

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute im NS.-Bund Deutscher Technik

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

unter Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. W. Steinberg für den wirtschaftlichen Teil

Heft 41

14. Oktober 1943

63. Jahrgang

	Seite		Seite
Der Einfluß des Beschäftigungsgrades auf die Hochofengaswirtschaft im Eisenhüttenwerk. Von Marcel Steffes	741	bogenofen (Schluß). Von Eduard Maurer und Roman Schustek	747
Die Beeinflussbarkeit nichtmetallischer Einschlüsse in legierten Einsatzstählen aus dem basischen Licht-		Umschau	752
		Sparstoffarme Einsatz- und Vergütungsstähle. — Der Stand der Steinkohlenveredlung (Fortsetzung)	
		Buchbesprechungen	756

Der Einfluß des Beschäftigungsgrades auf die Hochofengaswirtschaft im Eisenhüttenwerk

Von Marcel Steffes

[Mitteilung Nr. 318 der Wärmestelle des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NSBDT.].

(Verbrauchsgesetze. Einzelverbraucher: Hochofenbetrieb, Stahl- und Walzwerk. Wärmehaushalt. Einfluß des Koksatzes. Wärmetechnische Kennwerte.)

Es gehört zum vornehmlichen Aufgabenbereich der Energie- und Betriebswirtschaft im Eisenhüttenwerk, die maßgebenden Wärmeverbrauchsdaten zu ermitteln und auf passende Einheitsgrößen umzulegen.

Der Vergleich festgestellter Kennzahlen mit praktischen Bestwerten ergibt einen wirtschaftlichen Gütegrad zwischen Ist und Soll oder dem erreichbaren Idealfall. Die Bestwerte selbst kommen durch Abstimmen der anlagemäßig bedingten Leistungsfähigkeit auf möglichst günstige Betriebsgegebenheiten zustande. Sie sollen beim Wettkampf gleichgearteter Unternehmen richtungweisend sein. Fällt der Gütegrad zu stark ab, so liegt der Grund entweder in baulicher Unzulänglichkeit oder in ungünstigen Betriebsverhältnissen, oder auch in beiden zugleich.

Verbrauchsgesetze

Wird nun versucht, die Verbrauchszahlen einer einzelnen Anlage oder eines Betriebes sinngemäß zu ordnen, so wird sich immer wieder zeigen, daß einer bestimmten Einflußgröße grundlegende Bedeutung zukommt: der mengenmäßigen Nutzerzeugung, sei es unter der Form einer „Belastung“ oder einer „Beschäftigung“. Diesem Einfluß ist mithin an erster Stelle Beachtung zu schenken¹⁾.

Eine weitere Feststellung besteht darin, daß der Absolutwert des Verbrauches bis zur Vollast durchweg linear mit veränderlicher Ausnutzung verläuft und naturgebunden eine „feste“ Bereitschaftskomponente einschließt. Obwohl dieser „Leerlaufanteil“ durch zweckentsprechende Maßnahmen auf ein Mindestmaß beschränkt werden kann, wird es doch nie gelingen, ihn gänzlich zu beseitigen.

Wird die Erzeugung in der Zeiteinheit (h) mit x , der Verbrauch in der gleichen Zeit mit y bezeichnet, so lautet das Verbrauchsgesetz:

$$y = a + bx, \quad (1)$$

wenn man unter a den Leerlauf, unter b den Richtungsfaktor versteht. Bei Teilung durch x ergibt sich der auf die Erzeugungseinheit bezogene Verbrauch gemäß der umgeformten Gleichung

$$y_1 = \frac{y}{x} = \frac{a}{x} + b. \quad (2)$$

Durch Anwendung von Gleichung 1 auf die Höchstwerte x_0 und y_0 folgt:

$$y_0 = a + bx_0$$

und daraus

$$b = \frac{y_0 - a}{x_0}$$

Während Gl. 1 eine Gerade darstellt, ist durch Gl. 2 für $a \neq 0$ eine Hyperbel gekennzeichnet.

Der bezogene Verbrauch $y_1 = \frac{y}{x}$ ist durch die

numerische Angabe der Erzeugung x eindeutig festgelegt. Für Vergleichszwecke ist die Mitteilung von x als der zugehörigen Beschäftigung unerlässlich.

Es handelt sich nunmehr darum, möglichst verschiedene, zueinander gehörende Erzeugungs- und Verbrauchszahlen in ein Koordinatensystem einzutragen und über die ganze Erzeugungsspanne den gesetzmäßigen Verlauf durch einen mittleren Linienzug herauszustellen. Damit sind die Beiwerte a und b gleichfalls festgelegt. Wird insbesondere der „Leerlauf“ a in Hundertteilen des Höchstverbrauches bei 100% Beschäftigung ausgedrückt, so entspricht er dem von K. Rummel²⁾ als „Festigkeitsgrad“ bezeichneten a -Wert, dem die Bedeutung einer besonderen Kennzahl zukommt. Dieser errechnet sich also nach der Beziehung:

$$a_R = \frac{a}{y_0}$$

Die Wahl der Bezeichnung „Festigkeitsgrad“ läßt sich dahingehend rechtfertigen, daß sie ein Maß des Anteils der „festen“ an den absoluten (z. B. stündlichen) Mischwerten (fest + proportional) bedeutet. Fällt insbesondere der proportionale Verbrauchs- oder Kostenanteil aus, so wird der Festigkeitsgrad sinngemäß = 1; ein Einfluß des Beschäftigungsgrades auf den Absolutbetrag besteht nicht mehr. Den Sinn des Festigkeitsgrades aus den auf die Erzeugungseinheit bezogenen Umlegewerten abzuleiten, ist nicht angängig, da gerade ein

¹⁾ Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²⁾ Steffes, M., und R. Welter: Chal. & Ind. 18 (1937) S. 209/13; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 421.

²⁾ Arch. Eisenhüttenw. 16 (1942/43) S. 227/36 (Betriebsw.-Aussch. 201).

Festigkeitsgrad = 0 (proportionaler Verlauf) spezifische Unveränderlichkeit (d. h. Festigkeit) hervorruft³⁾.

Im folgenden soll der auf der Hochofengaswirtschaft beruhende Energieverbrauch eines aus Hochofenbetrieb, Stahl- und Walzwerk bestehenden, gemischten Hüttenwerkes einer Ueberprüfung unterzogen werden. Da in diesem Fall angenommen ist, daß Stahl- und Walzwerk auch noch Fremdeingänge an Roheisen verarbeiten, wurde als Bezugseinheit der Erzeugung für den Hochofenbetrieb die Tonne Eigenroheisen, für Stahl- und Walzwerk jedoch die Tonne Gesamtrohstahl gewählt. Die verwerteten Zahlenunterlagen sind statistischen Aufzeichnungen der letzten zehn Jahre entnommen.

Wie bereits angedeutet, wurde der „Leerlauf“ als Schnittpunkt der Verbrauchslinie mit der Ordinate bestimmt. Er wurde dann an Hand vorliegender Versuchswerte auf die Einzelverbraucher unterteilt, wodurch eine willkommene Nachprüfung möglich war. Im übrigen wurden die versuchsmäßig festgestellten Zahlen unwesentlich abgerundet.

Hervorgehoben sei, daß weder eine Kokerei, noch ein Siemens-Martin-, Blech- oder Zementwerk vorhanden ist. Zudem wurde unterstellt, daß sämtliche Energien dem Hochofengas entstammen⁴⁾. Es lag außer dem Rahmen der Arbeit, bis auf den Hochofengas als Wärmespende zurückzugreifen. Geringe zusätzliche Mengen an festen Brennstoffen, wie sie etwa in Lokomotiven oder für Raumheizung noch teilweise verfeuert werden, wurden bewußt vernachlässigt.

Einzelverbraucher

Die Lösung der Aufgabe ging nun so vonstatten, daß zunächst die Einzelverbraucher planmäßig, entsprechend den vorstehenden Richtlinien, erfaßt wurden. Insbeson-

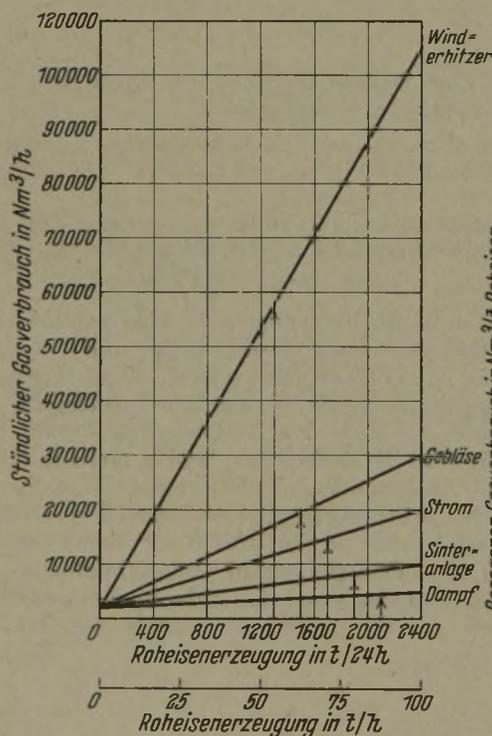


Bild 1a.

Bilder 1a und 1b. Einzelverbrauchswerte des Hochofenbetriebs.

dere wurden auch Dampf und Strom auf die zu ihrer Erzeugung benötigten Mengen Hochofengas umgerechnet.

Der Hochofenbetrieb umfaßt Sinteranlage, Winderhitzer und Gebläse; hinzu kommen Dampf- und Stromverbrauch. Diese Verbraucher sind in Bild 1a so aufgetragen, daß in der Ordinate der stündliche Gasverbrauch, in der Abszisse die tägliche Roheisenerzeugung in Erscheinung tritt. Eine weitere Abszissenskala gibt die stündliche Roheisenerzeugung wieder. Daß

sämtliche $\alpha + bx$ -Linien der Einzelverbraucher hier den gleichen Leerlaufwert „a“ aufweisen, bzw. so kleine Unterschiede auftraten, daß sie vernachlässigt werden konnten, ist ein für das untersuchte Werk kennzeichnender Zufall, hat aber keine grundsätzliche Bedeutung. Das gewählte Verfahren der Leerlaufbestimmung ist zwar bekanntlich nicht jeder Unsicherheit bar; die diesen Leerlauf zusammensetzenden Einzelwerte konnten aber immerhin aus vorliegenden Versuchen nachgeprüft werden. Da sie tatsächlich allesamt zwischen je 1500 bis 2500 Nm³/h liegen, wurde, der Einfachheit halber, der gleiche Mittelwert von 2000 gewählt. Bild 1b zeigt in Abhängigkeit von der Roheisenerzeugung den jeweilig bezogenen Gasverbrauch. Er sinkt mit steigender Beschäftigung und strebt einem Bestwert zu.

Zugrunde liegt eine Hochofengaserzeugung von 4000 Nm³/t Koks mit 1000 kcal/Nm³, ein Kokssatz (10 % Asche, 5 % Feuchtigkeit) von 1000 kg/t Roheisen und eine anzustrebende Soll-Tageserzeugung von 400 t je Hochofen, entsprechend einer Höchstleistung von 2400 t/24 h. Diese betrug vor Umbau der Oefen auf größere Leistung und für die damaligen Betriebsverhältnisse, d. h. ohne Schrottzusatz⁵⁾ etwa 1500 t/24 h.

Die Sinteranlage besteht vorläufig aus einem hochofengasgefeuerten Drehofen zur Sinterung des entfallenden eigenen und fremden Gichtstaubes. Nach der Fertigstellung der geplanten Roherzzerkleinerung und zusätzlichen Feinerzsinterung⁶⁾ wird der Gasverbrauch entsprechend höher liegen. Er beträgt für die jetzigen Verhältnisse etwa 100 Nm³/t Roheisen.

Was die Winderhitzer anbelangt, die den Hochofenwind mit 850 ° liefern, so sind augenblicklich zwei von sechs Hochofen mit Schnellheizverfahren versehen. Im Hinblick auf den zukünftigen Betrieb wurde der gemessene Gasverbrauch auch für die übrigen vier Oefen eingesetzt (Minderverbrauch 5000 Nm³/h je Hochofen). Der bezogene Gasverbrauch stellt sich beim 6-Hochofen-Betrieb auf 1050 Nm³/t Roheisen, steigt leicht an und erreicht bei 400 t/24 h (1 Hochofen) den Wert 1150.

Da bei einer Roheisenerzeugung 0 nur ein einziger Winderhitzer auf Gasleerlauf geht, errechnet sich hierfür der α_R -Wert (Festigkeitsgrad) zu nur

$$\frac{2000}{105000} \cdot 100 = 2\%$$

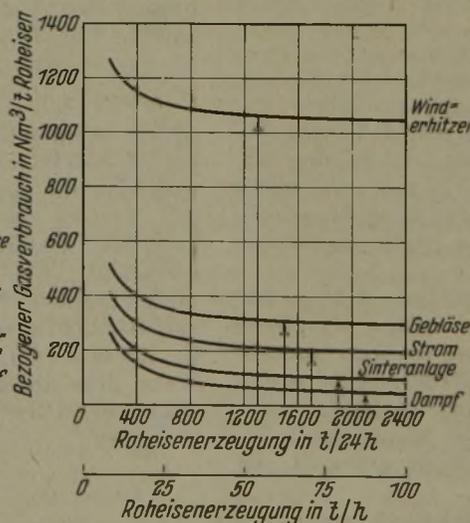


Bild 1b.

Der Hochofenwind wird mit 50 cm QS von Viertakt-Gaskolbengebläsen⁷⁾ geliefert. Die theoretisch errechnete Menge beträgt 2800 Nm³/t Koks; die Verluste zwischen Gebläse und Hochofen belaufen sich auf rd. 10 %. Die Angabe dieser Betriebskennzahlen soll nur die Arbeitsverhältnisse klarstellen, wurde aber nicht als Rechenunterlage herangezogen. Zwischen 6- und 1-Hochofen-Betrieb schwankt der spezifische Gasverbrauch von 300 bis 400 Nm³/t Roheisen.

Die für Bade- und Waschw Zwecke, Heizung und einige Kleinverbraucher benötigte Dampfmenge ist in weitem Maße erzeugungsunabhängig ($\alpha_R = 40\%$). Sie liegt, in Hochofengas ausgedrückt, je

³⁾ R u m m e l, K.: Einheitliche Kostenrechnung. Düsseldorf 1939, S. 33.

⁴⁾ B a n s e n, H.: Arch. Eisenhüttenw. 2 (1928/29) S. 309/20 (Wärmestelle 118).

⁵⁾ S t e f f e s, M.: Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 17, 20.

⁶⁾ P a q u e t, J. und M. S t e f f e s: Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 621/33 (Hochofenaussch. 208).

⁷⁾ S t e f f e s, M.: Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 105/09.

nach dem Beschäftigungsgrad zwischen 50 und 150 Nm^3/t Roheisen.

Der Stromverbrauch wurde den Zählerständen entnommen, dann aber mit dem gefundenen Mittelwert von 4,0 Nm^3/kWh auf Gas umgerechnet. Daß die elektrische Energie für Wasserförderung den Verbrauchsstellen entsprechend aufgeteilt wurde, sei nebenbei gesagt. Um der Verrechnung eine gewisse Sicherheit zu belassen, wurde die Abhitzeverwertung nicht eigens berücksichtigt. Bei Vollbetrieb ergibt sich ein Stundenwert von 20 000 Nm^3 entsprechend 200 Nm^3/t Roheisen.

Die beiden Bilder stellen die Reihenfolge der verschiedenen Verbraucher klar heraus. Bei weitem an erster Stelle stehen die Winderhitzer. Es folgen sodann Gebläse, Strom, Sinteranlage und Dampf.

In Anbetracht des verhältnismäßig geringen „Leerlaufes“ von Maschinen, Oefen und metallurgischen Apparaten bei Betriebsbereitschaft zeigen die bezogenen Verbrauchswerte bei höheren Beschäftigungsgraden weitgehend fast waagerechten Verlauf, d. h. sie sind angenähert erzeugungsunabhängig. Dies ist in der Eigenart des Hochofenbetriebes begründet, daß bei rückläufigem Beschäftigungsgang ganze Einheiten nicht nur erzeugungsseitig, sondern auch verbrauchsmäßig ausgeschaltet werden können. Wird also beispielsweise ein Hochofen außer Betrieb gesetzt, so werden gleichfalls die zugehörigen Winderhitzer, Gebläse, Stromerzeuger und Nebenanlagen stillgelegt und somit der Gesamtverbrauchsanteil des Verbrauches verringert. Hieraus geht deutlich hervor, daß es angezeigt ist, bei häufig wechselnder Roheisenerzeugung, die kraft- und wärmetechnischen Anlagen des Hochofenbetriebes möglichst auf ganze Ofeneinheiten abzustimmen. Stündlicher und bezogener Gasverbrauch werden dann einen treppenförmig abgestuften Verlauf nehmen, so zwar, daß mit jedem abgestellten Hochofen ein entsprechender Bereitschaftsbetrag fortfällt und zum Schluß, bei einer Erzeugung = 0, nur mehr ein Restverbrauch verbleibt. Dieser Stufensenkung wurde der Einfachheit und Stetigkeit halber zeichnerisch nicht ausdrücklich Rechnung getragen. Der Linienverlauf des Bildes 1a entspricht immerhin insofern einer Mittelwertbildung, als der auf der Ordinate aufgetragene Mindestleerlauf jeweils mit dem Gasverbrauchswert bei Vollbeschäftigung geradlinig verbunden wurde. In diesem etwas willkürlichen Vorgehen liegt eine gewisse Unsicherheit, die durch Streuung der Versuchspunkte noch gesteigert wird. Die im Betrieb vorgenommenen Nachprüfungen ergaben allenfalls eine hinreichende Genauigkeit für die Verwendbarkeit der beiden Schaubilder.

Die verschiedenen Verbraucher des Stahl- und Walzwerkes sind ähnlich in den Bildern 2a und 2b dargestellt. Die Anlagen sind für eine Höchsterzeugung von 3000 t/24 h Rohstahl ausgelegt. Außer dem Thomasstahlwerk ist ein mit flüssigem Thomasstahl beliefertes Elektrooefen in Betrieb. Die Verbrauchszahlen schließen die Schlackenmühle ein. Das Walzwerk umfaßt hochofengasbeheizte Tief- und Stoßöfen⁸⁾, zwei dampfbetriebene Blockstraßen, elektrisch angetriebene Grob-, Mittel-, Handels- und Feinstahlstraßen⁹⁾ und damit einen recht vielseitigen Fertigungsplan.

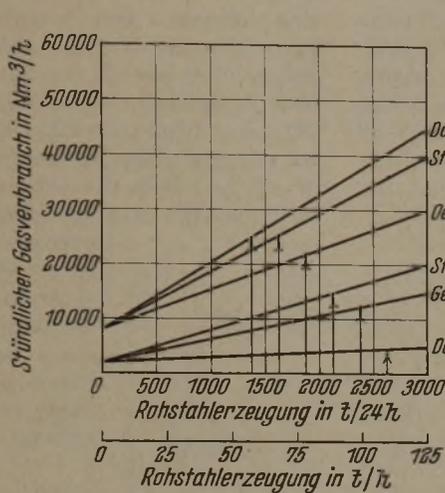


Bild 2a.

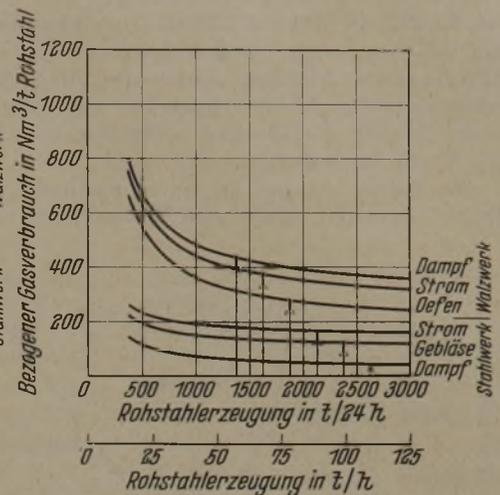


Bild 2b.

Bilder 2a und 2b. Einzelverbrauchswerte des Thomasstahl- und Walzwerkes.

Die Stahlwerksverbraucher setzen sich zusammen aus Gasgebläse, Dampf und Strom. Der Aufwand an Hochofengas für Mischerbeheizung, Pfannen- und Hautrocknung ist in dem Gebläsegas mit einbezogen.

Der Walzwerksbedarf wird unterteilt in Oefen, Dampf und Strom. Mit Ausnahme der Handels- und der Feinstahlstraße wird in einer Hitze gewalzt. Das Mengenverhältnis Roheisen/Rohstahl wurde gleich 1,0 gesetzt.

Entgegen der für den Hochofenbetrieb gemachten Feststellung werden im Stahl- und Walzwerk, auch bei verminderter Beschäftigung, die Anlagen durchweg in Betrieb gehalten, es sei denn, daß der Fertigungsplan geändert wird. Stellt man beispielsweise das Elektrostahlwerk oder etwa die Drahtstraße infolge ungünstiger Geschäftslage ab, so ist damit ein wesentlicher Eingriff in die Voraussetzungen, unter denen die Verbrauchsgesetze Gültigkeit haben, getan. Die Stetigkeit der Linienzüge ist alsdann naturgemäß unterbrochen. Im übrigen zeigen die Stahl- und Walzwerksanlagen in weiten Grenzen des Beschäftigungsbereiches keine treppenförmigen Stufen. Im Zuge dieses Gedankenganges sei darauf hingewiesen, daß in der Regel beispielsweise nur ein einziges Stahlwerksgebläse¹⁰⁾ die Windfrischung und zwei Blockstraßen das Vorwalzen besorgen. Es ist also hier schlechthin ausgeschlossen, bei geringerer Erzeugung einen Teil der Maschinen und metallurgischen Apparate abzustellen. Aus diesem Grunde bleibt denn auch der durch den Schnittpunkt der Verbraucherlinie, besonders des Walzwerkes, mit der Ordinate gekennzeichnete Leerlauf verhältnismäßig hoch. Diese Tatsache bewirkt eine stärkere Veränderlichkeit der bezogenen Verbrauchswerte in Abhängigkeit von der Rohstahlerzeugung, wie dies aus Bild 2b ersichtlich ist.

Es sei hervorgehoben, daß auch für die Stahlwerks- und Walzwerkseinzelnverbraucher jeweils praktisch gleiche Leerlaufverbrauchsmengen ermittelt wurden, und zwar für erste je 2000 Nm^3/h , für letzte 8000 Nm^3/h . Der Größe nach stehen an erster Stelle die Walzwerksabnehmer Dampf, Strom und Oefen; dann folgen die Stahlwerksverbraucher Strom, Gebläse, Dampf. Der hohe stündliche Dampfbedarf des Walzwerkes rührt hauptsächlich von den Blockmaschinen her. Es ist seit längerem geplant, diese aus wärmewirtschaftlichen und betrieblichen Gründen durch elektrische Regelsätze zu ersetzen. Dadurch würde eine Verschiebung von Dampf- und Stromverbrauch eintreten. Allerdings müßte dann bei der hohen Fremdstromabgabe die vorhandene Kraftzentrale erweitert werden.

Die jetzige Betriebsweise erfordert bei Vollbeschäftigung einen stündlichen Gasverbrauch des Walzwerkes

⁸⁾ Steffes, M.: Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 718/21.

⁹⁾ Steffes, M.: Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 295/301 (Walzv.-Aussch. 172).

¹⁰⁾ Steffes, M.: Rev. techn. luxemb. 24 (1932) S. 65/66. Chal. & Ind. 15 (1934) S. 221/28.

von 45 000, 40 000 und 30 000 Nm³/h für Dampf, Strom und Oefen, entsprechend 360, 320 und 240 Nm³/t Rohstahl-Gesamterzeugung. Ebenso ergibt sich für Strom-Gebläse einschl. Kleinverbraucher und Dampf des Stahlwerks 20 000, 15 000 und 5000 Nm³/h, d. s. 160, 120 und 40 Nm³/t Rohstahl.

Die Bilder 3a und 3b geben nunmehr getrennt für Hochofenbetrieb, Stahl- und Walzwerk den aus dem je-

den können. Den eingezeichneten stündlichen Verbrauchslinien können außer den üblichen wirklichen Augenblickswerten sinngemäß gleichfalls Durchschnitts- und Zuwachsverbrauch¹²⁾ entnommen werden. Besonders das letzte ergibt einen Mehrverbrauch, der frei ist von jeglichem vorhergehendem Bereitschaftsbedarf. Wird der Zuwachsverbrauch durch die auf ihn entfallenden Erzeugungseinheiten geteilt, so ergibt sich der bezogene Zuwachswert. In der Regel ist er niedriger als der ihm vorgelagerte Ausgangsbetrag. Diese Tatsache ist dann von Bedeutung, wenn es etwa darauf ankommt, in vorausschauender Planung den spezifischen Minderverbrauch der Erzeugungssteigerung zu ermitteln.

Wärmehaushalt

Nachdem der gesetzmäßige Verlauf des Hochofengasverbrauches getrennt für Hochofenbetrieb, Stahl- und Walzwerk vorliegt, kann der Wärmehaushalt, d. h. das Zusammenspiel von Gaserzeugung und -verbrauch ermittelt werden. Deshalb werden drei Fälle untersucht, und zwar: ein reines Hochofenwerk und ein gemischtes Hüttenwerk ohne und mit Roheisenfremdbezug, jeweils ohne Kokerei und Siemens-Martin-Werk. Die auf die t Koks entfallende Gasmenge ist mit 4000 Nm³ angenommen. Der Koksatz beträgt 1000 kg/t Roheisen. Die Undichtheitsverluste wurden zu 5 % der Gaserzeugung ge-

funden. Dieser günstige Wert wird bei Hüttenwerken angetroffen, deren technische Einrichtungen, besonders die Gichtverschlüsse und Leitungsnetze, neuzeitlich entworfen und unterhalten werden. Die Gasdrücke sind hierbei in mäßigen Grenzen zu halten. Es sei darauf hingewiesen, daß sich im Gegensatz zum Verbrauch, der zwar geradlinig, aber nicht durch den Nullpunkt verläuft, die Gaserzeugung verhältnismäßig mit dem Koksverbrauch oder der Roheisenerzeugung ändert und demzufolge durch den Koordinatenanfangspunkt geht. Zwischen Verbrauch und verfügbarem Gas wird sich demnach in jedem Fall ein Schnittpunkt herausstellen, oberhalb dessen Gasüberschuß, unterhalb dessen Gasmangel auftritt. Die Hochofengasbilanz ist unterteilt in Verbrauch, Ueberschuß und Verlust. Je nach Größe des Gesamtverbrauches rückt der Ausgleichspunkt mehr oder weniger nach rechts.

Bild 4a zeigt die Zusammenhänge für ein reines Hochofenwerk. Es erweist sich, daß bis zu einer Roheisenerzeugung von etwa 100 t/24 h Gasmangel besteht; von da ab wächst der verfügbare Ueberschuß und macht bei 2400 t Roheisen je 24 h bereits 380 000—170 000 = 210 000 Nm³/h, d. s. über 50 % der Gesamterzeugung, aus.

Für ein gemischtes Hüttenwerk ohne Roheisenfremdbezug gibt Bild 4b Aufschluß. Hier setzt sich naturgemäß auf den Hochofenbedarf jener des Stahl- und Walzwerkes. Der Gesamtverbrauch stellt sich bei Vollbeschäftigung auf 300 000 Nm³/h, der Ueberschuß somit auf nur mehr 80 000. Dieser soll möglichst durch Weiterverarbeitung und Verfeinerung der Erzeugnisse im Werk selbst ausgenutzt werden. Das Gleichgewicht zwischen Erzeugung und Verbrauch liegt vorläufig bei einer Herstellung von 800 t/24 h. Zwangsläufig hat der Bereich von Gasmangel an Ausdehnung und Wert zugenommen. Eine Arbeitsweise unterhalb 800 t/24 h ist

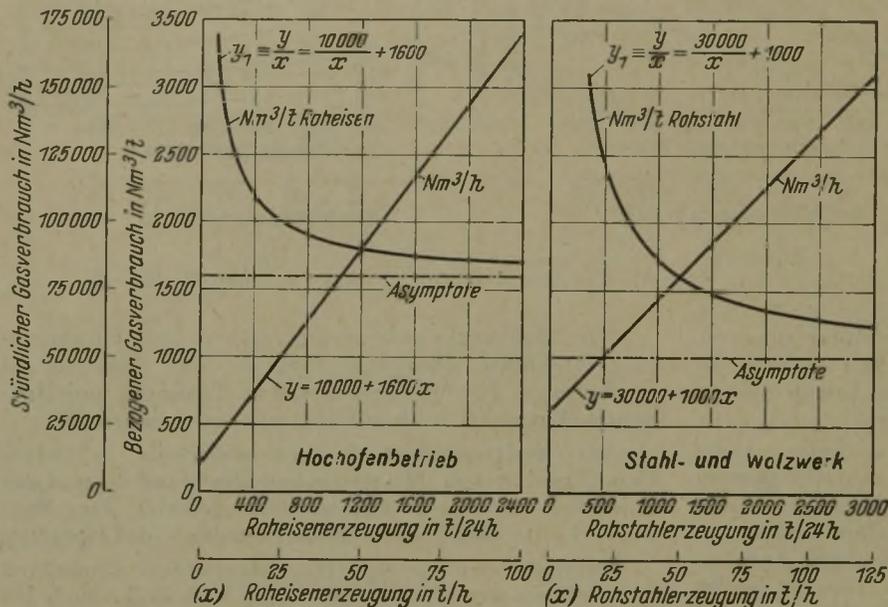


Bild 3a.

Bild 3b.

Bilder 3a und 3b. Gesamtgasverbrauch von Hochofen-, Thomasstahl- und Walzwerk.

weiligen Zusammenzahlen der Einzelwerte entstandenen Gesamtgasverbrauch. Sie zeigen in anschaulicher Weise den Einfluß der Beschäftigung auf den Wärmehaushalt je t Roheisen oder Rohstahl. Für den Hochofenbetrieb zeigt Bild 3a einen geradlinigen Stundenverbrauch von 10 000 bis 170 000 Nm³/h. Dieser wird durch die Gleichung

$$y = 10\,000 + 1\,600x \quad \text{Nm}^3/\text{h}$$

dargestellt. Aus ihr folgt jene des spezifischen Verbrauches zu:

$$\frac{y}{x} = \frac{10\,000}{x} + 1\,600 \quad \text{Nm}^3/\text{t Roheisen.}$$

Der bezogene Mindestwert liegt bei 1700 Nm³/t Roheisen für eine Erzeugung von 2400 t/24 h.

Andererseits weist Bild 3b auf den verschärften Einfluß des Leerlaufes der Stahl- und Walzwerksbetriebe hin. Im Bereiche von 0 bis 3000 t Rohstahl/24 h liegt der Verbrauch zwischen 30 000 und 155 000 Nm³/h. Daraus wurde ein bezogener Mindestverbrauch von 1240 Nm³/t Rohstahl bei 3000 t/24 h ermittelt. Der Anstieg der spezifischen Werte verläuft hier, mit fallender Erzeugung, steiler. Die Gleichung des Stundenverbrauches lautet:

$$y = 30\,000 + 1\,000x \quad \text{Nm}^3/\text{h.}$$

die des bezogenen:

$$\frac{y}{x} = \frac{30\,000}{x} + 1\,000 \quad \text{Nm}^3/\text{t Rohstahl}$$

mit 1000 als Asymptote.

Die beiden Schaubilder bieten die Möglichkeit, die Wärmewirtschaftlichkeit der Werksanlagen dauernd zu prüfen und bei Vergeudung einzugreifen. Sodann liefern die Schaubilder bei der Gegenüberstellung gleichartiger Hüttenwerke die Vergleichsgrundlage zur Beurteilung der Betriebsweise¹¹⁾. Damit werden überhaupt erst die geeigneten Unterlagen herausgearbeitet, von denen aus weitere Sparmaßnahmen eingeleitet wer-

¹¹⁾ Wesemann, F.: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 1717/24 (Wärmestelle 284).

¹²⁾ Müller, A.: Arch. Eisenhüttenw. 9 (1935/36) S. 579/88 (Betriebsw.-Aussch. 104).

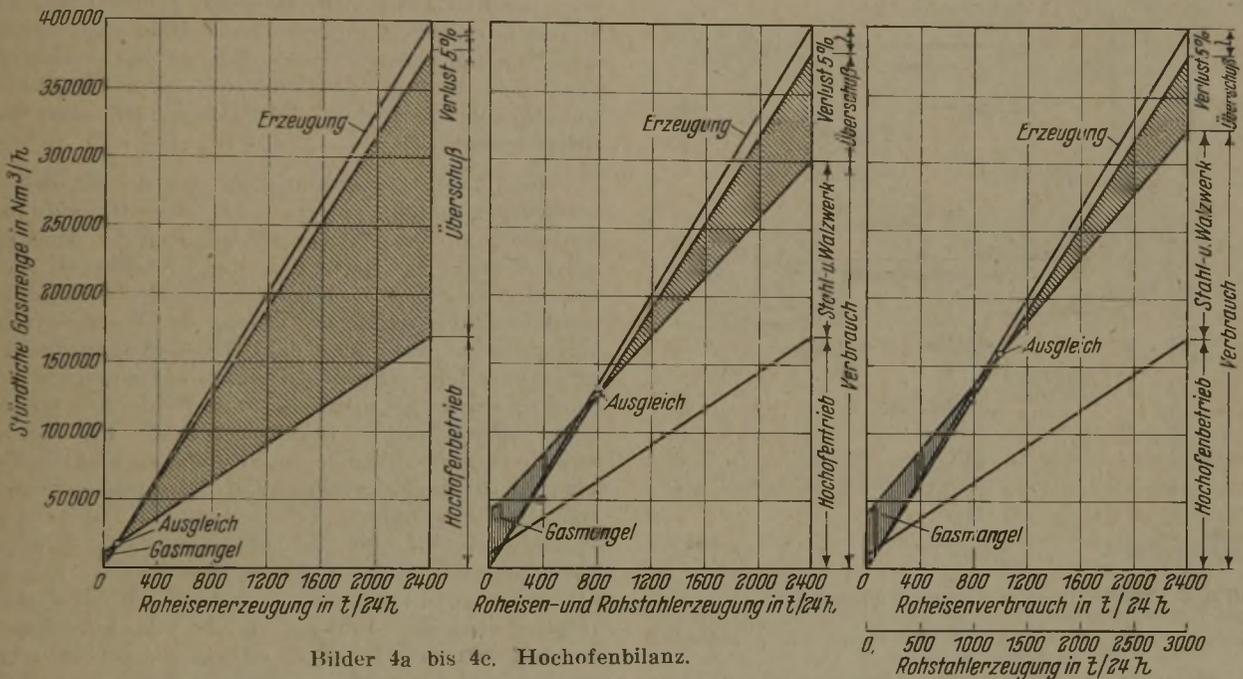
demnach tunlichst zu vermeiden, andernfalls mit eisenärmerem Möller, also höherem Kokssatz, oder durch zusätzliche Feuerungen mit festen Brennstoffen oder auch durch Strombezug von auswärts einzugreifen ist.

Die Bilanz eines gemischten Hüttenwerkes mit beispielsweise 20% Roheisenfremdbezug ist in Bild 4c wiedergegeben. Es ist angenommen, daß das Fremd-roheisen flüssig von einem benachbarten Hochofenwerk angeliefert wird. Da die gesamte Rohstahlerzeugung um den Betrag des Fremdbezuges angewachsen ist, steigert sich notgedrungen der Energieverbrauch des Stahl- und Walzwerkes, womit der Gasüberschuß gesenkt wird. Bei Vollbeschäftigung ist er auf 55 000 Nm³/h zurückgegangen. Der Ausgleich der Gaswirtschaft liegt diesmal bei 1000 t Roheisen je 24 h, d. s. 1250 t Stahl. Wegen der völligen Verwertung des Ueberschusses gelten die gleichen Gesichtspunkte wie vorher. Insbesondere wird hier die geplante Erzaufbereitung mit anschließender Feinerzenterung weiter ausgleichend wirken. Im übrigen

haushaltes auf das Höchstmaß zu steigern. Der berechtigten Forderung, daß die Fackelverluste aus dem Eisenhüttenwerk zu verschwinden haben, ist damit Genüge getan. Außerdem sichert die bereits erwähnte weitgehende Kupplung der Kraftzentralen eine nicht unerhebliche Spitzensenkung, die gerade in den Zeiten allgemein starker Beanspruchung von Bedeutung ist.

Einfluß des Kokssatzes

In diesem Zusammenhang soll noch der Fall gestreift werden, daß der Kokssatz einen von 1000 kg/t Roheisen abweichenden Wert annimmt. Dazu ist grundsätzlich zu bemerken: Die Gaserzeugung ändert sich, gleiche Beschäftigung vorausgesetzt, bekanntlich in gleichem Maße wie die Koksmenge. Ähnlich wird sich andererseits der Winderhitzer- und Hochofengebläse-Gasverbrauch verschieben, während alle andern Verbraucher vom Kokssatz unbeeinflusst bleiben. Es ist demnach leicht, für verschiedene Kokssätze die entfallenden Gasüberschuß-



Bilder 4a bis 4c. Hochofenbilanz.

Bild 4a. Reines Hochofenwerk.

Bild 4b. Gemischtes Hüttenwerk ohne Roheisenfremdbezug und ohne Siemens-Martin-Werk.

Bild 4c. Gemischtes Hüttenwerk mit 20% Roheisenfremdbezug, ohne Siemens-Martin-Werk.

verbleibt der Kopplung der Konzernwerke durch Großgasleitungen¹³⁾ und der Verbindung mit öffentlichen Stromversorgern und Ueberlandzentralen die Aufgabe des Feinausgleiches. Gerade durch diese letzten Erkenntnisse, die verhältnismäßig jüngeren Datums sind, wurde es möglich, die Wirtschaftlichkeit des Wärme-

oder -mangelmengen zu bestimmen. Dies ist für ein gemischtes Hüttenwerk ohne Roheisenfremdbezug in Bild 5 an Hand der Kokssätze 900, 1000, 1100 und 1200 kg/t Roheisen geschehen. Danach wird mit steigendem Kokssatz der verwertbare Ueberschuß gesteigert, hingegen der Gasmangel verringert. Die Linienzüge schneiden in der Abszisse jeweils den Gleichgewichtspunkt ab

Zahlentafel 1. Wärmetechnische Kennwerte.

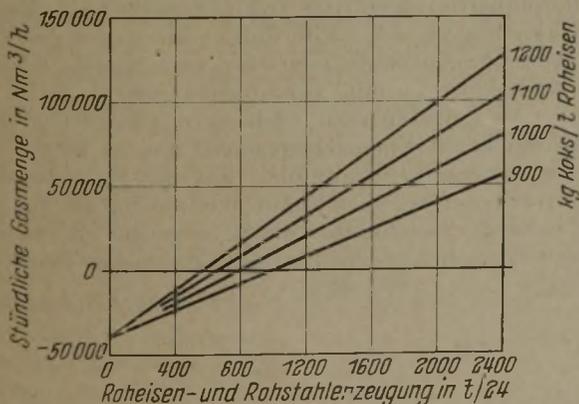


Bild 5. Gasüberschuß oder -mangel bei veränderlichem Kokssatz. Gemischtes Hüttenwerk ohne Roheisenfremdbezug.

Bezeichnung		Nm ³ t	%		
Gaserzeugung		4000	100,0		
Verbrauch	Hochofenbetrieb	Sinteranlage	100	2,5	
		Winderhitzer	1050	26,25	
		Gebälse	300	7,5	
		Dampf	50	1,25	
	Stahl- und Walzwerk	Stahlwerk	Gebälse	120	3,0
			Dampf	40	1,0
			Strom	160	4,0
		Walzwerk	Oefen	260	6,5
			Dampf	380	9,5
			Strom	340	8,5
Verlust (Undichtigkeit)		200	5,0		
Überschuß		800	20,0		

¹³⁾ Steffes, M.: Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 441/44.

und treffen sich auf der Ordinate in einem und demselben Bereitschaftsverbrauch.

Wärmetechnische Kennwerte

Der Vollständigkeit halber sind die wärmetechnischen Kennwerte für den Fall des gemischten Hüttenwerkes ohne Roheisenfremdbezug in *Zahlentafel 1* zusammengefaßt und außerdem als Wärmeflußbild in *Bild 6* dargestellt. Als Bezugserzeugung wurde die Höchstbeschäftigung, d. h. 2400 t/24 h Roheisen gewählt. Die Gaserzeugung und der Undichtheitsverlust

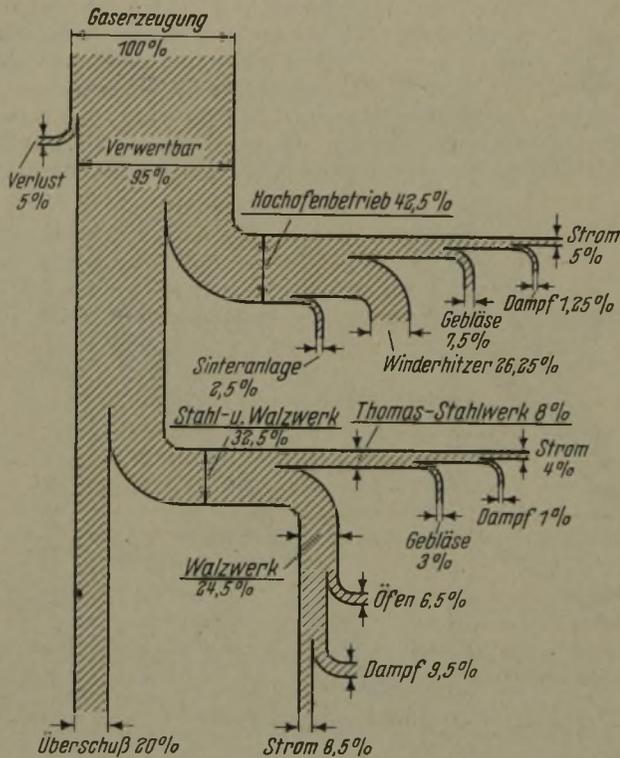


Bild 6. Wärmetechnische Kennwerte eines Hüttenwerkes ohne Roheisenfremdbezug. Vollbeschäftigung 2400 t/24 h Roheisen und 2400 t/24 h Thomas-Rohstahl. Koksatz: 1000 kg/t Roheisen.

Heizwert des Hochofengases: 1000 kcal/Nm³.

entsprechen den bereits mitgeteilten Werten. Die Verbrauchszahlen wurden den *Bildern 1b* und *2b* entnommen.

Ähnlich könnten die beiden Betriebsfälle: reines Hochofenwerk und gemischtes Hüttenwerk mit 20% Roheisenfremdbezug behandelt werden.

Abschließend erscheint es bemerkenswert, aus den vorliegenden Zahlen die Rummelschen a -Werte zu bestimmen und sie mit den von W. Heiligenstaedt¹⁴⁾ errechneten in Vergleich zu stellen. Aus *Bild 3a* folgt für den Hochofenbetrieb:

$$a_R = \frac{10\,000}{170\,000} = 0,06,$$

und aus *Bild 3b* für das Stahl- und Walzwerk:

$$a_R = \frac{30\,000}{155\,000} = 0,19.$$

Demgegenüber finden sich bei Heiligenstaedt, nach

¹⁴⁾ Arch. Eisenhüttenw. 16 (1942/43) S. 232/33 (Betriebsw.-Aussch. 201).

Unterlagen von B. von Sothen¹⁵⁾, die Werte ~ 0 und 0,3 bis 0,4. Die festgestellten Unterschiede zeigen auf verschiedenartige Betriebsweise hin. Der Festwert 0,06 besagt immerhin, daß im vorliegenden Fall ein kleiner Restleerlauf auch im Hochofenbetrieb unvermeidlich ist. Die Zahl 0,19 für Stahl- und Walzwerk kennzeichnet ihrerseits günstigere Bedingungen als jene, die dem Heiligenstaedtschen Vergleichswert zugrunde liegen. Allenfalls erscheint es unangebracht, in den a_R -Werten bei Vergleichen eine absolute Norm sehen zu wollen, da die Voraussetzungen wohl kaum von Werk zu Werk genau zusammenfallen. Es kommt ihnen vielmehr die Eigenart von Richtwerten, nicht aber von unabdingbaren Gütemaßstäben zu.

Zusammenfassung

Untersuchungen über den gesetzmäßigen Verlauf von Verbrauchszahlen in Abhängigkeit von der Erzeugung zeigen, daß die Beziehung als geradlinig angenommen werden kann. Die Veränderlichkeit des auf die Erzeugungseinheit umgelegten Verbrauches beruht auf dem Vorhandensein eines Betriebsbereitschafts-Leerlaufes, der, auf den Höchstverbrauch bei Vollbeschäftigung bezogen, mit dem „Festigkeitsgrad“ nach Rummel übereinstimmt.

Die lineare Gesetzmäßigkeit wurde auf den Hochofengasverbrauch, getrennt für den Hochofenbetrieb und das Stahl- und Walzwerk, angewandt. Aus den Einzelverbrauchern entstanden durch Addieren die Verbrauchswerte des Gesamtbetriebes. In Verbindung mit der Gaserzeugung konnte sodann der Wärmehaushalt in steter Folge abhängig vom Beschäftigungsgrad festgelegt werden. Durch die dabei auftretenden Schnittpunkte wurde es möglich, zwei Felder — Gasmangel oder -überschuß — herauszustellen. Die Beziehung zwischen Gasverbrauch und Roheisen- und Stahlerzeugung ist für die Beurteilung der Energiekennwerte wichtig. Die Anwendung erfolgte einmal für ein reines Hochofenwerk, dann für ein gemischtes Hüttenwerk ohne und mit 20% Roheisenfremdbezug. Die Schaubilder erlauben maßgebliche Wirtschaftlichkeitsbetrachtungen über die Verwertung des Hochofengases. Es handelt sich im besonderen darum, die verfügbaren Gas mengen mit der Stoffwirtschaft in Einklang zu bringen. Dies geschieht durch die Aufstellung von Monats- und Wochenplänen, wobei Herstellungsplan und Wärmeverbrauch aufeinander abgestimmt werden und, wenn nötig, ein Ausgleich geschaffen wird. Endlich werden die hauptsächlichsten wärmetechnischen Kennwerte eines gemischten Hüttenwerkes, ohne Roheisenfremdbezug, zahlenmäßig und in einem Wärmeflußbild für die Höchsterzeugung wiedergegeben.

Es wäre zu begrüßen, wenn in Ausdehnung der bereits vorliegenden Arbeiten dem Schrifttum weitere Unterlagen zuzugingen, damit so den Fachkreisen der Hüttenindustrie endgültige wärmetechnische Kennzahlen vermittelt würden. Allerdings wäre wegen der Vielseitigkeit der Aufbauformen eine weitgehende Klassierung und Unterteilung anzustreben, um so mehr, da häufig nur Einzelanlagen verbesserungsbedürftig sind. Im Hinblick auf Einsparungsmöglichkeiten hätten sich die Untersuchungen zumindest auf die Hauptbetriebe zu erstrecken. Daß dies binnen kurzem in die Tat umgesetzt wird, erscheint für die Belange des energietechnischen Fortschrittes der Eisenindustrie wünschenswert.

¹⁵⁾ Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 29/38 u. 68/70 (Wärmestelle 158).

Die Beeinflussbarkeit nichtmetallischer Einschlüsse in legierten Einsatzstählen aus dem basischen Lichtbogenofen

Von Eduard Maurer und Roman Schustek

[Bericht Nr. 415 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NSBDT. — Schluß zu Seite 731.]

D. Beeinflussung des Reinheitsgrades durch Maßnahmen während des Schmelzens

1. Beschreibung des üblich angewendeten Schmelzverfahrens

Vor der Behandlung des Einflusses metallurgischer Maßnahmen während des Schmelzens auf den Reinheitsgrad soll zunächst das üblich angewendete Schmelzverfahren beschrieben werden.

Sämtliche untersuchten Schmelzen wurden in basischen 15-t- und 20-t-Lichtbogenöfen, deren Herd- und Seitenwände mit Teerdolomitmischung zugestellt sind, hergestellt. Der Einsatz setzte sich teils aus Handelschrott, teils aus legierten Schrottabfällen des Werkes zusammen. Es wurde so gattiert, daß der Einsatz durchschnittlich 0,50% C, 0,15% Si, 0,45% Mn, 0,5% Cr und 0,1% Mo enthielt. Je nach dem Kohlenstoffgehalt des Schrotteinsatzes wurde ein Teil des Kohlenstoffes als Karburit zugegeben, ebenso wurde 1% Kalk mit eingesetzt. Die Schmelzen liefen in der Regel mit etwa 0,4% C, 0,4% Mn und 0,5% Cr ein. Nachdem der Einsatz eingeschmolzen war, wurde wieder 1% Kalk aufgegeben und zur Verflüssigung der Schlacke etwa 0,5% Flußspat. Dann erfolgte die Hauptzugabe von Magnetisenerz, und zwar 3 bis 4% des Einsatzgewichtes, je nach dem eingelaufenen Kohlenstoffgehalt. Zeitweilig mußte mit Roteisenerz mit einem Gehalt an chemisch gebundenem Wasser von etwa 7% gearbeitet werden. Bei Anwendung dieses Erzes stellte sich eine erhebliche Verschlechterung des Reinheitsgrades ein. Das Verhältnis von guten zu schlechten Schmelzen war praktisch umgekehrt. Üblicherweise betrug die Kochzeit etwa 1 h, wobei, um das Kochen zu fördern, zwei- bis dreimal teilweise abgeschlackt wurde. Der Kohlenstoff wurde etwa auf 0,1%, also auf etwa 0,1% unterhalb des späteren Analysenwertes, und das Mangan auf 0,2% herausgefrischt. Wenn das Mangan hierbei unter 0,2% sank, wurde etwas Ferromangan zugesetzt, um den angegebenen Manganwert zu halten. Das Chrom stellte sich bei den genannten Kohlenstoff- und Mangangehalten auf 0,2 bis 0,3% ein.

Die Schmelzen wurden während des Kochens gut warm gefahren, wobei darauf geachtet wurde, daß das zuletzt zugesetzte Erz genügend Zeit zum Ausreagieren hatte. Nach Beendigung des Kochens wurde die Frischschlacke vollkommen abgezogen und Ferromangan bis zur unteren Analysengrenze aufs blanke Bad zugesetzt. Sodann erfolgte die Aufgabe der Fertigschlacke, die aus Kalk, Flußspat, Koks und 3 bis 4% 45prozentigem Ferrosiliziumpulver hergestellt wurde. Anschließend wurde durch Zugabe von 0,1 bis 0,15% Si beruhigt und hierauf noch etwa 2 h die übliche weiße Kalkschlacke als Feinungsschlacke gehalten. Durch Entnahme von Zwischenproben wurden die fehlenden Legierungszusätze festgestellt und diese möglichst frühzeitig zugegeben, so daß nach deren Zusatz noch 1 h die Feinungsschlacke gehalten wurde. Etwa eine halbe Stunde vor dem Abstich wurde der Rest des Ferrosiliziums und kurz vor dem Abstich 0,4 kg/t Aluminium zugesetzt. In die Pfanne wurde üblicherweise kein Aluminium gegeben. Die Schmelzen wurden auch während des Feinungsvorgangs heiß durchgeföhren; gegen den Schluß zu wurde mit der Temperatur etwas zurückgegangen.

2. Frischvorgang

Um den Einfluß der Frischgeschwindigkeit festzustellen, wurden 34 besonders gute und 18 besonders schlechte Schmelzen des Gießtemperaturgebietes von 1440 bis 1460° in bezug auf Schliff- und Ferrofluxproben ausgewertet. Diese Auswertung wurde in der Weise vorgenommen, daß an Hand der Schmelzberichte festgestellt wurde, wieviel Punkte in hundertstel Prozent je Stunde von den Elementen Kohlenstoff, Mangan und Chrom aus dem Stahlbad herausgefrischt worden waren. Da für die Oxydation von 1 kg Mangan rund ein Fünftel und von 1 kg Chrom rund ein Drittel der Sauerstoffmenge für 1 kg Kohlenstoff notwendig ist, so wurden die Punktzahlen von Mangan durch 5 und die von Chrom durch 3 geteilt, um zu einem Vergleich mit der Frischgeschwindigkeit des Kohlenstoffes zu kommen. Die guten Schmelzen ergaben auf diese Weise für Kohlenstoff, Mangan und Chrom die Punktzahlen von 31, 24 und 34 und als Summe 47 und die schlechten Schmelzen 29, 25 und 26 bzw. 43. Hieraus ist zu ersehen, daß ein Unterschied in der Frischgeschwindigkeit nur bei dem Chrom besteht; dies konnte aber zu einer praktischen Maßnahme nicht führen, da ein bewußtes Herausfrischen des Chroms nicht möglich ist.

Um weiter festzustellen, ob gegebenenfalls Zusammenhänge zwischen dem Reinheitsgrad der Schmelzen und der letzten Frischschlackenbeständen, wurden von neun Schmelzen desselben Gießtemperaturgebietes von 1440 bis 1460° bei Beendigung des Frischvorgangs Schlackenproben entnommen. Aus Bild 17 ist die Gesamtbewertung des Reinheitsgrades dieser Schmelzen zusammen mit den Gehalten der einzelnen Schlackenbestandteile ersichtlich. Es fällt lediglich auf, daß bei den beiden letzten Schmelzen die

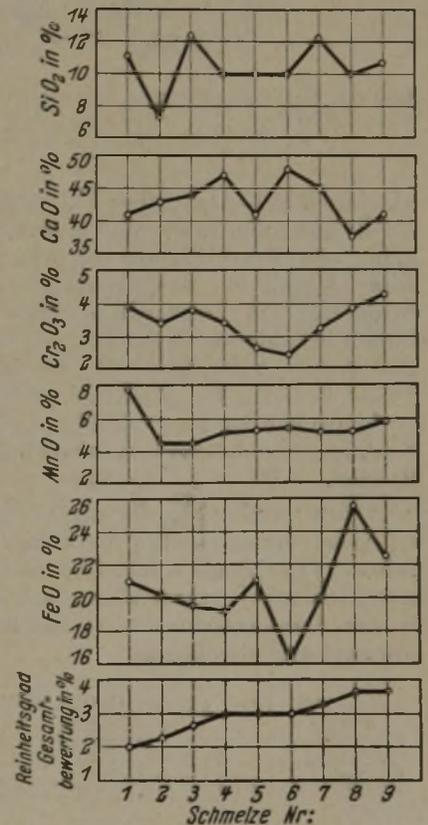


Bild 17. Analysen von Frischschlacken und Reinheitsgradbewertung von neun Schmelzen (1440 bis 1460°).

(FeO)-Gehalte die höchsten Werte haben. Sie liegen bei 22,6 und 25,7%, während die übrigen Schmelzen unter 21% liegen. Gleichzeitig ist der Kalkgehalt dieser Schlacken besonders niedrig. Die gemachte Feststellung schien jedoch nicht von der Art zu sein, um sie eingehender weiter zu verfolgen.

3. Feinungsvorgang

Da sich in der Folge die Versuche hauptsächlich auf das Gebiet der Desoxydation verlagerten, wurden auch beim Feinungsvorgang nur Tastversuche gemacht. Diese erstreckten sich auf die frühzeitige und spätere Zugabe von Ferrosilizium sowie auf die Möglichkeit der Verbesserung des Reinheitsgrades durch eine besondere Feinungsschlacke. Wie oben ausgeführt, bestand die übliche Schmelzweise darin, daß ein Teil des Ferrosiliziums bereits kurz nach der Fertigschlacke gegeben wurde. Es wurden nun zehn Schmelzen durchgeführt, bei denen das gesamte Ferrosilizium erst etwa 1/2 h vor dem Abstich zugegeben wurde. Hierbei wurde von der auch beispielsweise von St. Kriz⁵⁾ vertretenen Auffassung ausgegangen, den Stahl durch die weiße Feinungsschlacke allein zunächst möglichst weitgehend zu desoxydieren, so daß bei geringen Gehalten an Eisenoxydul von < 2% und Manganoxydul von 0,5% in der Schlacke die Konzentration dieser beiden Metalloxyde

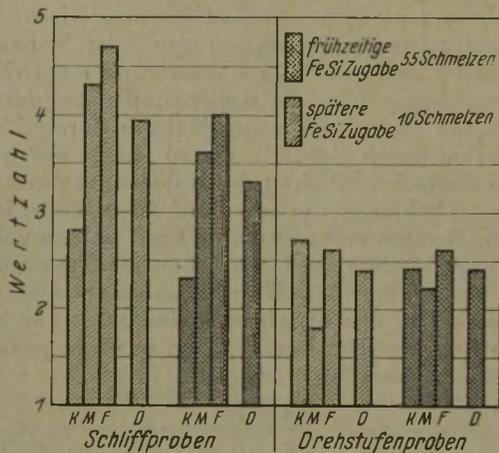


Bild 18. Gegenüberstellung der Wertzahlen von Schmelzen mit frühzeitiger und späterer Zugabe von FeSi beim Feinungsvorgang (1410 bis 1430 °).

auch im Stahl entsprechend klein gehalten und dadurch die Bildung von Eisen- und Mangansilikaten bei der Zugabe von Ferrosilizium zurückgedrängt würde. Aus Bild 18 sind die Bewertungen der hergestellten zehn Schmelzen im Vergleich mit den früher angeführten üblich beruhigten 55 Schmelzen ersichtlich, wo bei beiden Arten Schmelzen die Gießtemperatur 1410 bis 1430 ° betrug. Bei praktisch gleichgebliebenen Drehstufenproben ist eine erhebliche Verschlechterung der Schliffproben bei den spätberuhigten Schmelzen vorhanden.

Dann wurde noch der umgekehrte Weg beschritten, in Angleichung an das basische Siemens-Martin-Verfahren, das damals reinere Schmelzen lieferte, die Feinungsschlacke „schwarz“ zu halten. Der Unterschied in der Feinungsschlacke ist aus der folgenden Gegenüberstellung ersichtlich.

Feinungsschlacke	FeO %	MnO %	Cr ₂ O ₃ %	CaO %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	MgO %
schwarz . .	4,48	4,93	1,39	58,67	17,66	4,25	6,03
weiß	1,45	0,40	Sp.	65,74	20,49	0,8	5,32

Diese „schwarze“ Feinungsschlacke hatte zum Unterschied von der weißen Schlacke ein dunkelbraunes Aussehen und zerfiel nach dem Erkalten nicht, sondern blieb in fester, stückiger Form erhalten. Diese Schlacke wurde nur etwa 1 h lang gehalten, während die übliche Feinungsschlacke 2 h auf dem Bade verblieb; dann wurde mit stückigem Ferrosilizium und Aluminium desoxydiert. Auf diese Weise wurden sieben Schmelzen

⁵⁾ Das Elektrostahlverfahren. Nach F. T. Sisco, Berlin 1929, S. 205.

hergestellt und bei 1440 bis 1460 ° vergossen. Bild 19 zeigt den Vergleich mit zehn unter sonst gleichen Bedingungen hergestellten Schmelzen mit weißer Schlacke, wobei wohl Schliff- und Drehstufenproben in praktisch gleicher Höhe liegen, die Ferrofluxproben der Schmelzen mit „schwarzer“ Feinungsschlacke sich aber gegenüber den Schmelzen mit weißer Schlacke als deutlich schlechter ergeben.

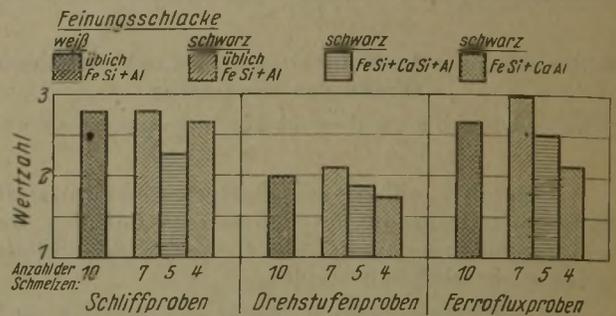


Bild 19. Gegenüberstellung der Wertzahlen von Schmelzen mit schwarzer Feinungsschlacke, verschieden desoxydiert (1440 bis 1460 °).

E. Beeinflussung des Reinheitsgrades durch verschiedene Desoxydationsmittel

Die weiteren Versuche erstreckten sich auf den Einfluß verschiedener Desoxydationsmittel.

1. Zugabe verschiedener Aluminiummengen

Da bei dem bekannten Nitrierbaustahl mit etwa 1% Al der Reinheitsgrad im allgemeinen sehr gut liegt, sollte untersucht werden, welchen Einfluß höhere Alu-

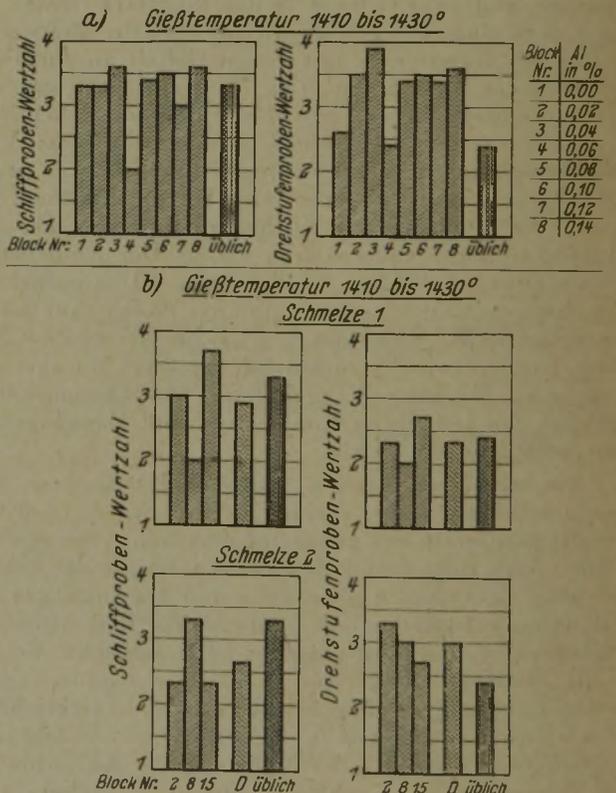


Bild 20. a) Zugabe von verschiedenen Al-Mengen in die Blöcke. b) Schmelzen mit weiterem Al-Zusatz in den Ofen (0,06 %) außer der üblichen Fe-Si-Zugabe.

miniumgehalte auf den Reinheitsgrad ausüben. Hierbei wurden drei Versuchsreihen angesetzt. Bei der ersten Versuchsreihe wurde im Ofen kein Aluminium zugegeben. Während des Gießens wurde dann in die einzelnen Blöcke Aluminium in verschiedener Menge in der Weise zugesetzt, daß während des Hochsteigens des Stahles abgewogene Aluminiummengen jeweils um

0,02 % steigend bis 0,14 % in Form von kleinen Granulaten in gleichen Zeitabständen in die Kokille geworfen wurden. Bei der zweiten Versuchsreihe wurde der Aluminiumzusatz im Ofen von 0,04 auf 0,1 % erhöht. Bei einer dritten Versuchsreihe wurde der Aluminiumzusatz im Ofen von 0,04 % beibehalten, und bei je zwei Schmelzen wurden beim Abstich in die Pfanne noch 0,06 und 0,16 % Al zugegeben. Aus Bild 20 sind die Ergebnisse

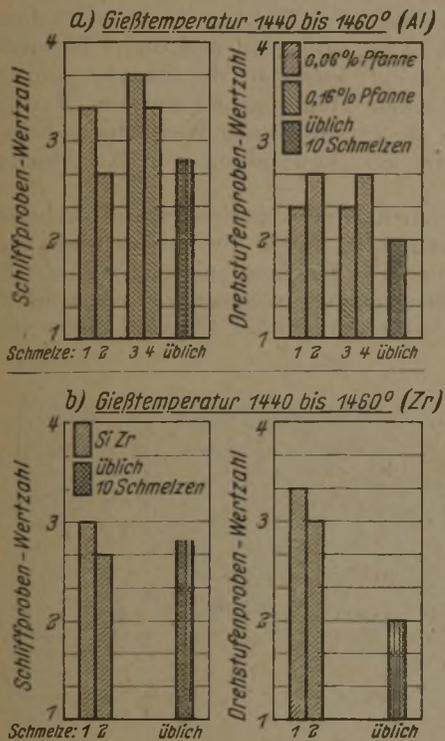


Bild 21. Vergleich der Wertzahlen üblicher Schmelzen mit solchen mit a) weiterem Al-Zusatz in der Pfanne und b) Zr-Zusatz in der Pfanne.

der beiden ersten Versuchsreihen im Vergleich mit üblich hergestellten Schmelzen ersichtlich. Zusammenfassend kann gesagt werden, daß sich durch erhöhte Aluminiumzusätze nur bei Zugabe im Ofen eine geringe Verbesserung der Schliffprobe ergab. Bei der Drehstufenprobe trat auch hierbei eine Verbesserung nicht auf. Bei Zusatz von Aluminium in der Kokille verschlechterte sich hingegen

der Reinheitsgrad der Schliff- als auch der Drehstufenprobe. Das gleiche Ergebnis zeitigte die dritte Versuchsreihe, erhöhter Zusatz von Aluminium in der Pfanne, wie aus Bild 21a ersichtlich ist.

2. Schmelzungen mit Zirkonzusatz

Nach amerikanischen Schrifttumsangaben³⁾ soll sich der Zusatz von geringen Zirkonmengen auf den Reinheitsgrad von Baustahl günstig auswirken. Zur Prüfung dieser Angabe wurde bei zwei Schmelzen 0,1 % Zr als Siliziumzirkon in die Pfanne beim Abstich zugesetzt unter Fortlassung des entsprechenden Ferrosiliziums im Ofen. Bei der Fertiganalyse konnten nur Spuren von Zirkon festgestellt werden. Aus Bild 21b geht im Vergleich mit zehn in demselben Zeitabschnitt üblich hergestellten und bei 1440 bis 1460 ° vergossenen Schmelzen hervor, daß die Durchschnittswertzahlen der Drehstufenproben bei den beiden Schmelzen mit Zirkonzusatz erheblich schlechter waren, während bei den Schliffproben die Durchschnittswertzahlen bei einer Schmelze etwas schlechter und bei der anderen etwas besser als die der Vergleichsschmelzen lagen.

3. Desoxydation mit Kalziumsilizium

Einem Besuchsbericht über amerikanische Stahlwerke konnte entnommen werden, daß dort bei Baustählen mit höchsten Anforderungen an den mikroskopischen Reinheitsgrad folgende Arbeitsweise angewendet wird. Nach einem Schmelzverlauf, der der erörterten üblichen Schmelzföhrung entspricht, wird kurz vor dem Abstich 0,05 % Al anstatt dem sonst üblichen Zusatz von 0,04 % zugegeben. Anschließend wird während des Abstichs etwa 0,1 % Si als Kalziumsilizium und 0,02 % Al in der üblichen Stangenform in die Pfanne zugesetzt. Das verwendete Kalziumsilizium

selbst lag in körniger Form vor und enthielt etwa 60 % Si und 30 % Ca. Nach dieser Arbeitsweise wurden fünf bei 1410 bis 1430 ° vergossene Schmelzen hergestellt. Wie aus Bild 22 im Vergleich mit den unter sonst gleichen Bedingungen hergestellten und vergossenen 55 Schmelzen hervorgeht, verblieb diese Arbeitsweise jedoch ohne Ergebnis in bezug auf die Drehstufenproben, die etwas schlechter lagen, während die Schliffproben eine merkliche Verbesserung zeigten. In Bild 19 war schon dargestellt worden, daß bei Anwendung einer Gießtemperatur von 1440 bis 1460 ° und einer „schwarzen“ Feinungsschlacke bei üblicher Desoxydation der Reinheitsgrad der Schliffproben praktisch gleichgeblieben war, während er für Drehstufen- und Ferrofluxproben sich verschlechtert hatte. Wurde bei dieser Gießtemperatur die Desoxydation jedoch wie angegeben mit Kalziumsilizium durchgeführt, so wurde sowohl für Schliff- als auch für Drehstufen- und Ferrofluxproben eine erhebliche Verbesserung erhalten, so daß diese Proben sogar noch besser lagen als die in demselben Zeitabschnitt bei der gleichen Gießtemperatur von 1440 bis 1460 ° vergossenen zehn Vergleichsschmelzen, was also bedeuten würde, daß sich die Wirkung eines Kalziumsiliziumzusatzes erst richtig bei höherer Gießtemperatur auswirken würde.

4. Desoxydation mit Kalziumaluminium und Kalzium-Mangan-Silizium

Auf Grund eines praktisch zu gleicher Zeit von E. Pakulla sowie R. Scherer gemachten Vorschlags wurden weitere Desoxydationsversuche mit Kalziumaluminium durchgeführt, das gegenüber dem Kalziumsilizium den Vorteil hat, daß es ähnlich wie Aluminium in Stangenform vorliegt und daher wie dieses, an Eisenstangen befestigt, in das Stahlbad eingeführt werden kann. Kalziumaluminium besteht aus etwa

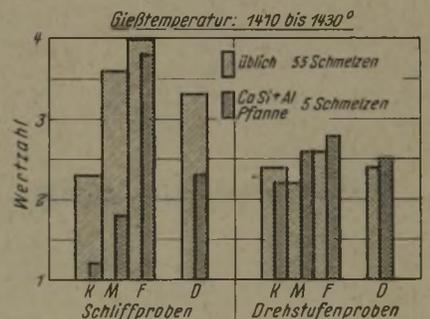
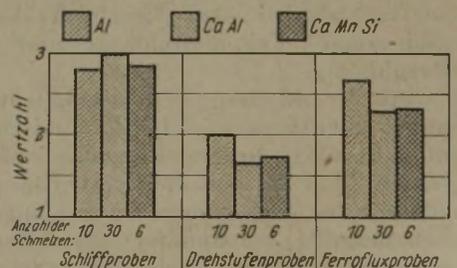


Bild 22. Gegenüberstellung der Wertzahlen von Schmelzen mit CaSi und CaAl in der Pfanne desoxydiert, im Vergleich zu üblichen Schmelzen.

80 % Al und 20 % Ca. Bei den Versuchen wurde den Schmelzen 0,4 kg/t Kalziumaluminium unmittelbar vor dem Abstich zugesetzt, nachdem vorher wie üblich frühzeitig nach Aufgabe der Feinungsschlacke Ferrosilizium zugesetzt war. Es ergab sich, daß die Versuche zuerst in dem Rahmen der Versuchsreihe mit „schwarzer“ Feinungsschlacke mit der Gießtemperatur von 1440 bis

Bild 23. Gegenüberstellung der Wertzahlen bei verschiedenen Desoxydationsmitteln (1440 bis 1460 °).



1460 ° durchgeführt wurden, wobei, wie aus Bild 19 ersichtlich ist, für Drehstufen- und Ferrofluxproben sogar noch bessere Reinheitsgrade als bei Verwendung von Kalziumsilizium erzielt wurden, während der Reinheitsgrad für die Schliffproben kaum besser war als bei üblicher Desoxydation. Gegenüber den zehn Vergleichsschmelzen mit weißer Feinungsschlacke und üblicher

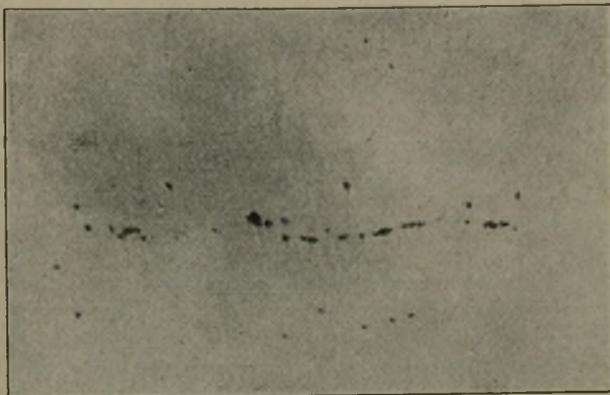
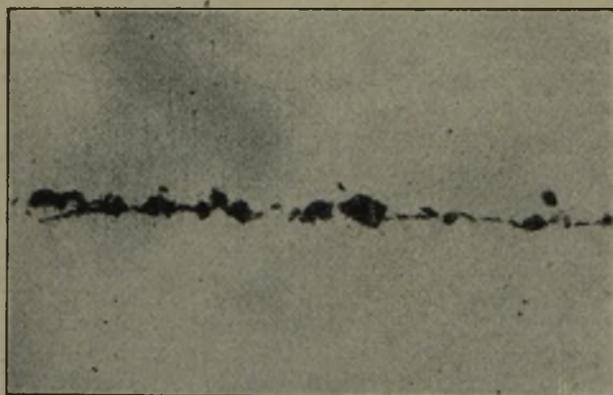
Kopf $\times 100$ Mitte $\times 100$ Fuß $\times 100$ 

Bild 24. Desoxydation: Al. 1450 °, 112 s. Durchschnittswertzahl: 4,3.

Desoxydation zeigte sich dasselbe Verhalten, d. h., daß der Reinheitsgrad der Schliffproben kaum besser, der Drehstufen- und Ferrofluxproben jedoch noch besser lag als bei dem Vergleich der Schmelzen mit „schwarzer“ Feinungsschlacke und Kalzium-Silizium-Beruhigung.

Auf Grund dieser Feststellung wurden 30 Schmelzen mit weißer Feinungsschlacke und mit Kalziumaluminium beruhigt, hergestellt und bei 1440 bis 1460 ° vergossen. Bild 23 zeigt die Reinheitsgrade dieser Schmelzen mit den früher bereits öfters angeführten zehn üblich hergestellten und im selben Temperaturabschnitt von 1440 bis 1460 ° vergossenen Schmelzen. Während die Schliffproben in ihrem Reinheitsgrad etwas schlechter lagen, ergaben die Wertzahlen der Drehstufen- und Ferrofluxproben der mit Kalziumaluminium behandelten Schmelzen eine Verbesserung von 18 und 14 %. Bestätigt wurde dieses Ergebnis bei Schmelzen eines molybdänfreien Chrom-Mangan-Einsatzstahles mit 0,2 % C, 0,3 % Si, 1,35 % Mn, 1,35 % Cr, der im Mangan und Chrom um je 0,2 % höher lag als der sonst er-

schmolzene. Vier Schmelzen wurden wie üblich mit Ferrosilizium + Aluminium beruhigt und sechs Schmelzen mit Ferrosilizium + Kalziumaluminium. Bei der üblichen Beruhigung ergaben sich für Schliff-, Drehstufen- und Ferrofluxproben als Durchschnitt von Kopf, Mitte, Fuß folgende Wertzahlen: 3,25, 1,92 bzw. 2,75 und bei der Beruhigung Kalziumaluminium: 2,84, 1,50 bzw. 2,22.

Sodann wurden noch Versuche mit der in kleinstückiger Form vorliegenden Kalzium-Mangan-Silizium-Legierung mit 18 % Ca, 18 % Mn und 58 % Si durchgeführt, von der 1 kg/t kurz vor der Zugabe von 0,4 kg/t Aluminium in den Ofen gegeben wurden. Bild 23 zeigt, daß hierbei die verschiedenen Wertzahlen ebenso günstig lagen wie bei Anwendung von Kalziumaluminium.

Nun wurde versucht, den Gründen für die Verbesserung des Reinheitsgrades durch die beiden Desoxydationsmittel nachzugehen. Das Ergebnis zeigen Bilder 24 bis 26, die bei 100facher Vergrößerung je einen Schliff aus Kopf, Mitte, Fuß von einer bei 1440 bis 1460 ° ver-

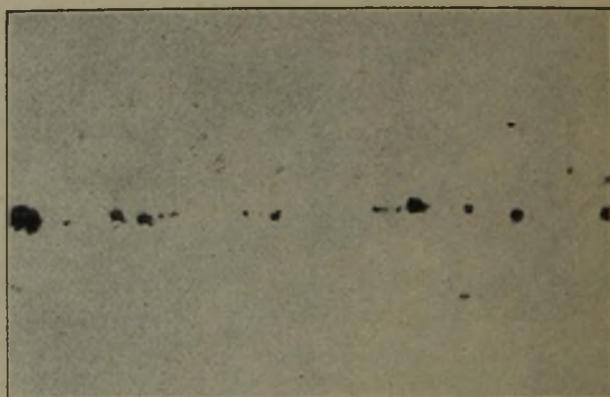
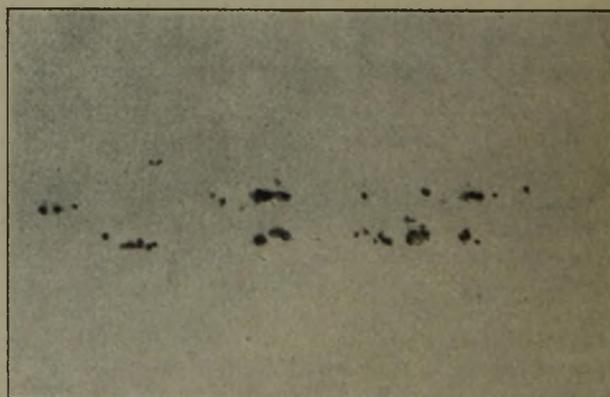
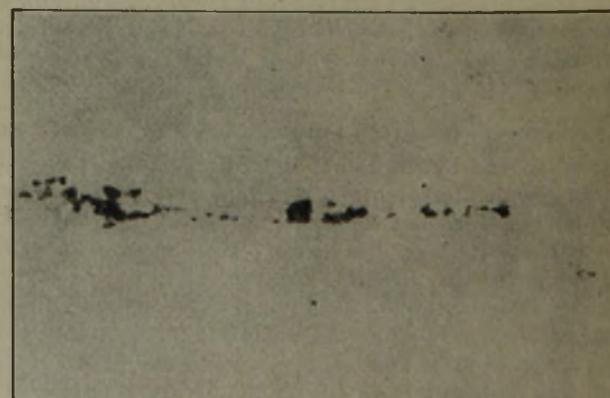
Kopf $\times 100$ Mitte $\times 100$ Fuß $\times 100$ 

Bild 25. Desoxydation: CaAl. 1450 °, 116 s. Durchschnittswertzahl: 2,0.

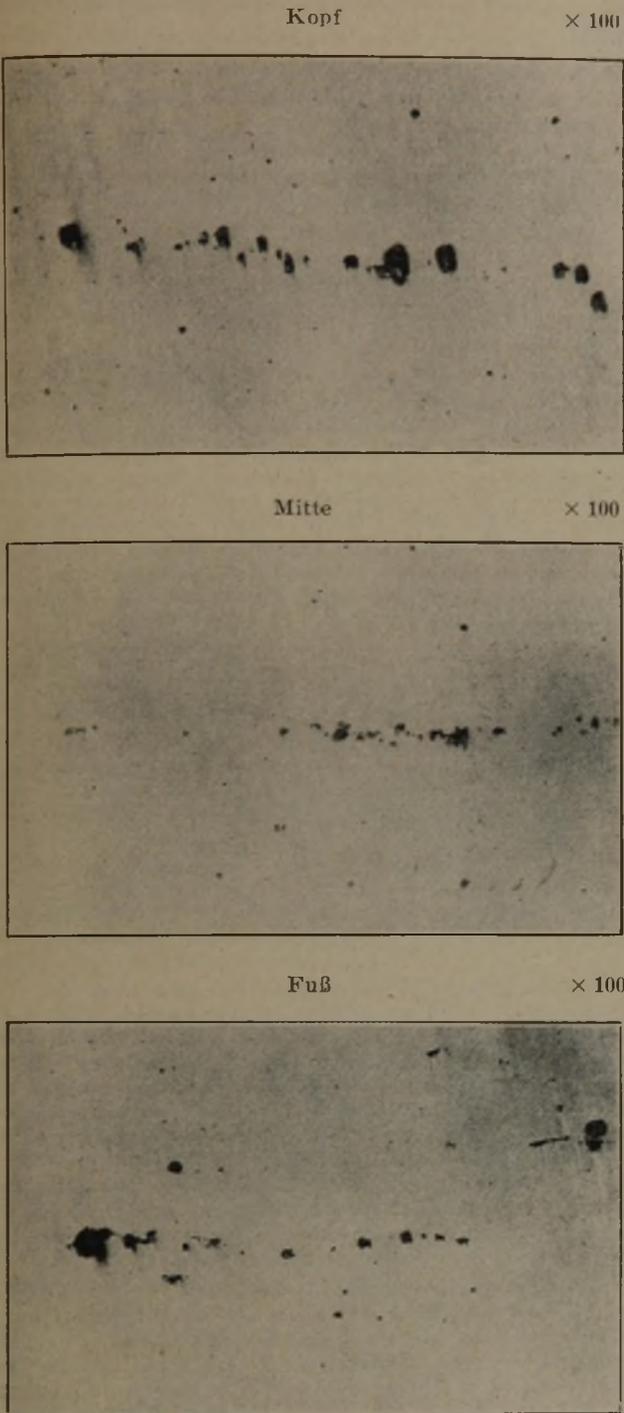


Bild 26. Desoxydation: CaMnSi. 1450 °, 112 s. Durchschnitts-Wertzahl: 3.3.

gossenen Schmelze üblicher Beruhigungsart wiedergeben im Vergleich zu je einer bei denselben Temperaturen vergossenen Schmelze, einmal mit Kalziumaluminium beruhigt und das andere Mal mit Kalzium-Mangan-Silizium. Es ist deutlich zu erkennen, daß die Einschlüsse der üblich beruhigten Schmelze in langgestreckter und zusammenhängender Form vorliegen, während die Einschlüsse der mit Kalziumaluminium oder Kalzium-Mangan-Silizium behandelten Schmelzen wohl auch in der Walzrichtung angeordnet sind, jedoch in voneinander getrennten und dadurch verkleinerten Schlackenteilchen vorliegen. Es ist verständlich, daß derartige in mehrere Einzelteilchen getrennte Schlackeneinschlüsse auf den Drehstufen- und Ferrofluxproben nicht in demselben Maße als Risse in Erscheinung treten wie die zusammenhängenden üblichen Einschlüsse. Hierdurch können die besseren Ergebnisse der Drehstufen- und Ferrofluxproben bei Verwendung der genannten Desoxydationsmittel erklärt werden. Diese Erklärung wird auch dadurch gestützt, daß die Schlißproben bei Verwendung von Kalziumaluminium gegenüber den der üblichen Schmelzen kaum eine Verbesserung erfuhren. Daraus kann gefolgert werden, daß die Gesamtmenge der Einschlüsse bei Verwendung von Kalziumaluminium und Kalzium-Mangan-Silizium ungefähr ebenso groß ist wie bei der üblichen Arbeitsweise und daß lediglich die Form der Einschlüsse derart geändert wird, daß sich für die Drehstufen- und Ferrofluxproben bessere Wertzahlen ergeben.

Zusammenfassung

Zusammenfassend sind die Ergebnisse von sämtlichen durchgeführten Versuchen aus Bild 27 ersichtlich. In diesem Bilde sind die Wertzahlen der Schliß- und Drehstufenproben der einzelnen Versuchsgruppen nebeneinander dargestellt. Daraus geht hervor, daß für die Schlißproben bei Zugabe von Kalziumsilizium + Aluminium in die Pfanne die besten Wertzahlen, unabhängig von der Art der Feinungsschlacke und der Gießtemperatur, erzielt wurden, so daß dieses Ergebnis die amerikanischen Angaben über die Erzielung einer großen mikroskopischen Reinheit durch diese Beruhigungsart bestätigt.

Wie aber einleitend ausgeführt wurde, kam es bei der vorliegenden Arbeit weniger darauf an, den Reinheitsgrad der mikroskopisch untersuchten Schlißproben, sondern vielmehr die makroskopischen Drehstufen- und Ferrofluxproben zu verbessern. Für diese Art der Bewertung ergaben sich durch die Beruhigung mit Kalziumaluminium und Kalzium-Mangan-Silizium die besten Werte bei Anwendung der erkannten günstigsten Gießtemperatur von 1440 bis 1460 ° (unberichtigt) und einer Gießgeschwindigkeit von 0,43 t/min, wobei noch bei der

Beruhigung mit Kalziumaluminium die Art der Feinungsschlacke, ob weiß oder schwarz, ohne Einfluß war. Kaum schlechter waren die Drehstufenproben der mit schwarzer Feinungsschlacke und mit Kalziumsilizium beruhigten Schmelzen, der sich dann an nächster Stelle die ähnlich vergossenen Schmelzen üblicher Herstellungsart anschlossen. Durch das geänderte Gießen wurde eine Verbesserung der Drehstufenprobe von 17 % erhalten und durch die Anwendung der beiden kalziumhaltigen Beruhigungsmittel eine weitere von 16 %, also durch beide Maßnahmen zusammen eine Verbesserung von 33 %.

Alle übrigen Maßnahmen wirkten sich auf die Drehstufen- und Ferrofluxproben nachteilig aus.

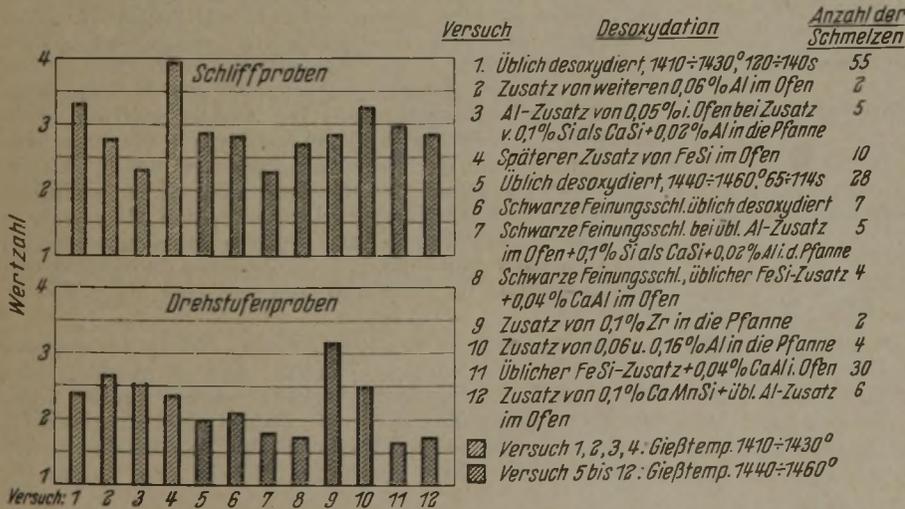


Bild 27. Vergleich der Wertzahlen der verschiedenen Versuchsgruppen.

Umschau

Sparstoffarme Einsatz- und Vergütungsstähle

Zur Entwicklung von sparstoffarmen Vergütungsstählen wurden von W. Eilender, H. Arend und H. E. Barth¹⁾ zwölf Versuchsschmelzungen von Chrom-Mangan-Silizium-Vergütungsstählen, zum Teil mit Vanadinzusatz, untersucht. Die Schmelzungen waren teils im 2-kg-, teils im 50-kg-Hochfrequenzofen hergestellt und auf 15 × 15 mm², 20 und 40 mm Dmr. sowie auf 15 × 60 mm² ausgeschmiedet worden (Zahlentafel 1). Die Probenabschnitte wurden nach Vergütung in Wasser oder in Öl durch Zug- und Kerbschlagversuche (Kerbschlagprobe von 10 × 10 × 55 mm³ mit 3 mm tiefem Kerb von 2 mm Dmr.), diese auch in Querrichtung und bei Temperaturen bis zu -70°, auf ihre Festigkeitseigenschaften untersucht.

Zahlentafel 1. Chemische Zusammensetzung der untersuchten Vergütungsstähle

Reihe	C %	Si %	Mn %	Cr %	V %
I	0,26 bis 0,31	0,6 bis 1,2	1,1 bis 1,4	1,1 bis 1,2	0 bis 0,1
II	0,33 bis 0,36	0,6 bis 1,3	0,6 bis 1,1	0,7 bis 1,3	0 bis 0,2
III ¹⁾	0,36 bis 0,43	0,3 bis 0,8	1,0 bis 1,2	1,2	0 bis 0,1

¹⁾ Zum Teil mit 0,1% Al.

Die Versuchsreihe I (Zahlentafel 1) ergab für alle vier untersuchten Stähle bei Anlaßtemperaturen von 650° etwa 100 kg/cm² Zugfestigkeit bei Kerbschlagzähigkeiten von 7 bis 11 mkg/cm². Mit höherem Siliziumgehalt konnte die Zugfestigkeit durch Herabsetzen der Anlaßtemperatur auf 550° bis 120 kg/mm² gesteigert werden, doch sank gleichzeitig die Kerbschlagzähigkeit auf 2 mkg/cm² ab.

Stahl Nr.	% C	% Si	% Mn	% Cr	% V
5	0,36	0,6	0,9	1,2	0
6	0,35	0,9	0,6	1,3	0,1
7	0,36	0,9	1,0	1,1	0
8	0,33	1,3	1,1	0,7	0,2

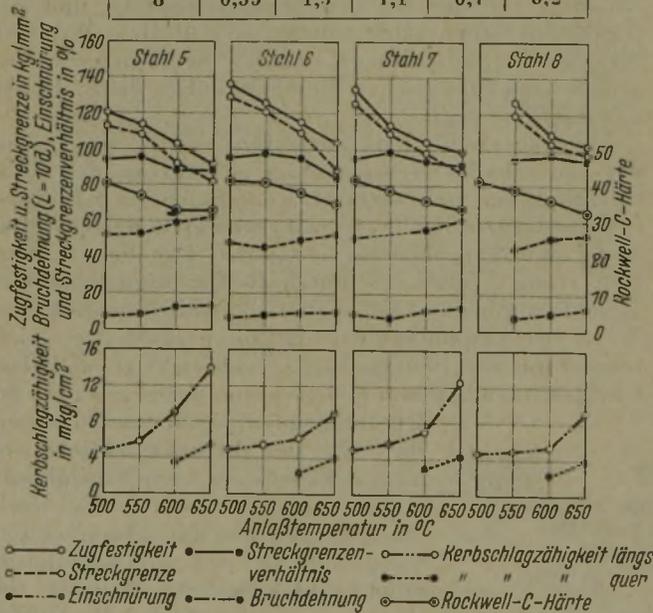


Bild 1. Einfluß der Anlaßtemperatur auf die Festigkeitseigenschaften von Chrom-Silizium-(Vanadin-) Vergütungsstählen der Versuchsreihe II.

Wesentlich bessere Werte wurden mit den Stählen der Versuchsreihe II erhalten (Bild 1). Hier konnte die Zugfestigkeit der Stähle bei geeigneter Wahl der Anlaßtemperatur auf 120 bis 140 kg/mm² gebracht werden, wobei die Kerbschlagzähigkeit in Längsrichtung nicht unter 5 mkg/cm² abfiel. Für gleiche Zugfestigkeit wurde bei allen Stählen dieser Reihe praktisch die gleiche Kerbschlagzähigkeit erhalten. Die Werte für Wasser- und Ölvergütung sind

¹⁾ Deutsche Kraftfahrtforschung im Auftrage des Reichsverkehrsministeriums, Heft 72 (1942) S. 1/8.

nahezu gleich. Die mit Vanadin legierten Stähle zeigten sich nicht anlaßspröde und änderten ihre Zähigkeit bei Kerbschlagversuchen bis -70° nur in geringem Maße. Der Zusatz von 0,1% V genügte, um einen Feinkornstahl nach der McQuaid-Ehn-Prüfung zu erzeugen. Auch erwiesen sich diese Stähle als weniger überhitzungsempfindlich.

Zur Untersuchung von vier weiteren Schmelzungen — Versuchsreihe III — auf den Einfluß der Korngröße wurden die Schmelzungen jeweils in zwei Blöcke geteilt, von denen der eine mit Aluminium desoxydiert wurde. In allen Fällen ergab sich durch den Aluminiumzusatz bei gleicher Zugfestigkeit eine erheblich höhere Kerbschlagzähigkeit, sobald die Zugfestigkeit über etwa 110 kg/mm² gesteigert wurde. Die Werte der Reihe II (5 bis 6 mkg/cm² für Zugfestigkeiten über 110 kg/mm²) werden dabei aber nicht überschritten, während die ohne Aluminium erschmolzenen Stähle in diesem Gebiet um 2 mkg/cm² Kerbschlagzähigkeit liegen. Die mit Vanadin legierten Stähle dieser Reihe zeigten sich ebenfalls nicht anlaßspröde. Nach Tieftemperaturen wiesen die vanadinfreien Stähle zwar die höheren Kerbschlagwerte auf, doch zeigten die vanadinlegierten die geringere Temperaturabhängigkeit (Bild 2).

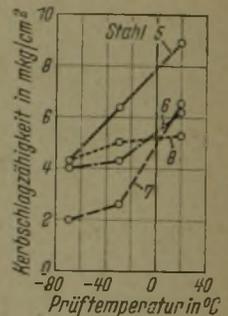


Bild 2.

Abhängigkeit der Kerbschlagzähigkeit von der Temperatur bei den Chrom-Silizium-(Vanadin-) Vergütungsstählen der Versuchsreihe II.

Auf Grund der Untersuchungen werden von den Verfassern vier Chrom-Silizium-Stähle als Austausch für die Chrom-Molybdän-Stähle vorgeschlagen, deren Zusammensetzung in Zahlentafel 2 angegeben ist. In der Originalarbeit sind noch weitere Angaben über die Wärmebehandlung und die erreichbaren Festigkeitswerte gemacht. Es wäre noch zu prüfen, ob die Ergebnisse der Verfasser, besonders die für die Bruchdehnung und die Kerbschlagzähigkeit längs und quer, auch bei betriebsmäßigen Schmelzungen und bei größeren Abmessungen erzielt werden können, da erst dann ein Vergleich mit anderen üblichen Stählen zweckmäßig ist.

In einer weiteren Arbeit berichten W. Eilender, H. Arend und K. Feldmann²⁾ über Untersuchungen an Chrom-Mangan-Einsatzstählen, deren Zusammensetzung in Zahlentafel 3 angegeben ist. Im Vergleich mit den Chrom-Mangan-Einsatzstählen EC 80 und EC 100 nach DIN E 1664 weisen sie einen höheren Mangan-gehalt auf, während der Chromgehalt aller Stähle den Vorschriften für EC 80 entspricht. Die Schmelzungen von 100 kg wurden in zwei Blöcke geteilt, die mit 0,01 oder 0,08% Al desoxydiert wurden, so daß ein γ -Mittelkorn- und ein γ -Feinkornstahl gleicher chemischer Zusammensetzung erhalten wurde. Die Festigkeitswerte im normalgeglühten Zustand entsprechen den Normvorschriften für EC 80 und EC 100, nur die Schmelzung 368 weist als Mittelkornstahl eine höhere Zugfestigkeit auf. Die Zugfestigkeit der γ -Feinkornstähle mit 0,08% Al liegt meist um 1 bis 10 kg/mm² niedriger als die der Mittelkornstähle mit 0,01% Al; die Lage der Probe zur Walzrichtung zeigt einen geringeren Einfluß. Die Kerbschlagzähigkeitswerte sind als günstig zu bezeichnen, sind jedoch mit anderen Arbeiten schwer zu vergleichen, da Spitzenkerben (Proben von 10 × 10 × 55 mm³ mit 3 mm tiefem Spitzkerb von 45° bei r = 0,5) gewählt sind.

Zur Bestimmung der Kernfestigkeit des eingesetzten Werkstoffes wurden Zerreiß- und Kerbschlagproben blind gehärtet. Die Zugfestigkeiten dieser Proben liegen meist nur wenig über denen der normalgeglühten Abschnitte. Auch hier sind die γ -Mittelkornstähle den Feinkornstählen in der Zugfestigkeit überlegen. Die in den Normen für

²⁾ Deutsche Kraftfahrtforschung im Auftrage des Reichsverkehrsministeriums, Heft 72 (1942) S. 9/12.

Zahlentafel 2. Vorgeschlagene Chrom-Silizium-(Vanadin-)Austauschstähle.

Bezeichnung	Austausch für ¹⁾	C %	Si %	Mn %	Cr %	V %
VCS 150	VCMo 135	0,35 bis 0,40	0,4 bis 0,7	0,8 bis 1,1	0,8 bis 1,1	—
VCS 180	VCMo 140	0,35 bis 0,40	0,6 bis 0,9	0,9 bis 1,2	0,9 bis 1,2	0,1 bis 0,2
VCS 200	VCMo 140	0,3 bis 0,40	0,8 bis 1,1	0,9 bis 1,2	0,9 bis 1,2	—
VCS 220	VCMo 240	0,35 bis 0,45	0,8 bis 1,2	1,0 bis 1,3	1,0 bis 1,3	0,1 bis 0,2

¹⁾ Nach DIN-Vornorm 1663.

EC 80 und EC 100 vorgesehenen Kernfestigkeiten wurden nicht erreicht, während gegen die Stähle gleicher Zugfestigkeit EC 30 und EC 60 nach DIN E 1664 der Legierungsaufwand beachtlich erhöht worden ist. Die Kerbschlagzähigkeitswerte sind für die Stähle 369 und 370 durch die Vergütung erhöht worden, dagegen nicht für die anderen beiden Schmelzungen.

Zahlentafel 3. Chemische Zusammensetzung der untersuchten Einsatzstähle

Bezeichnung ¹⁾	C %	Si %	Mn %	Cr %
368	0,15	0,13	1,85	1,05
369	0,19	0,15	1,3	0,96
370	0,21	0,25	1,32	0,82
371	0,13	0,15	1,82	0,99

¹⁾ Je ein Block wurde mit 0,01 % Al (I) oder 0,08 % Al (II) abgegraben

Durch Einsatzversuche in den Einsatzmitteln CMD 12 und CMD 13 bei 800 bis 950 ° und 5 bis 20 h Dauer wurde festgestellt, daß Karbidbildungen nicht auftreten. Die Eindringtiefe steigt mit der Einsatzzeit und mit der Einsatzzeit (Bild 3). Leider fehlen Angaben, wie die Eindringtiefe gemessen worden ist. Als günstigste Temperatur für die Erzielung einer hohen Randhärte wurde für alle Stähle 850 ° ermittelt, wobei Vickers-Härten von 700 bis 820 Einheiten gefunden wurden.

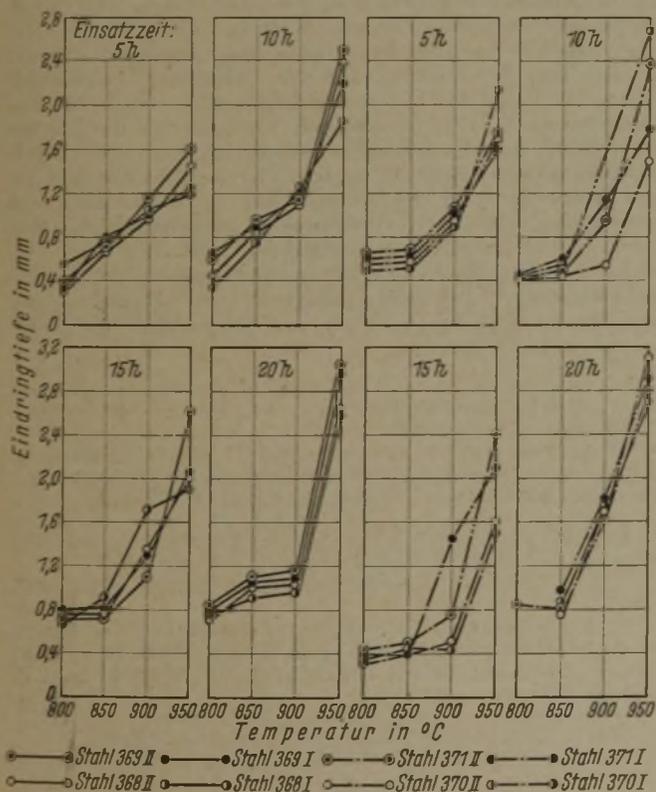


Bild 3. Ergebnisse von Einsatzversuchen mit Chrom-Mangan-Stählen nach Zahlentafel 3.

Als Einsatzstahl mit höherer Kernfestigkeit wird der Stahl mit 0,15 % C, 1,8 % Mn und 1 % Cr, für höhere Kernzähigkeit der Stahl mit 0,21 % C, 1,3 % Mn und 0,8 % Cr an Stelle der Chrom-Molybdän-Stähle vorgeschlagen; für diese werden Kernzugfestigkeiten von 85 kg/mm² bei einer Kerbschlagzähigkeit von 6 mkg/cm² bzw. 66 kg/mm² bei 12 mkg/cm² genannt.

Alfred Krisch.

Der Stand der Steinkohlenveredlung

[Fortsetzung von Seite 738]

Teer

Die Abtrennung des Teeres vom wässrigen Kondensat kann durch einfache Maßnahmen — u. a. Rückführung des Gaskühlerkondensats in die Vorlage und dadurch Erniedrigung der Dichte des wässrigen Kondensats, Verlegung der Saugleitung mit Gefälle bis zur Teersenke, Anordnung eines beheizten Teerentwässerungsbehälters hinter dem ununterbrochen durch Schwimmer gesteuerten Teerscheidebehälter — sehr wirksam gestaltet werden, wie W. Gras⁷⁰⁾ kürzlich in einem sehr bemerkenswerten Vortrag über „Fortschritte und Erkenntnisse in der Verarbeitung des Destillationsgases der Kokereien“ ausführte. Die Verarbeitung des Teeres geschieht meist zusammengefaßt in großen Teerdestillationen, auf denen sich die fortlaufende Destillation in Röhrenöfen immer mehr einbürgert. Ein Verfahren zur Fraktionierung von Teer (und auch Leichtöl) durch stufenweise Entspannung nach Druckerhitzung im Röhrenofen beschreibt M. Alfs⁷¹⁾. Bei der Blasendestillation des Teeres sind dadurch Fortschritte erzielt worden, daß unter Fortfall des Rücklaufkondensators in die Rektifizierkolonne das jeweilige Fertigerzeugnis als Rücklauf aufgegeben wird⁷²⁾, wodurch besonders Verstopfungen vermieden werden.

Ueber die Ergebnisse der Steinkohlenteerforschung der letzten 30 Jahre erstattete O. Kruber⁷³⁾ einen umfassenden Bericht; gemeinsam mit anderen Forschern gelang ihm die Isolierung weiterer Bestandteile⁷⁴⁾ des Steinkohlenteers. Schließlich soll ein neues physikalisch-chemisches Verfahren⁷⁵⁾ zur Bestimmung von Einzelbestandteilen in Teerölen erwähnt werden, das z. B. bei der Naphthalinbestimmung gute Dienste leistet.

Besondere Beachtung findet unter den heutigen Zeitverhältnissen die Herstellung plastischer Massen aus Steinkohlenteerpechen, die an verschiedenen Stellen mit Erfolg bearbeitet wurde. Ueber die den Verwendungszwecken anzupassenden Verfahren berichtete H. Walther⁷⁶⁾. Bei der erhöhten Nachfrage nach Pech für Brikettier- und Hydrierzwecke erlangen jedoch auch die Verfahren zur Gewinnung plastischer Massen unmittelbar aus Steinkohle besondere Bedeutung; derartige Massen können mit bestem Erfolg dort verwendet werden, wo man bisher auf die natürlichen Bitumina angewiesen war.

Steinkohlenbrikettierung

Auf dem Gebiete der Steinkohlenbrikettierung sind die bereits im letzten Querschnittsbericht erwähnten Maßnahmen zur Pecheinsparung durch den Verein für die bergbauischen Interessen, Essen, weiterhin gefördert worden. Die Bestrebungen zur Pecheinsparung erstrecken sich zunächst auf die Herabminderung des Pechzusatzes, wobei je nach Brikettform und -größe eine Mindestmenge an Pech Berücksichtigung findet, selbst wenn die Druckfestigkeit etwas abfällt. Eine weitere Möglichkeit zur Pecheinsparung ist der teilweise oder gänzliche Ersatz des Pechs durch andere Bindemittel, z. B. Sulfitablauge, andestillierte Hydrierrückstände und anhydrierte Kohle. Der völlige Ersatz des Brikettpechs durch Sulfitablauge hat keine praktische

⁷⁰⁾ Glückauf 78 (1942) S. 57/61 u. 73/76 (Kokereiaussch. 84).

⁷¹⁾ Glückauf 77 (1941) S. 443/44.

⁷²⁾ Hoffmann, H.: Teer und Bitumen 40 (1942) S. 95/101.

⁷³⁾ Ber. dtsh. chem. Ges. 73 (1940) S. 1174/75, 1178 u. 1184; 74 (1941) S. 1688 u. 1693.

⁷⁴⁾ Angew. Chem. 53 (1940) S. 69/74; s. a. Trefny, F., Oel u. Kohle 38 (1942) S. 766/70 (Verzeichnis der bisher im Teer nachgewiesenen Bestandteile).

⁷⁵⁾ Ibing, G.: Angew. Chem. 53 (1940) S. 60/65 u. 129. Vgl. hierzu L. Ebert: ebenda, S. 128/29.

⁷⁶⁾ Korrosion u. Metallsch. 17 (1941) S. 351/60; s. a. Deubver, G.: Glückauf 76 (1940) S. 688/89. Ueber „Teplmassen“ s. Daeves, K., H. Klas und H. Schlumberger: Korrosion u. Metallsch. 16 (1940) S. 339/41.

Bedeutung, da die auf diese Weise hergestellten Briketts wasserempfindlich und damit wetterunbeständig sind, so daß sie nach kurzer Zeit zerfallen. Günstigere Aussichten bietet der teilweise Ersatz des Pechs durch Sulfitablauge nach einem Verfahren von Schüchtermann-Kremer-Baum in Herne. Hierbei werden von den im Durchschnitt bei der üblichen Brikettierung benötigten 6 Gew.-% Pech etwa die Hälfte, d. h. 3 Gew.-%, durch 6 Gew.-% eingedickte Sulfitablauge (31^o Bé) ersetzt, so daß insgesamt 9 Gew.-% Bindemittel eingesetzt werden müssen. Die auf diese Weise hergestellten Briketts haben gewisse feuerungstechnische Vorzüge für Hausbrandzwecke und zeichnen sich im allgemeinen durch eine zufriedenstellende Wetterbeständigkeit aus. Mehrere Brikettfabriken des Westens werden zur Zeit auf diese Arbeitsweise umgestellt.

Der Ersatz des Steinkohlenteerpechs durch andestillierte Hydrierrückstände ist im Versuchsbetrieb erprobt worden, jedoch stellen sich der großtechnischen Umstellung eine Reihe von Schwierigkeiten entgegen. Als Nachteile ergeben sich Verschlechterungen der Briketts durch Erhöhung des Aschengehalts sowie Verteuerungen, die durch die Höhe des Bindemittelzusatzes und dessen Preis frei Brikettfabrik bedingt sind.

Anhydrierte Kohle als Bindemittel für die Brikett-erzeugung bietet einen vollwertigen Ersatz für Steinkohlenteerpech. Dieses Bindemittel wird nach einem Verfahren der I.-G. Farbenindustrie im Wege der Kurzhydrierung hergestellt. Hierbei ist aber zu berücksichtigen, daß zur Ablösung von Steinkohlenteerpech entsprechende Anlagen erst erstellt werden müssen. Ausschlaggebend für die Anwendung dieses neuen Bindemittels dürfte die Preisgestaltung sein.

Auf dem Gebiet der bindemittellosen Brikettierung sind in den Berichtsjahren keine weiteren Fortschritte erzielt worden. Die Wirtschaftlichkeit bindemittelloser Verpressung ist vorwiegend abhängig von der Durchsatzleistung der Pressen. Die Gutehoffnungshütte AG. entwickelt zur Zeit eine Vierstempelpresse, die demnächst in Betrieb kommen soll. Ueber die Durchsatzleistung können noch keine Angaben gemacht werden, jedoch bleibt zu hoffen, daß die Brikettierungskosten sich in erträglichen Grenzen bewegen werden. Weitere Arbeiten zur bindemittellosen Verpressung sind bei der Firma F. Herglotz in Unterreichenau im Gange, wo in Gemeinschaft mit dem Krupp-Grusonwerk, Magdeburg, eine neue Ringwalzenpresse entwickelt wird.

Die Untersuchung von Brikettpechen erfolgt nach den seit langem bewährten Verfahren, so daß hierauf nicht näher eingegangen zu werden braucht. Ergänzend sei lediglich auf Untersuchungen von H. Mallison⁷⁷⁾ hingewiesen, die sich auf die Analyse von Brikettpech erstrecken. Aufbauend auf den Arbeiten von W. Demann⁷⁸⁾ sowie H. Broche und H. Nedelmann⁷⁹⁾ wurde versucht, das bekannte Prüfverfahren zu vereinfachen, wobei das Benzollösliche, das Benzinunlösliche und das Benzinlösliche bestimmt werden. G. Hönlig D'Orville und E. Edlinger⁸⁰⁾ berichteten über Untersuchungen der Plastizität und Binde-fähigkeit von Sulfitablaugen mit dem von A. Noll⁸¹⁾ vor einigen Jahren entwickelten Plastokop.

Koksofengas

Das Koksofengas wird in immer weiter steigenden Mengen als Ferngas abgesetzt. Die Fortschritte in der Technik der Ferngasversorgung sind von W. Wunsch⁸²⁾ dargelegt worden, so daß hier der Hinweis genügt, daß überall dort, wo der hohe Heizwert nicht unbedingt erforderlich ist, sich allmählich ein Ersatz des Koksofengases durch Schwachgas vollzieht, z. B. für die Unterfeuerung der Koksöfen. Außer als Stadt- und Industrieheizgas wird das Koksofengas aber weitgehend zur Gewinnung seiner Bestandteile⁸³⁾ herangezogen, unter denen vor allem Wasserstoff für Hydrierwerke, Methan und andere Kohlenwasserstoffe (Gasol) als

Treibgas und die ungesättigten Olefine als Ausgangsstoffe für die chemische Industrie in Betracht kommen.

Durch genügende Kühlung des Gases, z. B. mit Hilfe einer Dampfstrahl-Kälteanlage, können im weiteren Weg des Gases möglicherweise auftretende Schwierigkeiten bei der Auswaschung von Ammoniak, Schwefel und Naphthalin vermieden werden⁷⁰⁾; ihr ist deshalb vermehrte Aufmerksamkeit zu widmen.

Die im Zuge der Gasreinigung⁸⁴⁾ durchzuführende Entschwefelung des Gases geschieht nach wie vor hauptsächlich nach dem Trockenreinigungsverfahren mittels Gasreinigungsmasse. Eine ganze Anzahl von Veröffentlichungen⁸⁵⁾ beschäftigt sich aber mit Betriebserfahrungen oder Entwicklungsarbeiten auf dem Gebiete der „nassen“ Gasentschwefelung. Zu nennen sind hier besonders das Koppers-Pottasche-Druckverfahren⁸⁶⁾, das Staatsmijnen-Otto-Verfahren⁸⁷⁾ und das Thylox-Verfahren⁸⁸⁾, über die ausführliche Berichte vorliegen.

Das Bestreben, den im Koksofengas enthaltenen Schwefel möglichst vollständig nutzbar zu machen, lenkt die Aufmerksamkeit auf solche Verfahren, die eine wirtschaftliche Entschwefelung auch des Unterfeuerungsgases gestatten. Als solches scheint vor allem die zusammengefaßte Auswaschung des Ammoniaks und Schwefelwasserstoffs⁸⁹⁾ in Betracht zu kommen, die an mehreren Stellen gleichzeitig bearbeitet wurde und nach dem Collin-Saargruben-Verfahren seit 1½ Jahren großtechnisch betrieben wird. Sie beruht auf neuen, über die bisherigen Grundlagen⁹⁰⁾ der Ammoniak-Schwefel-Wäsche hinausgehenden Erkenntnissen, die kürzlich eingehend dargelegt wurden⁹¹⁾. Ausschlaggebend für die Wirtschaftlichkeit dieser Gruppe von Verfahren ist die Senkung des für die Entsäuerung des Ammoniakwassers⁹²⁾ aufzuwendenden Dampfverbrauchs, der nach Vorschlägen der Firma Koppers⁹³⁾ besonders niedrig gehalten werden kann.

Das im Gas und Gaswasser enthaltene Ammoniak wird fast ausschließlich als Ammonsulfat nach dem halbdirekten oder indirekten Verfahren gewonnen, wobei sich die Feld-, Stufen- und Drehwäscher nach A. Weindel den bekannten Hordenwäschern bezüglich Raum- und Werkstoffbedarf, Anlagekosten und Wirkung als überlegen gezeigt haben⁷⁰⁾⁹⁴⁾. Die Destillation des Ammoniakwassers, der Bau und die Wirkungsweise der Abtreiber⁹⁴⁾ sowie der Sättiger⁹⁵⁾ und die Nebeneinrichtungen⁹⁶⁾ sind sehr ausführlich von A. Thau behandelt worden. Um die für die Herstellung von Ammonsulfat erforderlichen beträchtlichen Mengen Schwefelsäure für andere Zwecke freizumachen, ist man heute bestrebt, die Anlagen auf die Gewinnung des Ammoniaks in Form von Starkwasser umzustellen, das zentralen Stellen zur Weiterverarbeitung zugeführt wird. Als solche kommt die Ueberführung in Ammonnitrat⁹⁷⁾, Ammonbikarbonat⁹⁸⁾, Diammonphosphat⁹⁹⁾, Kalkammonsalpeter oder Harnstoff in Frage, deren Herstellung auch für Koke-reien erwogen wurde.

⁸⁴⁾ Ueber Fortschritte auf dem Gebiet der großtechnischen Betriebsapparaturen vgl. Waeser, B.: Chem. Fabrik 14 (1941) S. 214/20.

⁸⁵⁾ Ahlen, A. van: Glückauf 77 (1941) S. 481/87 u. 493/501; Génie civ. 118 (1941) S. 158/60. Rosendahl, F.: Gas- und Wasserfach 84 (1941) S. 463/67 u. 477/83.

⁸⁶⁾ Ahlen, A. van: Glückauf 77 (1941) S. 493/96. Fitz, W.: Brennst.-Chemie 21 (1940) S. 222/25. Gras, W.: Glückauf 78 (1942) S. 73/75.

⁸⁷⁾ Leithe, F.: Brennst.-Chemie 22 (1941) S. 27/34, 49/57 u. 65/71.

⁸⁸⁾ Ahlen, A. van: Glückauf 77 (1941) S. 482/85; zu der im letzten Bericht angeführten Arbeit von P. Heuser: Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 88, Fußnote 104, vgl. Glückauf 76 (1940) S. 257.

⁸⁹⁾ Scheer, W.: Arch. bergbaul. Forsch. 3 (1942) S. 36/42; ergänzt durch Glückauf 78 (1942) S. 765/66.

⁹⁰⁾ Eyman, C.: Gas- u. Wasserfach 84 (1941) S. 573/79.

⁹¹⁾ Lohrmann, H., und P. Stoller: Arch. bergbaul. Forsch. 3 (1942) S. 43/48.

⁹²⁾ Umbach, H.: Arch. bergbaul. Forsch. 3 (1942) S. 49/54.

⁹³⁾ Zur rechnerischen Behandlung vgl. G. Düwel: Gas- u. Wasserfach 84 (1941) S. 454/59.

⁹⁴⁾ Thau, A.: Oel u. Kohle 37 (1941) S. 217/29.

⁹⁵⁾ Thau, A.: Oel u. Kohle 37 (1941) S. 302/15.

⁹⁶⁾ Thau, A.: ebenda, S. 411/21.

⁹⁷⁾ Dohse, H.: Ber. Ges. Kohlentechn. 5 (1939/42) S. 158/66; Umbach, H.: Chem. Fabrik 13 (1940) S. 253/56.

⁹⁸⁾ Klemp, W., E. Littmann u. B. Löpman: Ber. Ges. Kohlentechn. 5 (1939/42) S. 206/25.

⁹⁹⁾ Klemp, W., E. Littmann: ebenda, S. 226/40.

⁷⁷⁾ Glückauf 75 (1939) S. 988/89.

⁷⁸⁾ Brennst.-Chemie 14 (1933) S. 121/23.

⁷⁹⁾ Glückauf 69 (1933) S. 233/40 u. 257/67.

⁸⁰⁾ Angew. Chem. 54 (1941) S. 481/82.

⁸¹⁾ Einheitsmethoden für die Untersuchungen von Sulfidstoff- und Papierchemiker und -ingenieure.

⁸²⁾ Z. VDI 84 (1940) S. 2/10.

⁸³⁾ Guver, G.: Monatsbull. schweiz. Ver. Gas- u. Wasserfachm. 20 (1940) S. 1/9.

Auf die Abscheidung der im rohen Ammoniakwasser vorhandenen Phenole¹⁰⁰) wird größter Wert gelegt; als Extraktionsmittel werden neuerdings Phenosolvan (ein Gemisch aliphatischer Ester)¹⁰¹) und Braunkohlenteerfraktionen¹⁰²) vorgeschlagen. Günstige Erfahrungen wurden, allerdings in Braunkohlenschwelereien, mit dem Dampfumwälzverfahren¹⁰³) und, beim biologischen Abbau der im entphenolten Wasser noch enthaltenen Restmengen, mit dem „P-Verfahren“¹⁰⁴) gemacht. Die Verfahren zur Reinigung und Beseitigung von Schwel- und Gaswässern hat unter Anführung zahlreichen Schrifttums W. Becher¹⁰⁵) kritisch untersucht. Im Zusammenhang mit der Gewinnung der Phenole sei auf eins ihrer Hauptverwendungsgebiete hingewiesen: die Herstellung der deutschen Kunststoffe und ihre Anwendung in der Technik, die ein Aufsatz von H. Knaust¹⁰⁶) behandelt, während die Bildung und der Bau von Phenoplasten von H. v. Euler¹⁰⁷) dargelegt wird. Neben Phenolen kommen bekanntlich auch die später erwähnten aliphatischen Grundstoffe in Betracht, deren Verarbeitung zu neuen Kunst- und Spinnstoffen über die Polyester und Polyamide K. Maurer¹⁰⁸) beschreibt.

Die Gewinnung des Benzols aus dem Gas ist weiter vervollkommen worden. Wird das Gas zwecks Abgabe als Ferngas verdichtet, so ist die Auswaschung des Benzols wie auch des Ammoniaks und unter Umständen des Schwefelwasserstoffs unter Druck ohne Mehrkosten besonders wirksam durchführbar¹⁰⁹). Der Waschölverbrauch konnte durch gesonderte Aufarbeitung des umlaufenden Waschöls beträchtlich gesenkt und die Benzolwaschung auch hierdurch verbessert werden¹¹⁰), so daß ein Benzolgehalt von unter 2 g/m³ Endgas heute die Regel bildet; auch mit Sonderwaschölen und Hydrierölen sind gute Erfahrungen gemacht worden. Der Chemismus der Waschölverdickung ist von R. Kattwinkel¹¹¹) sowie W. Oppelt und W. Münz¹¹²) untersucht worden. Für die einheitliche Errechnung der Waschölverluste hat kürzlich die Firma Fried. Krupp Richtlinien¹¹³) ausgearbeitet, die der Verein für die bergbaulichen Interessen empfiehlt, während Th. Weber¹¹⁴) Vorschläge für einheitliche Ueberprüfung, Berechnung und Verbesserung bestehender Benzolgewinnungsanlagen ausgearbeitet hat. Den physikalischen Grundlagen der Benzolwaschöldestillation und ihrer Anwendung auf die Berechnung der Benzolabtreiber¹¹⁵) sowie den Sättigungs- und Löslichkeitsbeziehungen¹¹⁶) ist dabei größter Wert beizumessen. Außer dem Schrifttum über Herstellung, Gewinnung und Reinigung von Benzol¹¹⁷) hat F. Rosendahl auch das über die Wirksamkeit der Abtreiber¹¹⁸) zusammengestellt. Gegenüber der üblichen Reinigung des Rohbenzols mit 60gradiger Schwefelsäure lassen sich durch andere Verfahren Mehrausbringen an Motorenbenzol von 3 bis 4 % erzielen; besonders geeignet scheint die Reinigung durch Druckerhitzung¹¹⁹). Neben anderen Vorteilen bietet dieses Verfahren eine Gleichmäßigkeit des Enderzeugnisses, die, wie die Harzbildnerprobe nach der Alkaliwäsche beweist, nicht etwa auf der Anwesenheit von hemmenden Stoffen beruht. In diesem Zusammenhang ist eine Uebersicht über einige Alterungsschutz-

mittel¹¹⁷) sowie über die Herstellung, Prüfung und Verwendung der bei der Benzolwäsche gewinnbaren Cumaronharze¹²⁰) bemerkenswert. Das Waschölverfahren zur Abtrennung des Benzols wird an Wirksamkeit durch die Adsorptionsverfahren übertroffen, deren Anwendung dann angezeigt ist, wenn die abzuscheidenden Bestandteile einen niedrigen Siedepunkt oder eine geringe Konzentration aufweisen und das Gas genügend frei von Staub- und Teerbestandteilen ist, wie dies z. B. bei den Restgasen der Benzinsynthese der Fall ist. Die Gasolgewinnung aus diesen Gasen mittels „Supersorbon“-Kohle beschreiben H. Herbert und H. Rüping¹²¹), während F. Rosendahl¹²²) die Anwendung des Benzorhonverfahrens zur Benzolgewinnung aus Kohlen gasen schildert. Die physikalischen Grundlagen der Benzoladsorption an A-Kohle¹²³) waren verschiedentlich Gegenstand eingehender Forschung. Für das Ferngas ist schließlich eine gute Entnaphthalinung¹²⁴) und Trocknung besonders wichtig. Die erstgenannte wird entweder unter Ferngasdruck in Verbindung mit einer Tiefkühlanlage mittels Tetralinwäsche oder — mit einer Chlorkalziumtrocknung verbunden — mittels Anthrazenölwäsche bewirkt. Auf die Vorteile, die eine Auswaschung des Benzols unter Druck für die Entnaphthalinung mit sich bringt, hat kürzlich Gras¹⁰⁹) hingewiesen.

Druckhydrierung und Treibstoffsynthese

Die Hochdruckhydrierung der Kohle liefert zur deutschen Kraftstoffversorgung ihren bekannten, ausschlaggebenden Beitrag. Hierüber¹²⁵) sowie über die bei der Hydrierung sich abspielenden Reaktionen und ihre Beeinflussung¹²⁶) hat M. Pier berichtet, während den Stand des Verfahrens O. Hedicke¹²⁷) geschildert hat. Die große Zahl ausländischer Veröffentlichungen auf diesem Gebiet läßt erkennen, daß heute auch außerhalb Deutschlands eine richtige Einschätzung der Hydrierverfahren sich anbahnt. Auch für die Gewinnung von Phenolen bietet die Steinkohlenhydrierung neue Möglichkeiten, da in den Sumpfhaseölen gegenüber dem Kokereiteer auf Kohle bezogen die 75fache Menge an Phenol, Kresolen und Xylenolen enthalten ist¹²⁸).

Für die Druckextraktion der Kohle wird als Lösungsmittel an Stelle des bisher benutzten Gemisches aus Tetralin und Phenolen eine phenolhaltige Absiedung des Hydrierungserzeugnisses der Extraktlösung vorgeschlagen¹²⁹).

Die Benzinsynthese¹³⁰) ist inzwischen weiter vervollkommen worden. Durch Anwendung der sogenannten Mitteldrucksynthese wird die Ausbeute an höhersiedenden Paraffinen¹³¹) erhöht, die heute nicht nur als Rohstoffe für die Fettsäuregewinnung¹³²) besonders erwünscht sind. Neue katalytische Aufbereitungsverfahren für die Primärerzeugnisse mit dem Ziel, ihre Klopffestigkeit zu erhöhen, beschreibt H. Velde¹³³). Im Ausland werden auf Grund von Lizenzverträgen einige Anlagen nach Fischer-Tropsch betrieben, so z. B. in Japan, wo auch eifrig an der Grundlagenforschung gearbeitet wird¹³⁴). Steigende Beachtung ist auch in den östlichen angelsächsischen Ländern festzustellen¹³⁵). Für

¹⁰⁰) Rosendahl, F.: Teer u. Bitumen 39 (1941) S. 21/24, 33/35 u. 41/42.

¹⁰¹) Dierichs, A.: Techn. Mitt., Essen, 35 (1942) S. 19/20. Chem. Techn. 15 (1942) S. 144/45; Chemiker-Ztg. 66 (1942) S. 288/93.

¹⁰²) Kersten, E.: Braunkohle 40 (1941) S. 281/88.

¹⁰³) Just, H.: ebenda, S. 245/49 u. 259/63.

¹⁰⁴) Schmidt, H.: Braunkohle 40 (1941) S. 365/69 u. 381/84.

¹⁰⁵) Gas- u. Wasserfach 85 (1942) S. 459/68.

¹⁰⁶) Glückauf 77 (1941) S. 469/75.

¹⁰⁷) Angew. Chem. 54 (1941) S. 458/61.

¹⁰⁸) Ebenda, S. 389/91.

¹⁰⁹) Gras, W.: Glückauf 78 (1942) S. 60/61 u. 75/76.

¹¹⁰) Brüggemann, K.: Glückauf 76 (1940) S. 369/77; s. a. Techn. Mitt. Krupp 6 (1938) S. 64/70.

¹¹¹) Brennst.-Chemie 22 (1941) S. 37/41.

¹¹²) Glückauf 78 (1942) S. 589/91.

¹¹³) Glückauf 78 (1942) S. 477/80; Oel u. Kohle 38 (1942) S. 1262/66.

¹¹⁴) Glückauf 76 (1940) S. 43/47.

¹¹⁵) Koepfel, C.: Mitt. Forsch.-Anst. Gutehoffn. 7 (1939) S. 169/83.

¹¹⁶) Koepfel, C.: Gas- u. Wasserfach 83 (1940) S. 73/79; Müller, F., F. Freude und P. Kaunert: ebenda, S. 521/27.

¹¹⁷) Oel u. Kohle 35 (1939) S. 774/77; 36 (1940) S. 229/43; 37 (1941) S. 155/58. Teer u. Bitumen 40 (1942) S. 123/25.

¹¹⁸) Chem. Apparatur 27 (1940) S. 241/43. Techn. Bl., Düsseld., 31 (1941) S. 189/90.

¹¹⁹) Niggemann, H.: Glückauf 76 (1940) S. 295/96.

¹²⁰) Boye, E.: Chemiker-Ztg. 64 (1940) S. 357/60.

¹²¹) Chem. Fabrik 13 (1940) S. 149/53.

¹²²) Chemiker-Ztg. 65 (1941) S. 245/48; Oel u. Kohle 37 (1941) S. 155/58.

¹²³) Fellmann, H.: Monatsbull. schweiz. Ver. Gas- u. Wasserfachm. 20 (1940) S. 52/62, 71/80, 87/95 u. 102/07; Müller, F., F. Freude und P. Kaunert: Gas- u. Wasserfach 84 (1941) S. 65/71.

¹²⁴) Rosendahl, F.: Oel u. Kohle 37 (1941) S. 234/36.

¹²⁵) Vierjahresplan 4 (1940) S. 843/46.

¹²⁶) Trans. Faraday Soc. 35 (1939) S. 967/79.

¹²⁷) Z. kompr. flüss. Gase 35 (1940) S. 51/60, 71/76; Brennst.-Chemie 22 (1941) S. 13/19.

¹²⁸) Moehrle, E. und F. Bauerfeld: Angew. Chem. 52 (1939) S. 185/86.

¹²⁹) DRP. 710 867 vom 14. Jan. 1937. Ital. Patent 380 677 vom 22. Febr. 1940; vgl. Chem. Zbl. 113 (1942) II, S. 2760.

¹³⁰) Rosendahl, F.: Oel u. Kohle 36 (1940) S. 340/49.

¹³¹) Fischer, F. und H. Pichler: Ber. dtsh. chem. Ges. 72 (1939) S. 327/30. Koch, H. und R. Billig: Brennst.-Chemie 21 (1940) S. 157/67. Pichler, H. und H. Buffleb: ebenda, S. 257/64, 273/80 u. 285/88.

¹³²) Wittka, F.: Gewinnung der höheren Fettsäuren durch Oxidation der Kohlenwasserstoffe. Leipzig 1940.

¹³³) Oel u. Kohle 37 (1941) S. 143/48.

¹³⁴) Verschiedene Veröffentlichungen in Sci. Pap. Inst. phys. chem. Res., Tokyo, und J. Soc. chem. Ind., Japan.

¹³⁵) Howat, D.: Chem. Age 44 (1941) S. 57/60. Herington, E. F. G. und L. A. Woodward: ebenda, S. 958/67; Brennst.-Chemie 20 (1939) S. 319/24. Craxford, S. R.: Trans. Faraday Soc. 35 (1939) S. 946/58.

den Ausbau der Synthese gewinnen die Verfahren zur Bereitstellung genügender Mengen von Synthesegas¹³⁶⁾ eine immer größere Bedeutung. Dasselbe gilt für die Gewinnung von Wasserstoff nach verschiedenen Verfahren¹³⁷⁾ als Grundstoff der Kohlenhydrierung. Die infolge ihres hohen Gehalts von Kohlenwasserstoffen sehr heizkräftigen Restgase der Benzinsynthese oder Kohlenhydrierung können zur Aufbesserung des Heizwertes von Wassergas dienen, soweit sie nicht der chemischen Weiterverarbeitung zugeführt werden; denn gerade die Chemie der Aliphaten hat in neuerer Zeit auch großtechnisch eine bedeutende Entwicklung erfahren¹³⁸⁾. Als Ausgangsstoffe eignen sich besonders die ungesättigten Olefine, über deren Darstellung durch thermische Spaltung höhersiedender Kogasfraktionen im Kaiser-Wilhelm-Institut für Kohlenforschung in Mülheim weitere Arbeiten im Gange sind¹³⁹⁾. Ueber die Möglichkeiten, aus den niedrigmolekularen Kohlenwasserstoffen aliphatische Benzine zu synthetisieren, hat kürzlich W. Scheer¹⁴⁰⁾ zusammenfassend berichtet. Die Herstellung normgerechten Stadtgases in Verbindung mit der Benzinsynthese hat H. Pichler¹⁴¹⁾ behandelt.

Wolfram Scheer und Paul Lameck.
(Schluß folgt.)

Buchbesprechungen

Thum, August, Professor Dr., und Dr.-Ing. Armin Erker:
Gestaltfestigkeit von Schweißverbindungen.

Mit 120 Bildern und 18 Zahlen- u. Rechentaf. Berlin NW 7:
VDI-Verlag, G. m. b. H., 1942. (VIII, 141 S.) 8°. Brosch.
10 RM, für VDI-Mitglieder 9 RM.

(Mitteilungen der Materialprüfungsanstalt an der Technischen Hochschule Darmstadt. Hrsg. von Professor Dr. A. Thum. Heft 10.)

Im Jahre 1936 gab der VDI-Fachauschuß für Schweißtechnik „Anleitungsblätter für das Schweißen im Maschinenbau“¹⁾ heraus, um dem weniger erfahrenen Konstrukteur das schweißgerechte Gestalten zu erleichtern. Die seinerzeit von B o b e c k zusammengestellten Festigkeitsunterlagen und Sicherheitsbeiwerte stützten sich mehr auf Schätzungen als auf zuverlässige Versuchsergebnisse. Mit der vorliegenden Veröffentlichung haben die Verfasser in vorbildlicher Weise eine kritische Sichtung eigener Versuche und des umfangreichen Schrifttums vorgenommen und das seinerzeit von B o b e c k vorgeschlagene Berechnungsverfahren auf zuverlässigen Versuchsergebnissen neu aufgebaut.

In gedrängter Form werden die Vorgänge beim Schweißen, die Änderungen des Gefüges und der Eigenschaften, die Entstehung der Wärmespannungen, die Gefahrenquellen für Warm- und Härterisse sowie der Einfluß äußerer und innerer Kerben auf die Gestaltfestigkeit der Schweißverbindungen besprochen. Breiteren Raum nehmen die eigenen Versuche und die kritische Auswertung der Dauerversuche an Schweißverbindungen, hier insbesondere der Einfluß der äußeren und inneren Kerben, der Eigenspannungen und der konstruktiven Gestalt ein.

Unter den Kerben, die die Dauerfestigkeit einer Schweißverbindung herabsetzen können, stellt bekanntlich die Einbrandkerbe die schärfste Kerbe dar. Sie vermindert die Dauerfestigkeit gegenüber der des Grundwerkstoffes bei weichen Stählen je nach ihrer Schärfe um 30 bis 50 %, bei Stählen höherer Festigkeit um 40 bis 60 %. Durch sorgfältiges Abarbeiten der Einbrandkerben um 0,2 bis 0,3 mm kann die Dauerfestigkeit des Grundwerkstoffes erreicht werden. Gegenüber der Kerbwirkung tritt der Einfluß der Eigenspannungen besonders bei weichen Stählen zurück. Druckeigenspannungen erhöhen die Dauerfestigkeit im allgemeinen

mehr, als die entsprechenden Zugeigenspannungen sie vermindern können. Bei ungleichmäßig beanspruchten Konstruktionen kann man von der günstigen Wirkung eines geeigneten Wärmespannungssystems Gebrauch machen.

Nach einer kritischen Bewertung der einzelnen Einflußgrößen, die die Gestaltfestigkeit einer Schweißverbindung bestimmen, werden die Grundlagen der Berechnung und ihre Grenzen abgesteckt mit dem Ziel, die Gestaltfestigkeit einer Schweißkonstruktion ohne Dauerversuche größenordnungsmäßig abzuschätzen. Ausgehend von der Dauerfestigkeit des Grundwerkstoffes im Lieferzustand werden mit Hilfe von Reihentafeln die einzelnen Einflüsse, die die Haltbarkeit der Verbindung herabsetzen können, getrennt erfaßt und durch Vergleich mit den vorhandenen Versuchunterlagen in ihrer Größe ermittelt. Dieser Rechengang entspricht im Endergebnis einem Aufteilen der früher üblichen Sicherheitszahl in einzelne Werte mit dem Ziel, die Zeit- oder Dauerfestigkeit eines Konstruktionselementes zuverlässiger als bisher zu erfassen.

Dieses Rechenverfahren ist als ein erster Versuch anzusehen; es zeigt dem Konstrukteur und dem Werkstattemann einen verhältnismäßig einfachen und doch zuverlässigen Weg zur Bemessung der dauerbruchsicheren Schweißkonstruktion und erspart ihm ein zeitraubendes Nachsuchen von Versuchsergebnissen im Schrifttum.

In der großen Zahl der inzwischen aus der Materialprüfungsanstalt hervorgegangenen Arbeiten stellt das vorliegende Heft eine wertvolle Bereicherung unseres Schrifttums über die Gestaltfestigkeit der Konstruktion dar.

Herbert Buchholtz.

Zur Entstehung deutscher Eisenerzlagerstätten.

Unter Mitw. von H. Aldinger, Stuttgart, C. R. Baier, Gelsenkirchen, [u. a.] hrsg. von Bernhard Brockamp, Berlin. Mit 4 Taf. u. 72 Abb. Berlin N 4, Invalidenstr. 44: Reichsanstalt für Bodenforschung 1942. (186 S.) 4°. 10 RM.

(Archiv für Lagerstättenforschung. H. 75.)

Die Schrift gibt eine Zusammenfassung der Ergebnisse, die bei der Untersuchung der deutschen Eisenerzlagerstätten im Rahmen des Kepplerplanes durch die Sachbearbeiter des Reichsamtes für Bodenforschung gewonnen wurden. Das Heft enthält lediglich Aufsätze über Eisenerze sedimentären Ursprungs, wobei jedoch noch eine einschränkende Auswahl getroffen ist. Die Lagerstätten, unter denen sich auch eine Anzahl wirtschaftlich weniger bedeutender befindet, die aber gerade für die Fragestellung der Schrift wichtig sind, werden von den einzelnen Forschern — insgesamt über 20 — dargestellt, welche die Untersuchungen jeweils durchgeführt haben. Behandelt werden bauxitische Eisenerze der Tertiärzeit in Kraubath in Steiermark, oolithische Eisenerze der Jurazeit, darunter die Eisenoolithe des Harzvorlandes, die Eisenoolithe von West- und Südwestdeutschland einschließlich der lothringisch-luxemburgischen Minette und die Jurazeit des deutschen Ostens, ferner die Trümmererze der Kreide in Salzgitter und Ilsede, die chamositischen Erze des Untersilurs in Thüringen und Böhmen sowie schließlich die devonischen Magnetite und Roteisensteine in Mähren, Thüringen, Franken und im Mittelharz. Die verschiedenen Abhandlungen werden durch mehrere Kartenskizzen und Profile ergänzt. Außerdem geben zwei Farbentafeln die Gefügebilder einer Reihe von Erzen im Dünnschliff wieder. Sehr zu begrüßen ist, daß einleitend auch der Bodenkundler, der Sedimentpetrograph, der Limnologe, der Ozeanograph und der Bakteriologe zu Worte kommen und die Entstehungsbedingungen von Eisenerzlagerstätten in heutiger Zeit erörtern. In einem Rückblick fassen schließlich B. Brockamp und G. Berg allgemeingültige Erkenntnisse aus der Fülle der von den anderen Verfassern mitgeteilten Beobachtungen zusammen. Bei der Nebeneinanderstellung von Einzelaufsätzen aus der Feder zahlreicher Mitarbeiter hat es sich nicht immer vermeiden lassen, daß über manche Vorgänge, z. B. die Bildung der Ooide und die Diagenese der Lagerstätten, nicht ganz einheitliche Ansichten vertreten werden. Das Heft will jedoch zunächst einmal Beobachtungen und Tatsachen wiedergeben und überläßt es teilweise dem Leser, seine eigenen Schlüsse zu ziehen. Man erkennt, daß gerade über die Entstehung der sedimentären Eisenerze noch zahlreiche Fragen der Lösung harren.

Es ist zu wünschen, daß das Heft nicht nur bei Lagerstättenkundlern und Geologen, sondern auch bei Eisenerzbergleuten und -aufbereitern Verbreitung findet, denen es gleichfalls wertvolle Erkenntnisse und Anregungen zu vermitteln vermag.

Helmut Kirchberg.

¹³⁶⁾ Thau, A.: Oel u. Kohle 38 (1942) S. 589/601, 617/24, 685/90, 721/27 u. 749/65.

¹³⁷⁾ Muhlert, F.: Chemiker-Ztg. 64 (1940) S. 45/46 u. 213/15. Berthelot, Ch.: Génie civ. 115 (1939) S. 461/64. Thau, A.: Oel u. Kohle 38 (1942) S. 665.

¹³⁸⁾ Bayer, O.: Angew. Chem. 54 (1941) S. 353/56.

¹³⁹⁾ Fischer, F. und F. Weinrotter: Brennst.-Chemie 21 (1940) S. 209/17.

¹⁴⁰⁾ Feuerungstechn. 29 (1941) S. 273/86; Oel u. Kohle 38 (1942) S. 691/96; s. a. Marder, M.: Chem. Apparatur 26 (1939) S. 340/43 u. 355/60. Ipatieff, V. N.: Chim. et Ind. 42 (1939) S. 215/22; Chem. Age. Lond., 41 (1939) S. 343/44 u. 371/73.

¹⁴¹⁾ Brennst.-Chemie 22 (1941) S. 244/48. Brückner, H., und G. Choulat: Gas- u. Wasserfach 83 (1940) S. 497/99.

¹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1312.