. 18, Nr. 526 605, vom 3. Juni 1926; ausgegeben am 8. Juni 1931. Demag A.-G. in Duisburg. *Induktionsschmelzöfen mit einer Schmelzrinne mit geschlossenem Querschnitt, die von dem Schmelzgut ganz erfüllt wird.*

Das Metallbad hat eine oben offene, um die Primärspule c herumgeführte Schleifenform, deren beide Schenkel zur Bildung einer geschlossenen Sekundärschleife b oberhalb der Primärspule c durch einen schwer schmelzbaren Widerstandskörper a (Kohle) miteinander in Verbindung stehen. Die in diesem Widerstandskörper erzeugte Joulesche Wärme dient wesentlich zur Erhitzung des Schmelzgutes.



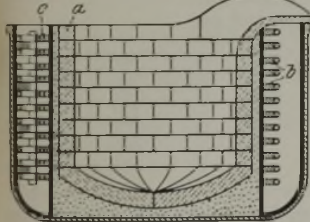
Kl. 10 a, Gr. 29, Nr. 526 386, vom 3. November 1928; ausgegeben am 8. Juni 1931. Henry Fernando Maurel in Providence, Rhode Island, V. St. A. *Verfahren und Ofen zum Verkoken von Kohle.*

Die Kohle wird zur Gewinnung der leichteren, wertvollen Kohlenwasserstoffe auf einem endlosen Förderband a durch die



Entgasungskammer bewegt und darauf zur weiteren Verkokung in einen geräumigen, zu demselben Ofen gehörigen Behälter c gebracht, in dem sie verhältnismäßig lange bleibt. In diesem Behälter wird die Kohle gesammelt, verkocht und dann an das endlose Förderband a wieder abgegeben, während dieses durch den Wasserabschluß b austritt, durch den es auch in den Ofen eingeführt worden ist. Die Abkühlung im Wasser bewirkt gleichzeitig eine Erwärmung des Wassers und eine Vorwärmung des eingeführten kalten Gutes.

Kl. 21 h, Gr. 18, Nr. 526 418, vom 6. Juni 1930; ausgegeben am 5. Juni 1931. Amerikanische Priorität vom 14. August 1929. Siemens-Schuckertwerke A.-G. in Berlin-Siemensstadt. *Kernloser Induktionsofen.*



Der Tiegel a ist von einer Induktionsspule umgeben, deren einzelne Windungen aus mehreren Teilen b bestehen. Diese sind durch Ausdehnungsstücke c miteinander verbunden, die einen größeren Wärmeausdehnungskoeffizienten haben als die Spule selbst.

Kl. 40 b, Gr. 14, Nr. 526 469, vom 20. November 1925; ausgegeben am 8. Juni 1931. Heraeus-Vacuumschmelze A.-G. und Dr. Wilhelm Rohn in Hanau am Main. *Legierungen mit hoher Korrosionsbeständigkeit und besonders gleichmäßiger Beständigkeit gegen Schwefel-, Salz- und Salpetersäure.*

Neben 55 bis 85% Ni enthält die Legierung 10 bis 40% Cr, 0 bis 20% Fe und über 5 bis 15% Mo, das ganz oder teilweise durch Wolfram ersetzt sein kann. Der Kohlenstoffgehalt beträgt weniger als 0,02%.

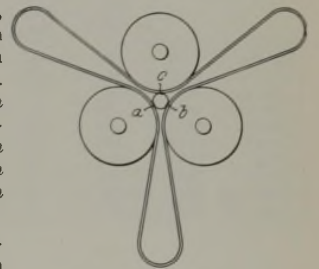
Kl. 10 a, Gr. 5, Nr. 526 543, vom 30. Juni 1928; ausgegeben am 6. Juni 1931. Hinselmann Koksofenbaugesellschaft m. b. H. in Essen. *Beheizungsanordnung für Koksofen mit senkrechten Heizzügen.*

In den Boden der Heizzüge münden Luft- und Stark- oder Schwachgas- oder Stark- und Schwachgaskanäle; von diesen zweigen in den Bindern ausgesparte, oberhalb der erstgenannten in die Heizzüge mündende Kanäle ab. Eine zusätzliche Zufuhr von Brennstoffen in verschiedenen Höhenlagen der Heizzüge durch diese Binderkanäle wird in der Weise bewirkt, daß jedem Binderkanal nur eine Brennstoffaustrittsstelle zugeteilt, die Austrittsstellen aber in bezug auf die aufeinanderfolgenden Heizzüge der Heizwand in Höhenrichtung gegeneinander gestuft angeordnet werden.

Kl. 21 h, Gr. 18, Nr. 526 606, vom 29. November 1925; ausgegeben am 8. Juni 1931. Hirsch, Kupfer- und Messingwerke A.-G. in Berlin. *Ofenauskleidung oder Ofeneinsatz für elektrische Induktions-Schmelzöfen.*

Die Ofenauskleidung wird aus gestampften Schichten gebildet; diese bestehen aus Stoffen, die verschiedene Widerstandsfähigkeit gegen chemische und mechanische Beanspruchungen sowie verschiedene elektrische und Wärmeleitfähigkeit haben. Ein möglichst einheitliches Ganzes wird dadurch erhalten, daß ein scharfer Uebergang von der einen zu einer andern Schicht vermieden und zwischen die einzelnen Schichten Uebergangsschichten eingeschaltet werden, die aus Mischungen der Stoffe beider Schichten bestehen.

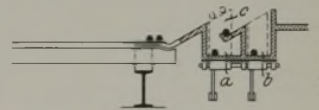
Kl. 7 a, Gr. 12, Nr. 526 952, vom 28. April 1928; ausgegeben am 12. Juni 1931. Carl Thiel in Magdeburg - Hopfengarten. *Verfahren zur Herstellung von Blechen und Bändern durch Auswalzen eines Hohlkörpers zwischen einer Mittelwalze und mehreren Außenwalzen zu einer endlosen Blechschleife.*



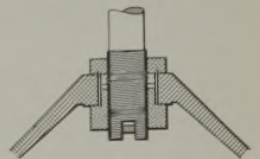
Zunächst wird ein Hohlkörper gebildet und dieser dann gleichzeitig an drei verschiedenen Stellen, a, b, c, durch Walzen gestreckt, so daß drei miteinander verbundene Schleifen entstehen.

Kl. 7 a, Gr. 24, Nr. 526 953, vom 9. April 1930; ausgegeben am 12. Juni 1931. Otto Schreiber in Neunkirchen, Bez. Arnsberg. *Auslaufrollgang für Kühlbetten von Walzwerken mit mehreren nebeneinander angeordneten Walzgutzuführungsrinnen.*

Die Ausbebeklappen c der Zuführungsrinnen a, b werden über elektrische Schalteinrichtungen gesteuert. Durch zusätzliche elektrische oder mechanische Schalteinrichtungen werden die Auswerfvorrichtungen c der ersten Rinne a mit denen der zweiten Rinne b in bestimmte Abhängigkeit gebracht, so daß, falls die Klappen der ersten Rinne nicht durch einen eigenen Stab betätigt werden, diese von dem Stab der zweiten Rinne gesteuert werden können.



Kl. 18 a, Gr. 6, Nr. 526 959, vom 27. März 1930; ausgegeben am 12. Juni 1931. Kölsch-Fölzerwerke A.-G. in Siegen (Westf.) und Paul Nötzel in Weidenau. *Befestigung der Tragstange von Hochofenbeschickungskübeln.*



Am unteren Ende der Stange und ebenso auch oberhalb des Kegels ist je eine Mutter vorgesehen. Die beiden Muttern können miteinander mittelbar oder unmittelbar gekuppelt und in verschiedenen Drehungswinkeln gegeneinander eingestellt werden.

Kl. 18 a, Gr. 18, Nr. 528 678, vom 20. Juli 1929; ausgegeben am 3. Juli 1931. Zusatz zum Patent 470 015. Ernst Diepschlag in Breslau. *Verfahren zur Gewinnung von Eisen aus Erzen, Schlacken oder anderen eisenhaltigen Stoffen durch Chlorierung.*

Das flüchtige Eisenchlorid wird in einem Kühler in Wasser niedergeschlagen. Das auskrystallisierte Salz wird ausgetragen, getrocknet, gemahlen und dem Ofen zugeführt.

Statistisches.

Die Roheisenerzeugung des Deutschen Reiches im August 1931¹⁾. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Hämatiteisen	Gießereirohisen	Gußwaren erster Schmelzung	Bessemer-Rohisen (saurer Verfahren)	Thomas-Rohisen (basisches Verfahren)	Stahleisen, Spiegel-eisen, Ferro-mangan und Ferro-silizium	Puddel-Rohisen (ohne Spiegel-eisen) und sonstiges Eisen	Insgesamt	
								1931	1930
August 1931: 31 Arbeitstage, 1930: 31 Arbeitstage									
Rheinland-Westfalen	17 703	5 278	625	—	283 271	107 131	2 342	413 383	592 268
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Obergessen	—	11 787			21 357	32 008			
Schlesien	—	—			5 680	3 613			
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	5 583	13 247	—	37 076	8 452	—	44 635	87 808	
Süddeutschland	—						14 043	23 386	
Insgesamt: August 1931	23 286	30 312	625	—	320 347	122 186	2 342	499 098	—
Insgesamt: August 1930	67 113	59 010	600	—	476 398	135 864	98	—	739 083
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung									
								16 100	23 841
Januar bis August 1931: 243 Arbeitstage, 1930: 243 Arbeitstage									
Rheinland-Westfalen	215 803	108 621	4252	—	2 740 158	653 288	6185	3 717 870	5 734 418
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Obergessen	7 566	78 177			158 984	318 164			
Schlesien	—	—			44 408	65 783			
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	76 073	101 538	—	262 280	84 448	3445	335 077	768 091	
Süddeutschland	—						155 866	216 285	
Insgesamt: Januar bis August 1931	299 442	288 336	4252	—	3 002 438	808 107	9630	4 412 205	—
Insgesamt: Januar bis August 1930	594 294	650 536	4686	21	4 425 699	1 422 541	4964	—	7 102 741
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung									
								18 157	29 229

Stand der Hochöfen im Deutschen Reiche¹⁾.

		Hochöfen				
		vor-handene	in Betrieb befindliche	ge-dämpfte	in Aus-besserung befindliche	zum Anblasen fertig-stehende
Ende	1929	182	95	24	44	19
"	1930	165	63	37	43	22
Januar	1931	163	61	39	42	21
Februar	1931	160	53	45	36	26
März	1931	160	56	42	37	25
April	1931	160	58	41	35	26
Mai	1931	160	59	44	33	24
Juni	1931	160	61	41	34	24
Juli	1931	157	59	39	34	25
August	1931	159	56	44	34	25

Luxemburgs Roheisen- und Stahlerzeugung im Juli 1931.

1931	Roheisenerzeugung				Stahlerzeugung			
	Thomas-t	Gießerei-t	Puddel-t	zu-sammen-t	Thomas-t	Siemens-Martin-t	Elektro-t	zu-sammen-t
Januar	180 325	2805	—	183 130	170 886	174	531	171 591
Februar	162 470	6378	—	168 848	160 520	—	620	161 140
März	173 223	5161	—	178 384	171 833	—	641	172 474
April	168 302	2840	—	171 142	165 314	—	508	165 822
Mai	168 047	725	—	168 772	165 506	179	400	166 085
Juni	172 205	—	—	172 205	174 878	37	564	175 479
Juli	175 971	1329	—	177 300	181 568	234	398	182 200

Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im Juli 1931.

	Puddel-	Besse-mer-	Gießerei-	Thoma-	Ver-schiede-nes	Ins-gesamt	Besse-mer-	Thoma-	Siemens-Martin-	Tiegel-guß-	Elektro-	Ins-gesamt	Davon Stahlguß
	Roheisen 1000 t zu 1000 kg						Flußstahl 1000 t zu 1000 kg						
Januar 1931	28	137	603	33	801	10	511	210	1	14	746	24	
Februar	33	118	554	21	726	9	478	193	1	12	693	23	
März	20	128	593	34	775	10	504	195	1	12	722	25	
April	34	116	556	33	739	10	471	183	1	10	675	24	
Mai	31	112	556	25	724	9	463	188	1	13	674	22	
Juni ²⁾	30	105	530	26	691	8	454	174	1	13	650	21	
Juli	34	91	521	34	680	8	455	171	1	15	650	20	

Die Leistung der französischen Walzwerke im Juli 1931³⁾.

	Juni 1931 ⁴⁾	Juli 1931
	in 1000 t	
Halbzeug zum Verkauf	110	117
Fertigerzeugnisse aus Fluß- und Schweißstahl	457	451
davon:		
Radreifen	5	4
Schmiedestücke	6	7
Schienen	37	23
Schwellen	8	8
Laschen und Unterlagsplatten	3	3
Träger und U-Eisen von 80 mm und mehr, Zores- und Spundwandisen	67	67
Walzdraht	24	24
Gezogener Draht	13	10
Warmgewalztes Bandisen und Röhrenstreifen	20	17
Halbzeug zur Röhrenherstellung	5	5
Röhren	15	12
Sonderstahl	13	13
Handelsstabeisen	163	174
Weißbleche	8	7
Andere Bleche unter 5 mm	42	45
Bleche unter 5 mm und mehr	24	27
Universaleisen	4	5

Herstellung an Fertigerzeugnissen aus Fluß- und Schweißstahl in Großbritannien im Juni 1931⁵⁾.

Erzeugnisse	Mai 1931	Juni 1931
	1000 t zu 1000 kg	
Flußstahl:		
Schmiedestücke	11,5	10,2
Kesselbleche	3,0	3,1
Grobbleche 3,2 mm und darüber	45,5	45,0
Feinbleche unter 3,2 mm, nicht verzinkt	29,2	28,7
Weiß-, Matt- und Schwarzbleche	59,8	49,8
Verzinkte Bleche	32,8	35,8
Schienen von 24,8 kg je lfd. m und darüber	33,5	38,8
Schienen unter 24,8 kg je lfd. m	5,3	2,1
Rillenschienen für Straßenbahnen	4,1	4,1
Schwellen und Laschen	3,9	7,2
Formeisen, Träger, Stabeisen usw.	115,3	126,2
Walzdraht	18,5	19,9
Bandisen und Röhrenstreifen, warmgewalzt	16,6	14,9
Blank gewalzte Stahlstreifen	3,9	4,3
Federstahl	4,4	4,0
Schweißstahl:		
Stabeisen, Formeisen usw.	8,4	9,1
Bandisen und Streifen für Röhren	2,7	3,0
Grob- und Feinbleche und sonstige Erzeugnisse aus Schweißstahl	0,1	—

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller. — ²⁾ Berichtigte Zahlen. — ³⁾ Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France. — ⁴⁾ Teilweise berichtigte Zahlen.

⁵⁾ Nach den Ermittlungen der National Federation of Iron and Steel Manufacturers.

Großbritanniens Roheisen- und Rohstahlerzeugung im Juli 1931.

	Roheisen 1000 t zu 1000 kg					Am Ende des Monats in Betrieb befindliche Hochöfen	Robblöcke und Stahlguß 1000 t zu 1000 kg				Herstellung an Schweißstahl 1000 t	
	Hämatit-	basisches	Gießerei-	Puddel-	zusammen einschl. sonstiges		Siemens-Martin-		sonstiges	zu-sammen		dar- unter Stahl- guß
							sauer	basisch				
Januar 1931	86,0	131,1	95,2	15,7	342,6	83	88,6	303,3	16,8	408,7	7,8	17,3
Februar	83,7	124,9	88,3	13,9	323,3	81	123,8	348,5	21,9	494,2	9,7	16,3
März	86,2	133,3	113,4	16,4	362,8	81	115,0	367,0	26,1	508,1	10,9	16,9
April	75,2	124,8	98,8	16,5	328,4	78	90,3	289,9	23,6	403,8	10,0	12,5
Mai	89,5	124,4	108,8	14,5	352,0	80	98,9	320,5	22,7	442,1	11,6	13,2
Juni	82,1	112,5	101,8	17,7	329,0	76	85,2	317,9	32,7	435,8	12,5	13,6
Juli	78,5	118,6	96,8	14,7	322,1	70	86,4	327,0	23,2	435,6	12,0	-

Wirtschaftliche Rundschau.

Zusammenschlußbestrebungen in der oberschlesischen Eisenindustrie.

Mit dem Erwerb der oberschlesischen Hüttenbetriebe der Preußischen Bergwerks- und Hütten-A.-G. durch die Vereinigten Oberschlesischen Hüttenwerke, A.-G., ist ein weiterer Schritt in der Zusammenfassung der oberschlesischen Eisenindustrie erfolgt. Bekanntlich waren durch die willkürliche Grenzziehung in Oberschlesien im Jahre 1922 die bedeutendsten Werke der Eisenindustrie an Polen gefallen, wodurch die Lebensfähigkeit der auf deutscher Seite verbliebenen Betriebe ernstlich gefährdet wurde. Die Oberschlesische Eisenbahn-Bedarfs-A.-G., die mit der Friedenshütte ihre Hochofenwerke an Polen verloren hatte, während die Oberschlesische Eisenindustrie ihrer Verfeinerungswerke Baildonhütte und Silesia verlustig gegangen war, schlossen sich unter Einbeziehung der von Gebietsverlusten nicht betroffenen Donnersmarkthütte A.-G. bereits im Jahre 1926 zu den Vereinigten Oberschlesischen Hüttenwerken, A.-G., zusammen und trugen so der Notwendigkeit Rechnung, die aus ihren betriebswirtschaftlichen Zusammenhängen herausgerissenen Werke durch neue organische Gliederung lebensfähig zu erhalten und entwicklungsfähig zu machen. Die auf diesen Zusammenschluß folgenden Jahre wurden zwar dazu benutzt, die durch den Verlust wichtiger Werke in Ostoberschlesien gegebene Einschränkung des Herstellungsprogramms durch Neuanlagen auszugleichen, doch waren den in dieser Richtung bestehenden Plänen des durch Grenzziehungsschäden stark geschwächten Oberhütten-Konzerns verhältnismäßig enge Grenzen gezogen. Dazu kam, daß die in den letzten Jahren stark sinkende Wirtschaftslage und der in verhängnisvollem Ausmaß rückgängige Absatz sich gerade in dem

verkehrswirtschaftlich ungünstig gelegenen, unter den Folgen des Friedensdikates von Versailles besonders schwer leidenden oberschlesischen Industriegebiet sich verstärkt auswirken mußten. Diese wirtschaftlichen Verhältnisse führten neben Erwägungen politischer und kultureller Art zwangsläufig dazu, neue Wege zu suchen, um die noch außenstehenden Eisenhüttenbetriebe des oberschlesischen Grenzgebiets durch Vereinigung mit dem Oberhütten-Konzern in ihrer Wettbewerbsfähigkeit zu erhalten und zu stärken. Als allein mögliche Lösung dieser Frage erschien zur Vermeidung einer Stilllegung dieser auf eine bedeutende Vergangenheit zurückblickenden Werke der Weg der Angliederung an den Oberhütten-Konzern.

Die Preußische Bergwerks- und Hütten-A.-G. bringt mit ihren oberschlesischen Hüttenbetrieben (Gleiwitzerhütte und Malapané) in der Hauptsache eine Maschinenfabrik ein, wodurch das Herstellungsprogramm von Oberhütte (Maschinenabteilung der Donnersmarkthütte) eine wünschenswerte Abrundung erfährt, sowie ferner neuzeitliche Stahl- und Eisengießereibetriebe. Durch Zusammenlegung der kaufmännischen und Verwaltungsorganisation der bisher getrennten Unternehmungen dürfte eine wirksame Senkung der Selbstkosten und auch eine Erleichterung des Absatzes zu erzielen sein.

Die aus der Not der Zeit bedingte weitere Zusammenfassung der oberschlesischen Eisenindustrie ist hiermit zweifellos noch nicht zum Abschluß gelangt; doch ist nicht zu verkennen, daß auf dem Wege zur Wiederherstellung der Lebensfähigkeit der einst blühenden oberschlesischen Eisenindustrie bereits ein weiterer wichtiger Schritt getan ist.

Die Lage des französischen Eisenmarktes im August 1931.

In der ersten Monathälfte war der Ausfuhrmarkt durch einen neuen und fühlbaren Rückgang gekennzeichnet. Einer geringen Wiederbelebung folgte alsbald eine neue Mißstimmung und damit eine abermalige, sehr bezeichnende Abschwächung. Die Ungewißheit über die künftige deutsche Verkaufspolitik trug hierzu erheblich bei. Nach der Belegung, die der Erneuerung oder Schaffung der Verbände vorausging, büßte der französische Inlandsmarkt erheblich an Geschäftstätigkeit ein. In der zweiten Augushälfte, die ganz in die Ferien fiel, wurde die Ruhe auf dem In- und Auslandsmarkt noch ausgesprochen. Die Nachfrage war recht unbedeutend, und man befand sich wiederum in voller Vertrauenskrise trotz dem Umstande, daß die Werke ihre Erzeugung fühlbar einschränkten und den Verbrauch der Nachfrage nach Möglichkeit anzupassen versuchten. Die Zurückhaltung der Eisenbahngesellschaften und einiger großer Verwaltungen verhinderte an ihrem Teil eine Wiederbelebung des Inlandsmarktes. Ende August blieb die Lage auf dem In- und Auslandsmarkt unverändert. Die großen Gesellschaften einschließlich derjenigen mit Weiterverarbeitungsbetrieben litten sichtlich unter den Auswirkungen der Krise. Die Werke für die Herstellung von rollendem Eisenbahnzeug und Eisenbahnoberbaustoffen, die Kleiseisenzeugfabriken und die Gießereien sahen ihre Auftragsbestände zusammenschrumpfen, während anderseits die Lagerbestände bereits sehr umfangreich waren. Die Käufer rechneten natürlich mit dieser Tatsache und machten alle Anstrengungen, um jeden Versuch einer Wiederbelebung zu vereiteln. Der Trägerverband hat seine Tätigkeit nunmehr am 1. August aufgenommen; der Stabeisenverband überwacht seit dem 24. Juli die Erzeugung fast sämtlicher französischen Werke, abgesehen lediglich von Sonderstabeisen, wie gekupferten Stabeisen, das keiner Kontrolle unterliegt. Ueber die Bindung der Saarhüttenwerke wird weiter verhandelt. Die Saarwerke hatten gefordert, daß die französischen Werke bis zum 1. Oktober dem

Saarmarkt fernblieben, während die französischen Werke versuchen, eine Verständigung auf anderer Grundlage zu erreichen.

Nach Roheisen bestand zu Monatsbeginn, hauptsächlich für die Ausfuhr, beträchtliche Nachfrage. Gießereirohisen Nr. 3 P. L. wurde zu schwankenden Preisen von 49/— bis 51/— sh gehandelt. Auf dem Inlandsmarkt bestand nach Gießereirohisen geringe Nachfrage; der Preis betrug ungefähr 285 Fr je t, Frachtgrundlage Longwy. Bei größeren Mengen wurden Nachlässe von 7,50 bis 10 Fr gewährt. Die Verhandlungen über die Wiedererrichtung des belgisch-französisch-luxemburgischen Roh-eisensyndikats haben bisher noch kein Ergebnis gezeitigt. Besondere Schwierigkeiten bereiten die Werke von Saulnes bei Longwy, die mit neuen Kampfpreisen auf den Markt kommen. Die übrigen Mitglieder des Verbandes beabsichtigen ihre Verbindung bis auf weiteres in der bisherigen Form beizubehalten, es ist aber fraglich, ob dies auf die Dauer ohne Saulnes gelingt. Die Verhandlungen mit dem Werk wurden fortgesetzt. In Thomasroheisen wurden einige Geschäfte zu 240 bis 242,50 Fr abgeschlossen. Die von den Käufern geforderten sehr kurzen Lieferfristen bewiesen zur Genüge, daß nur der dringendste tägliche Bedarf gedeckt wurde. In Hämatitroheisen und Spiegel-eisen waren die Preise leicht rückläufig. Hämatitroheisen kostete ungefähr 445 Fr, Spiegeleisen mit 10 bis 12 % Mn 452 Fr, mit 8 bis 10 % Mn 442 Fr und mit 6 bis 8 % Mn 430 Fr. In Eisen-legierungen war wenig Geschäftstätigkeit. 76- bis 80prozentiges Ferromangan kostete 900 Fr ab Werk. In der zweiten Monats-hälfte war die Nachfrage sehr gering; insbesondere gingen die Lieferungen nach Großbritannien zurück. Gießereirohisen kostete 275 bis 280 Fr je t, Frachtgrundlage Longwy, Thomas-roheisen ab Werk 252,50 bis 257,50 Fr. Ende des Berichtsmonats war der Ausfuhrmarkt geschäftslos und der Inlandsmarkt ausgesprochen schwächer. Hier konnte man für Gießereirohisen Nr. 3 P. L. nicht mehr als höchstens 280 Fr erzielen. Die Preise für Thomasroheisen sanken unter 250 Fr. Nach Hämatitroheisen blieb die Nachfrage gering. Hämatitroheisen mit 2 bis 3 % Si kostete ungefähr 420 Fr je t ab Werk, Ferromangan 950 bis 975 Fr frei Werk.

Der Ausfuhrmarkt für Halbzeug befand sich in der ersten Monatshälfte in schlechter Verfassung, wobei besonders der Versand nach England stark abnahm. Auf dem Inlandsmarkt war die Lage kaum besser. Trotz einer gewissen Nachfrage zeigten die Werke wenig Neigung, Halbzeug zweiter Wahl zu liefern. In der zweiten Augusthälfte gaben die Ausfuhrpreise weiter nach; man notierte für vorgewalzte Blöcke £ 3.—, für Knüppel £ 3.2.— und für Platinen £ 3.3.—. Auch der Inlandsmarkt wies keine Besserung auf. Es war davon die Rede, daß offizielle Preise im Laufe des September festgesetzt werden sollten. Der Verband gab seinen Mitgliedern folgende Richtpreise: vorgewalzte Blöcke 400 Fr, Knüppel 420 Fr, Platinen 440 Fr, alles je t ab Diedenhofen. Der Zuschlag für Siemens-Martin-Güte wurde auf 75 Fr festgesetzt. Die Marktlage blieb zu Ende August schwierig. Alle Werke machten starke Anstrengungen, um ihre Erzeugung im Ausland abzusetzen, was nicht ohne fühlbare Preissenkungen durchzuführen war. Auf dem Inlandsmarkt blieben die Verhältnisse unverändert schlecht. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Vorgewalzte Blöcke	460	460
Brammen	470	470
Vierkantknüppel	490	490
Flachknüppel	500	500
Platinen	520	520

Ausfuhr ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	3.2.6 bis 3.3.—	2.18.— bis 2.18.6
Vorgewalzte Blöcke, 120 bis 140 mm	3.5.—	3.1.—
Vorgewalzte Blöcke, 100 bis 120 mm	3.5.6 bis 3.6.—	3.1.6 bis 3.2.—
2½- bis 4zöllige Knüppel	3.3.6 bis 3.4.—	3.2.6 bis 3.3.—
2- bis 2¼zöllige Knüppel	3.3.— bis 3.3.6	2.19.— bis 2.19.6
Platinen, 20 lbs und mehr	3.5.6 bis 3.6.—	3.— bis 3.—.6
Platinen, Durchschnittsgewicht von 15 lbs	3.7.6 bis 3.8.—	3.1.6 bis 3.2.6

Auf dem Walzzeugmarkt herrschte nur wenig Geschäftstätigkeit. Der Trägermarkt befand sich in ungünstiger Verfassung, besonders was die Ausfuhr anbetrifft. In Schienen bestand kein Geschäft; kleines Eisenbahnzeug wurde bei geringer Nachfrage zu ungefähr 450 Fr je t ab Werk verkauft. Ende August machte sich der Wettbewerb der belgischen Werke ernstlich fühlbar. Die Ausfuhrpreise sanken weiter, und der Auftragsbestand der Werke erschöpfte sich schnell. Nur auf dem Trägermarkt besserte sich die Lage etwas dank einer Wiederbelebung des Baumarktes. Der Schienenmarkt blieb schwach. Leichte Schienen kosteten für die Ausfuhr £ 3.14.6 bis 3.15.—. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Betoneisen	410—420	400—410
Röhrenstreifen	590—600	580—590
Große Winkel	415—425	415—425
Träger, Grundpreis	550	550
Handelsstabeisen.	500	500
Bandeisen	600—620	600—620
Schwere Schienen, übliche Abnahmebedingungen	750	750
Schwere Schienen, Sonderabnahmebedingungen	787.50	787.50
Schwere Schwellen	700	700
Schienen von 20 bis 30 kg, ohne Abnahmebedingungen	720—730	720—730
Grubenschienen, 1. Wahl	460	450
Grubenschienen, 2. Wahl	380	380

Ausfuhr ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Betoneisen	3.10.6	3.5.— bis 3.6.—
Handelsstabeisen.	3.9.— bis 3.9.6	3.4.6 bis 3.5.—
Große Winkel	3.8.— bis 3.8.6	3.3.6
Träger, Normalprofile	3.5.6 bis 3.6.—	3.2.6 bis 3.3.6

Anfang August war der belgische Wettbewerb auf dem Blechmarkt sehr lebhaft, so daß die französischen Werke ihre Erzeugung nur mit Schwierigkeiten unterbringen konnten. In verbandsfreien Blechen war die Lage kaum besser. Universal-eisen kostete 525 bis 530 Fr, Mittelbleche 770 bis 775 Fr und Feinbleche 800 bis 805 Fr. Im Verlauf des Monats sanken die Ausfuhrpreise auf den niedrigsten Stand. In zahlreichen Bezirken Frankreichs unterboten die belgischen Werke fortgesetzt alle einigermaßen wichtigen Aufträge. Am Schluß des Monats setzten die Belgier die Preise auf £ 3.16.6 bis 3.17.6 fest, doch wurde auch zu etwas niedrigeren Preisen verkauft. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Grobbleche, 5 mm und mehr:		
Weiche Thomasbleche	700	700
Weiche Siemens-Martin-Bleche	800	800
Weiche Kesselbleche, Siemens-Martin-Güte	875	875
Mittelbleche, 2 bis 4,99 mm:		
Thomasbleche: 4 bis unter 5 mm	775	775
3 bis unter 4 mm	797.50	797.50
Feinbleche, 1,75 bis 1,99 mm	810—830	780—800
Universaleisen, Thomasgüte, Grundpreis	535—560	535
Universaleisen, Siemens-Martin-Güte, Grundpreis	650—660	650

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk Osten, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Ausfuhr ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Bleche: 4,76 mm	4.—	3.17.— bis 3.17.6
3,18 mm	4.7.— bis 4.10.—	4.2.6 bis 4.4.6
2,4 mm	4.14.— bis 4.15.—	4.11.— bis 4.12.6
1,6 mm	4.18.— bis 5.—	4.1.6.— bis 4.17.6
0,5 mm	7.18.— bis 7.19.—	7.18.6 bis 7.19.6

Auf dem Markt für Draht und Drahterzeugnisse machte sich im Berichtsmonat eine leichte Wiederbelebung bemerkbar. Die Werke benutzten diesen Umstand, um Mindestpreise festzusetzen, so für blanken Draht 935 Fr ab Diedenhofen. Dieser Preis bezieht sich auf Lieferungen von 10 t; bei geringeren Mengen werden Zuschläge von 10 bis 50 Fr erhoben. Ende August unterlag die Nachfrage einer plötzlichen und fühlbaren Abschwächung. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Weicher blanker Flußstahldraht Nr. 20	1000—1050	935
Angelassener Draht Nr. 20	1100—1150	1035
Verzinkter Draht Nr. 20	1200—1250	1135
Drahtstifte T. L. Nr. 20, Grundpreis	1070	1050
Runder Thomaswalzdraht	685	685
Runder Siemens-Martin-Draht	785	785
Viereckiger Thomaswalzdraht	815	815
Viereckiger Siemens-Martin-Draht	885	885
Betondraht	665	665

Ausfuhr ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
¾zölliger runder Draht	5.—	5.—

Nach Schrott bestand im Inland wenig bedeutende Nachfrage. Im Norden und Osten behaupteten sich die Preise für Stahlschrott. In Mittelfrankreich deckten sich die Werke in Siemens-Martin-Schrott zu 195 Fr ein. Brandguß wurde nur im Osten und in Belgien verkauft.

Die Lage des belgischen Eisenmarktes im August 1931.

Zu Monatsbeginn blieb der Markt schleppend mit Neigung zur Schwäche. Die ausländischen Käufer deckten nur den dringenden Bedarf und verlangten fortgesetzt Preiszugeständnisse, denen die Werke besonders in Halbzeug und Stabeisen nachgeben mußten. Der französische Wettbewerb zeigte sich infolge des Rückganges der heimischen Nachfrage sehr lebhaft; auch der deutsche Wettbewerb verstärkte sich. Im Verlauf des Monats nahm die Verwirrung zu. Die Mehrzahl der Preise ging bei immer mehr abnehmender Geschäftstätigkeit zurück. Die zustande gekommenen Abschlüsse genügten nicht, die Betriebe voll auszunutzen. Zahlreiche Werke arbeiteten bei einzelnen Erzeugnissen mit Verlust; andere lehnten Preisherabsetzungen auf das bestimmteste ab. Ende August herrschte allgemeine Geschäftsstille. Die Käufer schenkten dem Markte kaum noch Aufmerksamkeit, und die Preise unterlagen nur mehr geringen Schwankungen. Einige Werke, wie Sambre et Moselle, Providence und Boël, hielten alle ihre Hochöfen unter Feuer, Ougrée sieben von zehn, Angleur-Athus sechs von neun. Zu Monatsschluß fanden Verhandlungen über Lohnsenkungen statt; man einigte sich auf eine Herabsetzung um 2,5 % vom 1. September an.

Der Roheisenausfuhrmarkt war zu Monatsbeginn ruhig. Auf dem Inlandsmarkt unterlagen die herauskommenden Aufträge dem ausländischen Wettbewerb, insbesondere dem englischen, der zu 480 Fr anbot. In Thomasroheisen wurden keine bedeutenderen Geschäfte abgeschlossen; die Preise stellten sich auf 46/— bis 47/— sh für die Ausfuhr und 410 bis 415 Fr im Inland. An der Gesamtlage änderte sich bis Monatsschluß nichts. Der ausländische Wettbewerb war zu Monatsende lebhafter als jemals. Für feste Aufträge wurden beträchtliche Zugeständnisse bewilligt.

Unübersichtlichkeit und sinkende Preise kennzeichneten bei Monatsbeginn den Markt für Halbzeug. Besonders rückläufig waren die Preise für Platinen. Auch in der Folgezeit war die Geschäftstätigkeit gering; unter den wenigen am Markt befindlichen Werken schwankten die Preise merklich. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	560	540
Vorgewalzte Blöcke, 120 bis 140 mm	675	560
Vorgewalzte Blöcke, 100 bis 120 mm	585	575
Knüppel, 60 mm und mehr	600	565
Knüppel, 50 bis 60 mm	625	575
Knüppel, unter 50 mm	650	600
Platinen, 30 kg und mehr	640—650	625
Platinen, unter 30 kg	655	650
Platinen, 10 bis 12 mm	675	660

Ausfuhr ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	3.7.6	2.18.—
Vorgewalzte Blöcke, 120 bis 140 mm	3.5.—	3.—.6
Vorgewalzte Blöcke, 100 bis 120 mm	3.6.—	3.1.6

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk Osten, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

²⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Knüppel, 63 bis 102 mm	2. 8.	31. 8.
Knüppel, 51 bis 57 mm	3.4.—	3.—
Platinen, 30 kg und mehr	3.3.6	2.19.—
Platinen, unter 30 kg	3.5.— bis 3.6.—	3.— bis 3.1.—
Rohrenstreifen, Grundpreis	3.7.— bis 3.8.—	3.2.— bis 3.3.—
	4.2.6	4.— bis 4.2.6

Auf dem Walzzeugmarkt war Anfang des Monats nur von wenigen Geschäftsabschlüssen zu berichten. Die ausländischen Käufer übten auf die Preise einen lebhaften Druck aus und setzten für zahlreiche Erzeugnisse Preiszugeständnisse durch. Träger, Winkel, Rund- und Vierkanteseisen sowie Bandeseisen waren besonders schwach. Im Laufe des August wurde die Lage womöglich noch schlechter, und das Abgleiten der Preise setzte sich fort, wobei zu bemerken ist, daß die Werke keine Preisangebote mehr machten. Während in früheren Jahren am Monatsschluß mit dem Ende der Ferien eine Wiederbelebung der Geschäftstätigkeit festzustellen war, trat diesmal genau das Gegenteil ein; die Preise erreichten Ende August ihren tiefsten Stand. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Belgien (Inland ¹⁾):	2. 8.	31. 8.
Handelsstabeisen	625	600
Träger, Normalprofile	620	590
Breitflanschträger	630	600
Winkel, Grundpreis	625	600
Gezogenes Rundeisen	1150	1150
Gezogenes Vierkanteseisen	1175	1175
Gezogenes Sechskanteseisen	1250	1250
Walzdraht	850	850
Federstahl	1300—1400	1300—1400

Belgien (Ausfuhr ¹⁾):		
Handelsstabeisen	3.9.—	3.4.— bis 3.5.—
Rippeneisen	3.11.6	3.6.— bis 3.6.6
Träger, Normalprofile	3.5.6	3.2.— bis 3.3.—
Breitflanschträger	3.7.6	3.4.— bis 3.5.—
Große Winkel	3.8.—	3.3.— bis 3.3.6
Mittlere Winkel	3.9.—	3.4.— bis 3.4.6
Kleine Winkel	3.10.—	3.5.— bis 3.6.—
1/2zölliges Rund- und Vierkanteseisen	3.14.— bis 3.15.—	3.11.— bis 3.12.—
3/4zölliges Rund- und Vierkanteseisen	4.— bis 4.1.—	3.15.— bis 3.16.—
Warmgewalztes Bandeseisen, 1,5 mm	4.2.6 bis 4.5.—	4.2.6
Kaltgewalztes Bandeseisen, 22 B.G.	7.7.6	7.2.6 bis 7.5.—
Kaltgewalztes Bandeseisen, 24 B.G.	7.12.6	7.7.6 bis 7.10.—
Kaltgewalztes Bandeseisen, 26 B.G.	7.17.6	7.12.6 bis 7.15.—
Gezogenes Rundeisen	6.7.6	6.7.6
Gezogenes Vierkanteseisen	6.12.6	6.12.6
Gezogenes Sechskanteseisen	7.—	7.—
Schienen	6.10.—	6.10.—
Laschen	8.10.—	8.10.—

Luxemburg (Ausfuhr ¹⁾):		
Handelsstabeisen	3.9.— bis 3.9.6	3.4.6 bis 3.5.—
Träger, Normalprofile	3.5.6 bis 3.6.—	3.2.6 bis 3.3.6
Breitflanschträger	3.7.— bis 3.7.6	3.4.6 bis 3.5.—
1/2zölliges Rund- und Vierkanteseisen	3.14.6 bis 3.15.—	3.11.— bis 3.12.—

Der Schweißstahlmarkt befand sich in der gleichen ungünstigen Verfassung wie die übrigen Eisenzweige. Besonders schwach war der Ausfuhrmarkt; aber auch auf dem Inlandsmarkt kamen keine Geschäfte von irgendwelcher Bedeutung zustande. Auch späterhin belebte sich die Geschäftstätigkeit nicht, abgesehen von Sondersorten, bei denen sich Nachfrage bemerkbar machte. Die Käufer hielten sich meist vom Markte fern; die Preise zeigten in den letzten Monattagen keine fühlbaren Schwankungen mehr. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Schweißstahl Nr. 3, beste Güte	660—670	625—635
Schweißstahl Nr. 3, gewöhnliche Güte	610—620	575
Schweißstahl Nr. 4	1150	1225
Schweißstahl Nr. 5	1325	1400
Ausfuhr ¹⁾ :		
Schweißstahl Nr. 3, beste Güte	3.11.— bis 3.11.6	3.8.— bis 3.8.6
Schweißstahl Nr. 3, gewöhnliche Güte	3.8.—	3.5.— bis 3.6.—

Die Nachfrage nach Blechen reichte Anfang August nicht aus, um die Werke genügend zu beschäftigen. Schwach lagen insbesondere Mittel- und Grobbleche, während sich Feinbleche einigermaßen behaupteten. Bis zum Monatsende war jedoch eine wachsende Abschwächung — auch für Feinbleche — festzustellen. Der ausländische Wettbewerb nahm in der zweiten Augushälfte noch zu. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	2. 8.	31. 8.
Gewöhnliche Thomasbleche:		
5 mm und mehr	725	700—710
3 und 4 mm	745	720—730
Sonder-Thomasbleche, gegläht und gerichtet:		
0,5 mm (erste Wahl)	1700	1650
0,7 mm	1600	1555
0,9 mm	1500	1450
1,2 mm	1400	1350
1,5 mm	1350	1300
2,0 mm	1300	1250
Polierte Thomasbleche, 0,5 mm und mehr	2700	2700
Ausfuhr ¹⁾ :		
Gewöhnliche Thomasbleche:		
4,76 mm und mehr	4.— bis 4.—.6	3.16.— bis 3.17.—
3,18 mm	4.7.6 bis 4.11.—	4.4.—
2,4 mm	4.15.—	4.10.— bis 4.12.6
1,6 mm	5.—	4.15.— bis 4.17.6
1,0 mm (gegläht)	6.15.—	6.15.—
0,5 mm (gegläht)	8.—	7.17.6 bis 8.—
Verzinkte Wellbleche, 0,63 mm	10.5.—	9.15.—
Verzinkte Wellbleche, 0,5 mm	11.5.—	10.17.6

In Draht und Drahterzeugnissen war die Lage während des ganzen Monats mittelmäßig, namentlich was die Ausfuhr anbetrifft. Ende August machte sich einige Nachfrage bemerkbar, veranlaßt durch die Nachricht von der möglichen Schaffung eines internationalen Verkaufsverbandes für die Ueberseemärkte. Es kosteten in Fr je t:

Drahtstifte	1700	Verzinkter Draht	2100
Blanker Draht	1600	Stacheldraht	2150
Anglassener Draht	1700	Verzinnter Draht	3100

Auf dem Schrottmarkt herrschte im Berichtsmontat nur geringe Geschäftstätigkeit. Am Monatsschluß wurden deutsche Schrottsendungen gemeldet. Andererseits bewilligte Frankreich an Belgien eine Kontingenterhöhung von 15 000 t. Es kosteten in Fr je t:

	2. 8.	31. 8.
Sonderschrott	295—300	280—285
Hochofenschrott	285—290	270—275
Siemens-Martin-Schrott	270—280	250—260
Drehspäne	200—210	200—210
Schrott für Schweißstahlpakete	280—285	270—280
Schrott für Schweißstahlpakete (Seiten- und Deckstücke)	280—290	280—290
Maschinenguß erster Wahl	380—385	370—380
Maschinenguß zweiter Wahl	345—350	340—350
Brandguß	300—310	310—320

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Buchbesprechungen¹⁾.

Gregor, Alfred: Der praktische Stahlhochbau. Berlin: Hermann Meusser. 4^o.

Bd. 2, T. 2: Stahlskeletthochhaus und Trägerbau. (Mit 344 Abb.) 1931. (XII, 330 S.) In Leinen geb. 48 RM.

Dieses Werk ist ebenso sorgfältig bearbeitet wie die vorhergehenden Werke des Verfassers.

Der erste Hauptabschnitt behandelt den Trägerbau. Der erste Teil bringt neben den Bauvorschriften und Belastungsangaben die Berechnung einfacher Trägerbauten. Eine größere Zahl von Beispielen zeigt die Berechnung von einfachen Trägern — Vollwand- und Fachwerkträgern — auf zwei und mehr Stützen und beiderseits eingespannten Trägern. Vielleicht hätten diese Ausführungen etwas kürzer sein können, da sie vieles enthalten, was als Grundlage zum Verständnis vorausgesetzt werden muß. — Der zweite Teil umfaßt die konstruktive Ausbildung der Trägerbauten. Er behandelt an guten Beispielen Einzelheiten über Auflagerung der Träger, deren Anschlüsse an Stützen und Unterzügen sowie die eingespannten Träger und deren Berechnung. Neben einfachen Walzträgern werden auch genietete Träger mit Berechnungsbeispielen berücksichtigt. Im letzten Absatz wird

¹⁾ Wer die Bücher zu kaufen wünscht, wende sich an den Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664.

der Fachwerkträger kurz gestreift. — Der dritte Teil gilt der Berechnung und Ausbildung der Decken. Die für die Ausbildung der Decken maßgebenden sehr verschiedenen Gesichtspunkte sind nicht alle aufgeführt; die hier beschriebenen geben jedoch gute Anhaltspunkte für die günstigste Wahl der Deckenart.

Der zweite Hauptabschnitt behandelt den Stahlskelettbau, und zwar im ersten Teil seine Anwendungsmöglichkeiten, seine Vorzüge und seine Wirtschaftlichkeit mit Vergleichsrechnungen. Auf den Abschnitt Wirtschaftlichkeit darf besonders hingewiesen werden, weil er dazu beiträgt, viele bisherige Bedenken gegen den Stahlskelettbau zu beseitigen. Die letzten Ausführungen dieses Teiles handeln von den Füllbaustoffen, leider nicht so ausführlich, wie es bei der Wichtigkeit, die gerade diese Stoffe im Stahlskelettbau haben, angezeigt gewesen wäre; denn oft sind sie ja von ausschlaggebender Bedeutung für die Wahl des Stahlskelettbauwerks. Auch dem Schutze der Stahlbauteile gegen Rostbildung, Temperaturunterschiede und Feuergefahr hätte etwas mehr Beachtung geschenkt werden können. — Der zweite Teil gibt viele gute Beispiele der Berechnung von Stahlskelettbauten für fast alle vorkommenden Fälle und wertvolle Anhaltspunkte für die Ausbildung des Stahlskeletts. — Der dritte Teil bringt die konstruktive Ausbildung der Stahlskelettbauten, Einzelheiten über Stützen und Rahmenausbildung sowie deren

Berechnungen und ferner Zahlenbeispiele zur Berechnung und Ausbildung von Knotenpunkten von Stockwerksrahmen. Ferner werden hier Gesamtdarstellungen von Stahlhochhäusern gegeben.

Zusammenfassend kann gesagt werden, daß das vorliegende Werk eine wertvolle Bereicherung des Schrifttums des Stahl-skeletthaues bildet. Es kann jedem Architekten und Ingenieur, der sich mit dieser Bauweise vertraut machen will, sowie jedem Stahlbauer aufs beste empfohlen werden. *M. M.*

Altpeter, Hermann, Dr.-Ing.: Die Drahtseile, ihre Konstruktion und Herstellung. Mit 58 Abb. u. 6 Tab. 2., verb. u. erw. Aufl. Halle (Saale): Martin Boerner 1931. (3 Bl., 152 S.) 8°. 6,50 RM.

Das Buch enthält allgemein Bekanntes über Drahtseile, ihre Konstruktion und Herstellung. Die übersichtliche Beschreibung der Gründe für das vorzeitige Schadhafwerden von Drahtseilen dürfte auch in Drahtseilverbraucherkreisen beachtenswert sein. Die Angaben über die Bruchfestigkeiten von Kranseilen bis zu 240 kg/mm² beruhen wohl auf einem Irrtum und stimmen auch nicht mit dem Normblatt DIN 655 überein. Nach diesem ist die größte Festigkeit bei Kranseilen mit 180 kg/mm² vorgesehen.

Ein weiterer Teil des Inhaltes ist im In- und Auslande umstritten, weil noch keine eindeutige Beurteilung über die bestgeeignete Zusammensetzung des Werkstoffes nach der Analyse und erst recht nicht über das richtigste Gefüge des Stahldrahtes vorliegt. Da aber ein Stahldrahtseil zu etwa 95% aus Stahldrähten besteht, ist es klar, daß erst dieses Gebiet weiter durchforscht werden muß, ehe man die umstrittenen Fragen richtig beantworten kann.

Trotz dieser Einwände darf man auch die vorliegende Neuauflage der Schrift¹⁾ als eine brauchbare Darstellung ihres Gegenstandes bezeichnen. *J. Rath.*

Batson, R. G., M. Inst. C. E., M. I. Mech. E., and J. H. Hyde, A. M. Inst. C. E., M. I. A. E., A. M. I. Mech. E.: Mechanical testing. A treatise in two volumes. London (W. C. 2, 11 Henrietta Street): Chapman & Hall, Ltd. 8°.

Vol. 1. Testing of materials of construction. 2nd and enlarged ed. (With 259 fig.) 1931. (XV, 465 p.) Geb. 21 sh.

Der vorliegende erste Band des Werkes befaßt sich mit der mechanischen Werkstoffprüfung, während der in Bearbeitung befindliche zweite Band die Prüfung von Apparaten, Maschinen und Konstruktionsteilen behandeln soll. Es ist den Verfassern gelungen, auf knappem Raume einen vorzüglichen Ueberblick über die Werkstoffprüfmaschinen und die verschiedenartigen Verfahren der mechanischen Werkstoffprüfung zu geben, wobei sie sich in der Hauptsache auf die Behandlung der metallischen Werkstoffe beschränken, während die Prüfung von Holz, Stein, Zement usw. nur kurz in den letzten Hauptabschnitten besprochen wird. Es liegt in der Natur der Sache, daß vor allem die in England üblichen Prüfbedingungen und Einrichtungen beschrieben sind; es haben jedoch auch die deutschen Arbeiten auf dem Gebiete der Werkstoffprüfung die ihnen zukommende Beachtung gefunden. Das Buch kann jedem, der einen Ueberblick über das englische Werkstoffprüfungswesen gewinnen will, empfohlen werden. *E. Siebel.*

Med Hammare och Fackla. Årsbok, utgiven av Sancte Örijns Gille. (Stockholm: Ivar Haeggströms Boktryckeri, A. B.) (Bd.) 3. (Mit Abb. 1931. LV, 242 S.) 8°.

Der erste Teil dieses Bandes²⁾ enthält eine lesenswerte Arbeit von Allan Etzler über die alte Sankt Jürgengilde beim Großen Kupferberg. Der Verfasser erläutert zuerst die Satzung der Gilde, deren Verordnungen die primitiven Kulturzustände des Mittelalters widerspiegeln, und geht dann den Anfängen der Gilde nach. Die Wahl des ritterlichen Heiligen St. Georg zum Schutzpatron der Berg- und Hüttenleute vom Großen Kupferberg dürfte mit deren kriegerischem Sinn zusammenhängen. Wie aus der schwedischen Geschichte bekannt ist, erhoben sich die Dalekarlier 1434 unter dem Bergmanne Engelbrecht Engelbrechtson, einem Manne deutscher Abstammung, gegen die Dänen und schüttelten deren Joch ab. Auch in den späteren Freiheitskämpfen spielten die Bergleute stets eine wichtige Rolle.

Im zweiten Teile des Jahrbuches bringt Carl Sahlin eine ausführliche Geschichte des schwedischen Stahles bis zur Einführung der Flußstahlerzeugung, die auch für die Entwicklung der deutschen Stahlindustrie viel Lehreiches bietet und um so beachtenswerter erscheint, als der Verfasser der erste ist, der es unternommen hat, die noch recht unklare Geschichte des harten Eisens in älterer Zeit gründlich zu erforschen.

¹⁾ Vgl. St. u. E. 47 (1927) S. 776.

²⁾ St. u. E. 50 (1930) S. 1487.

Wie im ersten Teil der Arbeit dargelegt wird, beweisen vorgeschichtliche Funde die frühe Anwendung des Stahles in Schweden. Ein „Stahlberg“ in Mittelschweden wird bereits um 1300 urkundlich erwähnt. Lübeck führte im Jahre 1368/69 Stahl von Stockholm aus, doch dürfte der Außenhandel mit schwedischem Stahl damals noch gering gewesen sein. Die Gewinnung des Stahles erfolgte entweder bei der direkten Eisengewinnung oder beim Frischen des Roheisens. Das zweite Verfahren beschreibt Peder Mansson¹⁾. In beiden Fällen war der Stahl ein Nebenerzeugnis. Im 16. Jahrhundert wurde das eigentliche Stahlfrischen durch Deutsche in Schweden eingeführt; Bedeutung erlangte die schwedische Stahlindustrie aber erst nach Einführung der Zementstahlfabrikation²⁾. Diese verdankt Schweden dem im Jahre 1585 in Lüttich geborenen königlichen Münzmeister Markus Kock. Die Mängel der damaligen Münzstempel veranlaßten Kock im Jahre 1655, für die ihm gehörende Davidshütte in Dalarna deutsche Stahlarbeiter anzuwerben, die dort die Herstellung von Zementstahl einführten. In England benutzte man bereits im Anfang des 17. Jahrhunderts das reine schwedische Öregrundeisen zur Herstellung von Zementstahl. Besonders nach Huntsmans Erfindung des Gußstahls erlangte die Lieferung von schwedischem Walloneisen für die Sheffielder Stahlwerke großen Umfang. Die Firma Sykes in Hull beherrschte den Markt längere Zeit monopolartig. Die englischen Abnehmer achteten sehr auf die Güte des Eisens und bewerteten die einzelnen Marken stark unterschiedlich. Beispielsweise galt um 1840 Eisen von Leufsta 35 £ und solches von Lisjö nur 13 £ je t engl.

Den zweiten Teil der Arbeit bildet eine Geschichte der einzelnen Stahlhütten Schwedens. Unter den vielen Zementstahlhütten sei kurz erwähnt die Karl-Gustav-Stad-Manufaktur in Eskilstuna, die der Deutsche Reinhold Rademacher im Jahre 1656 als zweites Zementstahlwerk Schwedens gegründet hatte. Das Werk war im 18. Jahrhundert im Besitz der unternehmenden Familie Rothoff. Aus dieser Zeit stammt ein von Sahlin mitgeteiltes Hochzeitsgedicht für den Hüttenbesitzer Isack Rothoff, das eine anschauliche Schilderung des Zementierofens und der Zementstahlfabrikation enthält.

Carl Sahlins in technischer wie wirtschaftsgeschichtlicher Hinsicht hervorragende Arbeit über den schwedischen Stahl reiht sich den anderen wertvollen Studien zur Geschichte der schwedischen Eisenindustrie aus den letzten Jahren würdig an.

Völklingen (Saar).

Otto Johannsen.

Vertriebshandbuch für industrielle Betriebe. Hrsg. von der Fachgruppe „Vertriebsingenieure“ beim Verein deutscher Ingenieure. Bearb. von Zivil-Ing. J. A. Bader und Dr.-Ing. F. Zeidler. Mit 62 Abb. u. 41 Zahlentaf. Berlin (NW 7): VDI-Verlag, G. m. b. H., 1931. (3 Bl., 326 S.) 8°. In Leinen geb. 19,50 RM, für Mitglieder des Vereines deutscher Ingenieure 17,50 RM.

Die hier als Handbuch behandelte „Rationalisierung des Betriebes“ hat zwar für den praktischen Eisenhüttenmann geringere Bedeutung, da seine Erzeugnisse von anderen Stellen — den kaufmännischen Abteilungen und den Verbänden — vertrieben werden, der Kosteningenieur wird sich aber auch über diese Dinge einen Ueberblick verschaffen müssen. Das von Ingenieuren für Ingenieure bearbeitete, klar geschriebene Buch ist vortrefflich hierfür geeignet. *Rl.*

Vereins-Nachrichten.

Eisenhütte Oberschlesien,

Zweigverein des Vereines deutscher Eisenhüttenleute.

Dienstag, den 15. September 1931, 16.30 Uhr, findet im Bismarckzimmer des Kasinos der Donnersmarckhütte, Hindenburg, O.-S., die

16. Vollsitzung des Fachausschusses Stahlwerk und Werkstoff statt.

Tagesordnung:

1. Metallurgische Einschlüsse im Schmiedestahl. Berichterstatter: Dr.-Ing. E. Killing, Julienhütte.
2. Untersuchungen über die Zustellungs- und Reparaturkosten von Siemens-Martin-Oefen mit verschiedener Kopfbauart und bei verschiedener Betriebsweise. Berichterstatter: Dipl.-Ing. F. W. Morawa, Julienhütte.
3. Aussprache über das weitere Arbeitsprogramm.
4. Allgemeines.

¹⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 1495/96.

²⁾ Zur älteren Geschichte dieser Technik vgl. St. u. E. 50 (1930) S. 1475/76.