STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute

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 46 | 17. NOVEMBER 1938 | 58. JAHRGANG

Nutzbarmachung von Gichtgas zum Brennen von Hochofen- und Stahlwerkskalk.

Von Kurt Guthmann in Düsseldorf.

[Bericht Nr. 178 des Hochofenausschusses und Mitteilung Nr. 262 der Wärmestelle des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

(Folgen der Verhüttung eisenarmer Inlandserze für den Hochofenbetrieb. Hochofenentlastung durch wärmetechnische Möllervorbereitung. Gichtgas zum Erzrösten und Kalkbrennen. Standortwahl für Erzröst- und Kalkbrennöfen. Betriebliche, metallurgische und wirtschaftliche Folgen für den Hochofen- und Stahlwerksbetrieb.)

Die durch den Vierjahresplan gestellte Aufgabe, eine vom Ausland unabhängige planmäßige Rohstoffwirtschaft zu betreiben, hat im Hochofenbetrieb zu der Notwendigkeit geführt, eisenarme und vorwiegend saure, d. h. kalkarme Inlandserze in steigendem Maße zu verhütten. Zur Erzielung einer möglichst hohen Roheisenerzeugung mußten Maßnahmen getroffen werden, die vielfach erheblich von der bisherigen Betriebsweise abweichen. Die durch die Verhüttung der armen Inlandserze sich ergebenden schon wiederholt erörterten[1])[2]) Nachteile können, nachdem ihre Ausmaße dank den zahlreichen, in deutschen Hochofenbetrieben inzwischen durchgeführten Großversuchen in ihren Hauptauswirkungen erkannt sind, zusammengefaßt werden, wie dies *Tafel 1* zeigt.

Tafel 1. Folgen der Inlandserz-Verhüttung.

Folgen der Inlandserz-Verhüttung	Veranlaßt durch:
Sinken des Koksdurchsatzes und des Ausbringens	Steigenden Anteil von Inlandserz im Möller.
Sinken der Roheisenerzeugung	Eisenarmut der Erze, niedriges Ausbringen.
Starkes Ansteigen des Koksverbrauches	Hohen Gehalt an Kohlensäure, Nässe und Hydratwasser im Roherz. Kohlensäureaustreibung aus dem Zuschlagskalkstein; große Schlackenmengen.
Starkes Ansteigen des Kalksteinzuschlages	Niedrigen Kalk- und hohen Kieselsäuregehalt der Erze.
Starkes Ansteigen des Schwefelgehalts im Roheisen	Schwefelgehalt der Erze, Einsparung in der (entschwefelnd wirkenden) Kalkstein- bzw. Schlackenmenge, große Koksmenge. Sinken der Schlackenkennzahl $\frac{CaO}{SiO_2}$ von etwa 1,1 auf 0,6 bis 0,8.
Starke Verstaubung des Möllers	Verhüttung unvorbereiteten Roherzes und hohe Feinerzanteile.
Beträchtliche Gichtgasüberschüsse	Große Koks- und große Windmengen.

Die erforderlichen Erz-, Kalk- und Koksmengen für drei verschiedene Möller aus Auslandserz, Inlandsroherz und wärmetechnisch vorbereitetem, d. h. geröstetem und gesintertem Inlandserz sind in *Bild 1 a* auf Grund von Ueberschlagsrechnungen einander gegenübergestellt, wobei in allen drei Fällen die gleiche Eisenmenge von 500 t aus dem Möller erzeugt werden soll. Der jedem Möller zugehörige mittlere Eisengehalt, Koks- und Kalkbedarf, die Möller- und Schlackenmenge sowie die Schlackenkennziffer sind an den Kopf der drei Beispiele gestellt. Während bei dem reichen Auslandserz die Möller- und Koksmenge 1504 t beträgt mit einem Anfall von 270 t Schlacke, steigt die Möller- und Koksmenge bei der Verhüttung von armem Inlandsroherz auf das Doppelte, nämlich 3000 t an mit 1050 t Schlacke, diese also auf die 3½fache Menge. Durch eine wärmetechnische Vorbereitung wird die Möller- und Koksmenge auf 2080 t gesenkt; auch der Schlackenanfall ist mit 500 t um die Hälfte kleiner geworden.

Einen allerdings nur allgemeinen Ueberblick, welche Mengen an Erz, Kalk, Koks, Schlacke und Roheisen sich gewichtsmäßig für die drei obigen Möller in einem Raum von 650 m³ unterbringen lassen, zeigt *Bild 1 b*. Dieser Raum würde etwa dem Inhalt eines neuzeitlichen Hochofens entsprechen. Der Rechnung wurde eine 12stündige Durchsatzzeit zugrunde gelegt und der einfacheren Darstellung wegen unberücksichtigt gelassen, daß die Durchsatzzeit bei dem Inlandserzmöller etwaigenfalls bis um 30 % steigen kann; die Darstellung ist also für die Inlandserzverhüttung zu ungünstig. Sie dürfte aber immerhin den außerordentlich großen Nachteil der Ballaststoffe in den Inlandserzen kennzeichnen. Dichter, reiner Kalkstein verliert durch das Brennen etwa 40 bis 45% an Gewicht, dagegen nur 10% an Raum, was sich dadurch erklärt, daß der gebrannte Kalk bedeutend poriger ist. Im Hochofenraumbedarf tritt also durch die Verwendung gebrannten Kalkes keine Entlastung ein *(vgl. Bild 1 b)*.

Bei der gleichen Wahl der Darstellung, ebenfalls unter Nichtberücksichtigung der vielleicht beim Inlandserz günsti-

*) Vortrag vor der 128. Hauptversammlung des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute am 5. November 1938 in Düsseldorf. — Teilvorträge vor dem Stahlwerksausschuß des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute (Unterausschuß für Thomasbetrieb am 16. September 1938 und Unterausschuß für den Siemens-Martin-Betrieb am 29. September 1938). — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

[1]) W. Lennings: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 25/34, 52/58 u. 623/30 (Hochofenaussch. 164 u. 164 a).

[2]) K. Guthmann: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 857/65 (Wärmestelle 259).

Tafel 2. Wärmetechnische Möllervorbereitung.

Wärmetechnische Hochofen-entlastung	Erfolgt durch	Brennstoffverbrauch (bezogen auf das Röstgut)
Erz-vorbereitung:	Röstung in Schachtöfen mit Streufeuerbeheizung	2 bis 6 % Koksgrus = 150 000 bis 400 000 kcal/t.
	Röstung in Schachtöfen mit Gichtgasbeheizung	Etwa 300 Nm³ Gichtgas/t (Apold-Fleißner-Ofen) 400 000 bis 800 000 kcal/t. [= 250 000 kcal/t.
	Röstung in Drehrohröfen (Verfahren mit hoher und niedriger Rösttemperatur)	
	Sinterung in Greenawalt-Pfannen	Koksgrusbeimischung: 6 bis 12 % = 400 000 bis 850 000 kcal/t.
	Sinterung auf dem Dwight-Lloyd-Band	Zündung: 20 bis 30 Nm³ Gichtgas je t Sinter = 20 000 bis 30 000 kcal/t.
Kalkstein-vorbereitung:	Brennen in Schachtöfen mit Streufeuerbeheizung	18 bis 30 % Koksgrus = 1000 bis 2000 kcal/kg gebrannter Kalk.
	Brennen in Schachtöfen mit Generatorgasbeheizung	1000 bis 2000 kcal/kg gebrannter Kalk.
	Brennen in Schachtöfen mit Koksofengasbeheizung	230 bis 280 Nm³/t gebrannter Kalk = 900 bis 1100 kcal/kg.
	Brennen in Schachtöfen mit **Gichtgasbeheizung**	1100 bis 1200 Nm³/t gebrannter Kalk = 1000 bis 1100 kcal/kg.

geren Durchsatzzeiten, zeigt *Bild 1 c* den erforderlichen Raumbedarf für diese drei Möller unter Zugrundelegung einer Eisenmenge von 250 t in jedem Möller. Bei gleicher Durchsatzzeit würde zur Erzeugung dieser Eisenmenge aus Auslandserzen der Raumbedarf für unvorbereitetes Inlandsroherz das 2½fache betragen. Glücklicherweise liegen jedoch die praktischen Betriebsverhältnisse, wie die Verhüttungsversuche ergeben haben, günstiger. Immerhin dürfte die Darstellung für den vorbereiteten Möller der Wirklichkeit recht nahekommen, wenn bei der Verhüttung von geröstetem und gesintertem Inlandserz und gleicher Roheisenerzeugung eine Vergrößerung des Hochofenraumes von etwa 25 bis 30 % erforderlich ist oder bei gleichem Hochofenraum eine Leistungsverminderung um etwa ¼ bis ⅓ gegenüber einem reichen Auslandserzmöller in Kauf genommen werden muß. Ein mehrtägiger Großversuch mit einem durch Sinterung vorbereiteten sauren Inlandserz (etwa 33 % Fe und 5 % CaO) mit etwa 750 kg Ballaststoff (Glühverlust und Nässe) je Tonne Eisen ergab, obwohl der Möller noch etwa 40 % Auslandserz enthielt, gegenüber einem reinen Auslandserzmöller einen Rückgang des Koksdurchsatzes von 28 % und der Roheisenerzeugung von 22 %.

Zu einer Steigerung der Roheisenerzeugung kann also nur eine weitgehende Entlastung des Hochofens durch richtige und zweckmäßige Möllervorbereitung führen, sei es eine reine wärmetechnische durch Stückigmachung und Austreibung von Kohlensäure und Nässe aus dem Erz und Kalkstein oder eine trocken- und naßmechanische, magnetische oder sonstige Aufbereitung.

Im folgenden soll nur das wärmetechnische Vorbereitungsverfahren erörtert werden, das mit minderwertigen Brennstoffen durchgeführt werden kann, während sonst der teure Stückkoks im Hochofen diese Röst- und Brennarbeit übernehmen muß *(Tafel 2)*.

Daneben ist selbstverständlich noch eine mechanische Vorbereitung des Roherzes, d. h. ein Brechen der groben Stücke erforderlich; der Feinerzanteil ist zu sintern. Die kieselsäurereichen Erze mit 600 kg SiO_2/t Fe und darüber werden zweckmäßig zerkleinert, angereichert und gesintert oder im Rennverfahren verhüttet.

Als Folge der zunehmenden Inlandserzverhüttung werden heute schon auf zahlreichen Hüttenwerken stündlich Gichtgasmengen von 50 000 Nm³ und mehr, d. h. eine Wärmemenge von fast 50 Mill. kcal, nutzlos abgefackelt, da die Unterbringung dieser Gichtgasüberschüsse auf Schwierigkeiten stößt. Ist jedoch eine Verwendungsmöglichkeit gefunden — es sei nur an die Erzeugung von Strom über Dampf erinnert —, so kann das Ueberschußgichtgas als Brennstoff, entsprechend dem üblichen Verrechnungspreis, mit 2,50 bis 3,00 *RM* je 1000 Nm³ bewertet werden. Die genannte Gasmenge stellt also einen Wert von etwa 125 bis

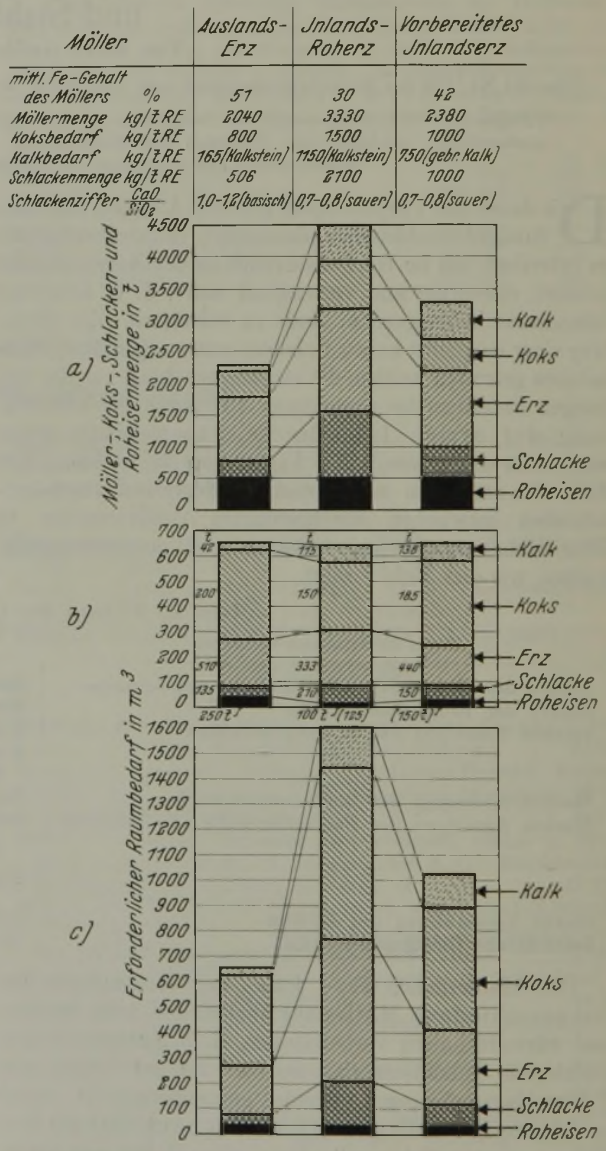


Bild 1. Verhüttung von Auslands- und Inlandserz. (Menge und Raumbedarf.)

a) Erforderliche Möller- und Koksmenge zur Erzeugung von 500 t Roheisen (einschl. anfallender Schlackenmenge) bei drei verschiedenen Möllern.
b) Roheisenmenge von drei verschiedenen Möllern bei gleichem Raumbedarf von 650 m³. Durchsatzzeit 12 h, in ( ) 8 bis 9 h.
c) Erforderlicher Raumbedarf für eine Roheisenmenge von 250 t (Durchsatzzeit 12 h).

150 *RM* dar. Die Nutzbarmachung von nur 10 000 Nm³ Gichtgas stündlich ergibt allein einen monatlichen Gewinn von 7 Mill. Nm³ Gichtgas im Werte von etwa 20 000 *RM*. *Zahlentafel 2* zeigt aber, daß sowohl für die Erzröstung als auch für das Kalksteinbrennen Gichtgas gewählt werden

kann und auch verwendet wird. Da das verhältnismäßig „arme" Gichtgas aus wirtschaftlichen Gründen (Druckerhöhung zur Förderung) nicht wie das reiche Koksofengas durch ein langes Rohrleitungsnetz an die Gasverbraucherstellen geleitet werden kann, müßten Erzröstöfen und Kalkbrennanlagen unmittelbar auf dem Hüttenwerk in der Nähe der Hochöfen errichtet werden. Beim Kalksteinbrennen ergaben sich sehr günstige Verhältnisse. Da bekanntlich in Deutschland Kalksteinbrüche in unmittelbarer Nähe der Eisenhüttenwerke liegen, so beträgt die Entfernung zwischen Kalksteinbruch und Hüttenwerk nur selten über 50 bis 100 Bahnkilometer. Die Erzgruben liegen jedoch nur in wenigen Ausnahmefällen frachtlich so günstig zu den Hochofenwerken, daß sich die Beförderung des Roherzes mit seinem Ballast an Kohlensäure, Nässe und Hydratwasser, der bei den Inlandserzen sehr große Beträge annehmen kann, lohnt (*Bild 2*). Bei einigen Erzen, wie z. B. beim Bültener,

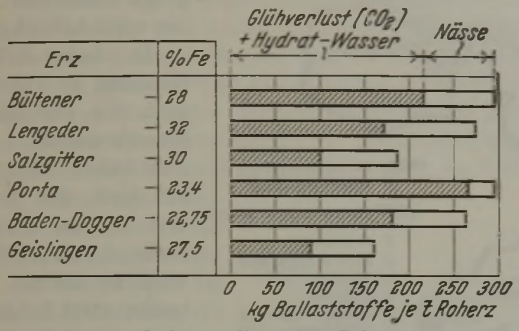


Bild 2. Ballaststoffe einiger Inlandserze.

badischen Dogger- und Portaerz, ist der Anteil an Ballaststoffen sogar höher als der Anteil an Eisen, beträgt er doch beim Portaerz 1,26 t $CO_2 + H_2O$/t Fe. Es erscheint daher zweifelhaft, ob für entfernt liegende Hochofenwerke die Frachtbelastung durch die Ballaststoffe tragbar ist. Zu berücksichtigen ist jedoch, daß anderseits der feste Brennstoff zu den auf den Erzgruben stehenden oder zu errichtenden Röstöfen befördert werden muß. Allerdings handelt es sich, wie aus *Tafel 2* hervorgeht, um verhältnismäßig geringe Mengen von 20 bis 60 kg Koksgrus je t Röstgut, während der beträchtliche Frachtkosten verursachende Ballast an Kohlensäure, Hydratwasser und Nässe bis auf ein Drittel der Roherzmenge oder über 1,2 t/t Fe im Erz ansteigen kann.

Die Röstung karbonathaltiger Eisenerze wird bekanntlich in Schacht- und Drehrohröfen durchgeführt, wobei als fester Brennstoff Kohle oder Koks, als gasförmiger Generatorgas, Koksofengas oder Gichtgas gewählt wird. Im ersten Falle, bei dem das Roherz in unmittelbare Berührung mit der Kohle oder dem Koks gebracht wird, verbleibt im Rösterz eine gewisse Menge an saurer Kohlen- oder Koksasche, die den Wert des Erzes herabsetzt, besonders wenn es schon eine überwiegend saure Gangart hat. Der zur Verschlackung dieser Asche notwendige Kalksteinzusatz wie auch der dadurch und durch den höheren Schlackenanfall größere Koksverbrauch im Hochofen sind unliebsame Nebenerscheinungen dieses Röstverfahrens.

Bei den gasbeheizten Schacht- und Drehrohr-Röstöfen fällt dieser Nachteil für die Reinheit des Rösterzes fort. Die Schachtöfen werden durch das bekannte Röstverfahren nach Apold-Fleißner[3])[4]) gekennzeichnet, wie es heute in Eisenerz, Donawitz und Hüttenberg bei der Oesterreichisch-Alpinen Montangesellschaft zum Rösten von Spateisenstein in großem Maße Verwendung findet. *Bild 3* zeigt einen derartigen Schachtofen[5]), bei dem der untere Teil als Kühlschacht ausgebildet ist. Das Röstgut wird durch die Verbrennungsluft abgekühlt, während die Luft gleichzeitig stark vorgewärmt wird. Der Kühlschacht wird durch einen „Eselsrücken" oder „Pilz", der den Druck der Ofenbeschickung von dem Austragtisch abfängt, in zwei voneinander getrennte Schächte geteilt. Der Ofen wird mit Hochofengas oder Generatorgas beheizt, das, nach einer Vorverbrennung, als Abgas sowohl durch Einblaseschlitzreihen in den Seitenwänden als auch in der Ofenmitte

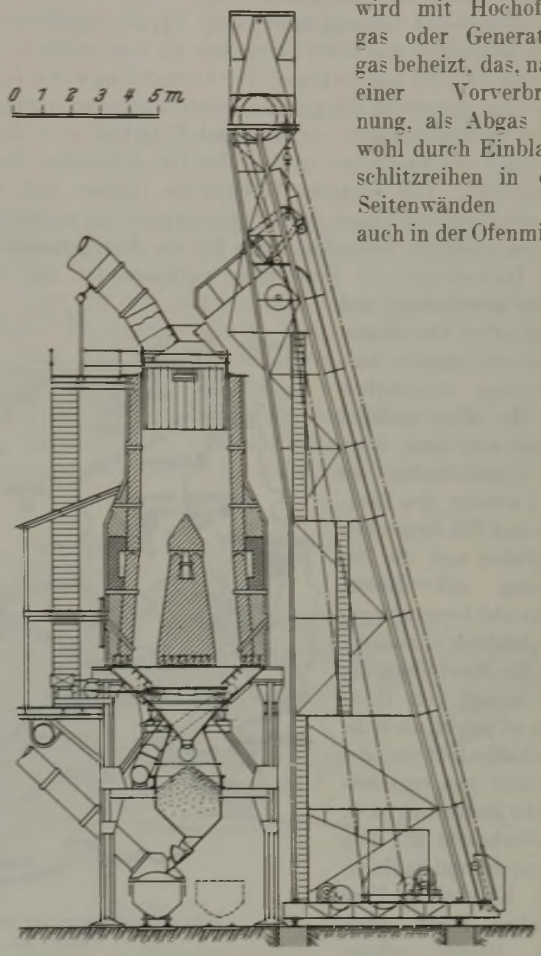


Bild 3. Gichtgasbeheizter Erzröstofen nach Apold-Fleißner.

Ofen:	
Röstschacht	57 m³ Inhalt
Kühlschacht	30 m³ Inhalt
Gesamtofenraum	87 m³ Inhalt
Leistung	300 bis 500 t Rösterz je 24 h
Kübelinhalt des Gichtaufzuges	2 m³ = 4 t
Entstaubung:	
Ventilatorleistung	1000 m³/min
Pressung	65 mm WS
Ausgeschiedene Staubmenge	3000 bis 6000 kg je Ofen in 24 h
Erzbunker:	
Gesamtinhalt	9800 t
Rutschender Inhalt	4200 t

durch den Pilz in das Ofeninnere eintritt, wobei eine Röttemperatur von etwa 860° eingehalten wird. Die Leistung eines derartigen Ofens beträgt bis 500 t Rösterz in 24 h mit einem Gichtgasverbrauch von etwa 300 Nm³/t Rösterz, obwohl der Heizwert des Gases (14 bis 15 % CO_2, 26 % CO, 1 bis 2 % H_2) nur etwa 830 kcal/Nm³ beträgt. Der Wärmeverbrauch liegt demnach bei 250 000 kcal/t Rösterz. Gas und Erstluft (25 bis 20 % der Gesamtwindmenge) werden mit 800 mm WS Pressung in einer Brennkammer an der Stirnseite des Ofens verbrannt. Die etwa 900 bis 950° heißen Flammengase treten darauf, wie oben angegeben, in das Ofeninnere. Die zur Rösterzkühlung dienende Zweitluft in Höhe von 75 bis 80 % der Gesamtwindmenge (850 bis 950 Nm³/h) wird von unten mit einem Ueberdruck von 1400 bis 1500 mm WS eingeblasen. Die von einem Gebläse an der Gicht abgesaugten Abgase werden in einem Wirbler entstaubt. Das Roherz vom Erzberg mit 35 % Fe, 2,5 % Mn,

[3]) R. Branhofer: Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 2061/67 (Erzaussch. 17).

[4]) L. A. Richter: Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 725/27.

[5]) W. Schuster in: Die Oesterreichisch-Alpine Montangesellschaft 1881 bis 1931. Wien 1931. S. 324.

7 bis 8 % CaO, 5 bis 6 % SiO_2 und etwa 30 % CO_2 wird in gebrochenem Zustande mit 10 bis 20 % Feinerz (bis 8 mm Stückgröße) aufgegeben.

Bei Beheizung mit Braunkohlen-Generatorgas beträgt der Brennstoffverbrauch 3,5 bis 3,6 % Braunkohle oder 170 000 kcal/t Rösterz, gemessen am Generator; jedoch ist der Betrieb mit Generatorgas wegen Explosionsgefahr und Schwierigkeiten durch den Teergehalt am Gasventilator verwickelter als der mit Gichtgas. Die Verwendung von Gichtgas zum Erzrösten ist aus den oben erörterten Gründen durch die Frachtkosten wirtschaftlich festgelegt, d. h. durch die Lage der Erzgruben zu dem das Gas liefernden Hochofenbetrieb. Für deutsche Verhältnisse ergeben sich, wie aus der Uebersichtskarte *(Bild 4)* hervorgeht, nur an wenigen Stellen günstige Vorbedingungen für die Nutzbarmachung von Hochofengas zur Erzröstung, vorausgesetzt, daß eine solche zweckmäßig und nicht etwa eine Sinterung oder andere Aufbereitung erforderlich ist. In allen anderen Fällen wird man, wenn die Frachtkosten zu hoch werden, den Röstofen auf den Erzgruben aufstellen und die Beheizung mit Kohle, Koks oder Generatorgas durchführen müssen. Für die Beurteilung der Aufstellung von Röstöfen ist jedoch auch die Beschaffenheit der Rösterze von entscheidender Bedeutung, d. h. ihr Verhalten auf dem Transport und im Hochofen. Kalkhaltige Erze zerfallen leicht nach dem Rösten infolge Verwitterung, so daß die Verhüttung im Hochofen und die Zweckmäßigkeit der Röstung auf der Grube dadurch in Frage gestellt werden kann. Andere Inlandserze vertragen wieder im Rohzustand keinen Bahntransport und müssen daher unbedingt auf der Grube geröstet werden.

Bild 4. Lageplan der deutschen Eisenerzvorkommen und Standorte der Hochofenwerke.

Grundsätzlich anders gelagert sind die Verhältnisse für die Standortwahl der Kalkbrennöfen. Es wurde schon darauf hingewiesen, daß meist in der Nachbarschaft der Verhüttungsgebiete Kalksteinbrüche liegen, so daß der Einfluß der Frachtkosten auf die Standortwahl und damit auf die Brennkosten nicht von so entscheidendem Einfluß ist wie bei den Erzröstöfen. Damit ist aber auch der Anreiz und die Möglichkeit gegeben, Gichtgas als Brennstoff für die Vorbereitung der mit der Inlandserzverhüttung so stark ansteigenden Zuschlagskalksteinmengen nutzbringend zu verwerten.

Es wird gelegentlich der Einwand gemacht, daß die Errichtung von Kalköfen auf Hüttenwerken eine Belastung durch einen wesensfremden Betrieb bedeute. In diesem Zusammenhang sei jedoch nur an die so eng gewordene Verbindung zwischen Hochofenbetrieb und Hüttenzementwerk erinnert, zwischen Thomasstahlwerk und Thomasschlackenmahlanlage, an die Errichtung von Teer-Makadam-Anlagen für den Straßenbau in Verbindung mit der Verwertung der Hochofenschlacke usw., Werksanlagen, die dem eigentlichen Hüttenbetriebe aus Zweckmäßigkeitsgründen angegliedert wurden, ohne daß sie deswegen als wesensfremd angesehen werden. Es sei weiter daran erinnert, daß man im Gegenteil früher sogar größten Wert auf eine enge Verbindung zwischen Kalkbrennanlagen und Hüttenwerk legte. Man stellte die Kalköfen, meist mit teurer Kohle beheizte Ringöfen, im Stahlwerk unmittelbar neben den Konvertern auf, um den gebrannten Kalk heiß und wasserfrei einsetzen zu können, stellenweise wärmte man ihn sogar vor. Auf den meisten Werken ist man inzwischen wieder hiervon abgekommen, um nicht unnötig 40 % CO_2 im Rohkalkstein befördern zu müssen. Außerdem sollte die Leistungsfähigkeit der auf den Kalksteinbrüchen stehenden Brennöfen besser ausgenutzt werden. Durch die heute gegebene Möglichkeit der Verwendung von billigem Gichtgas zum Brennen dürfte jedoch selbst unter Berücksichtigung der höheren Frachtkosten für die Beförderung von Kalkstein-Kohlensäure auch die Aufstellung von zusätzlichen Kalköfen auf dem Hüttenwerk entsprechend dem angestiegenen Kalkbedarf wieder wirtschaftlich sein.

In diesem Zusammenhang ist vielleicht auch die Feststellung bemerkenswert, daß man früher streng darauf hielt, den Dolomit nur an Ort und Stelle, d. h. beim Stahlwerk zu brennen, um immer stets frisch gebrannten Dolomit zu haben. Dolomitöfen wurden u. a. in Peine, bei der Burbacher Hütte[6]), den Rombacher Hüttenwerken (Lothringen), den Rheinischen Stahlwerken in Duisburg, auf der Georgsmarienhütte und anderen Werken betrieben. Eine Beheizung durch Gichtgas allein ist bei diesen Oefen allerdings nicht möglich, da der Dolomit bei höherer Temperatur totgebrannt, also bis zur Sinterung gebracht werden muß.

Auf zahlreichen Hüttenwerken bestanden bis vor einigen Jahren oder bestehen noch heute Kalkring- oder Schachtöfen zur Erzeugung von Stahlwerkskalk [Ilseder Hütte, Peine; Gutehoffnungshütte, Oberhausen; Neunkircher Eisenwerk, Neunkirchen; Röchling-Buderus'sche Eisenwerke, Völklingen; Hoesch A.-G., Dortmund; Rombacher Hüttenwerke, Lothringen; Rheinische Stahlwerke, Duisburg; August-Thyssen-Hütte A.-G., Hamborn][7]) bis [10]), die teils mit Kohle, teils mit Generatorgas[9]), Koksofengas[10]) oder Gichtgas betrieben wurden oder werden.

In der Entwicklung des gichtgasbeheizten Kalkschachtofens sind inzwischen weitere Fortschritte erzielt worden, nachdem durch den in den Jahren 1926 bis 1930 durchgeführten Betrieb auf der Thyssenhütte die Möglichkeit, Stahlwerkskalk mit Gichtgas zu brennen, bewiesen wurde. Vor allem in England ist man inzwischen dazu übergegangen, die Kalkbrennöfen wieder in unmittelbarer Nähe des Stahlwerksbetriebes, also auf dem Hüttenwerk selbst, zu er-

[6]) Stahl u. Eisen 28 (1908) S. 1664.

[7]) B. Osann: Lehrbuch der Eisenhüttenkunde, Bd. II, 2. Aufl. Leipzig 1926. S. 180.

[8]) W. Broel und A. Dittmar: Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 749/58 (Stahlw.-Aussch. 255).

[9]) Stahl u. Eisen 43 (1923) S. 629/30.

[10]) Tonind.-Ztg. 61 (1937) S. 707/08.

richten (*Bild 5*). In Corby[11]) wird in den drei gichtgasbeheizten Schachtöfen der gesamte Stahlwerkskalk gebrannt. Bei reiner Gichtgasbeheizung beträgt die Leistung der Oefen etwa 50 bis 60 t gebrannter Kalk täglich. Durch Zusatz von Koksofengas steigt infolge schnelleren Durchsatzes die Leistung bis auf 80 t/Ofen. Auch in Ebbw Vale[12]) stehen zwei Kalkschachtöfen mit Gichtgasbeheizung zur Erzeugung des Stahlwerkskalkes (*vgl. Tafel 3*). Ueber den Betrieb des in Assling (Jesenice) stehenden gichtgasbeheizten Kalkschachtofens wird weiter unten ausführlich berichtet.

Tafel 3. Gichtgasbeheizte Kalkbrennöfen.

Werksbezeichnung	Erzeugung von	Leistung je Ofen t gebrannter Kalk/24 h	In Betrieb	Beheizung
Prager Eisenindustrie, Kladno	Hochofenkalk	160	4 Oefen seit 1927/29	Gichtgas
Stewarts & Lloyds, Corby	Stahlwerkskalk	bis 80	3 Oefen seit 1936/38	Gichtgas und Gichtgas + Koksofengas
Richard Thomas & Co., Ebbw Vale	Stahlwerkskalk	70	2 Öfen im Bau	Gichtgas + Koksofengas
Krainische Industrie-Ges. Assling (Jesenice, Südslawien).	Stahlwerks- und Hochofenkalk	35 bis 45	1 Ofen seit 1938	Gichtgas

Ueber das Kalksteinbrennen mit Gichtgas in Amerika gibt N. V. S. Knibbs[13]) an, daß die Verwendung von Hochofengas wegen des großen Bedarfs an gebranntem Kalk im Hüttenbetrieb sehr wirtschaftlich ist, zumal da dieses Gas billig ist. Ist der Heizwert zu niedrig, so kann das Gichtgas durch Koksofengas angereichert werden, oder das Gichtgas wird vorgewärmt. Bei mit Hochofengas betriebenen Schachtöfen verwendet man keine Abhitzekessel im Abgas, weil der Dampf nicht wie beim Generatorbetrieb gebraucht wird. Man benutzt daher Rekuperatoren vor allem, um die Temperatur zum Schutz des Abgasventilators auf der Gicht herunterzusetzen, und erhält dadurch eine gute Vorwärmung des Gases. Die Brenner bei diesen Oefen sind meist wassergekühlt. Für amerikanische gasbeheizte Kalkschachtöfen wird folgender Brennstoffverbrauch angegeben:

Koksofen- oder Stadtgas (H_u = 4200 bis 4900 kcal/Nm³) 157 bis 185 Nm³/t Kalkstein

Generatorgas (H_u = 1100 bis 1430 kcal/Nm³) 545 bis 725 Nm³/t Kalkstein

Gichtgas (H_u = 750 bis 1000 kcal/Nm³) 745 bis 1000 Nm³/t Kalkstein.

Hochofengas zum Kalkbrennen genügt nach den vorliegenden Erfahrungen als Brennstoff allein. Es wird an den Schachtöfen am besten durch zwei Brennerreihen eingeführt, wobei sich meist eine Zweitluftzuführung an den Brennern selbst erübrigt. Zur Erreichung großer Leistungen werden die Oefen mit Saugzug betrieben, d. h. der Wind wird von unten eingesaugt, wobei eine starke Kühlung des heißen gebrannten Kalkes erfolgt und gleichzeitig der Wind auf Temperaturen bis zu 500° vorgewärmt wird. Zur Steigerung des Durchsatzes und damit zur Erreichung eines guten Ausbrandes wird bei einigen Brennanlagen Koksofengas in einer Menge von 10 bis 20 % dem Gichtgas zugesetzt. Gichtgasbeheizte Kalkbrennöfen, ihre Standorte und einige Leistungsangaben zeigt *Tafel 3*.

[11]) Iron Coal Tr, Rev. 136 (1938) S. 1095.

[12]) Iron Coal Tr. Rev. 137 (1938) S. 353 u. 356; vgl. Stahl u. Eisen demnächst.

[13]) Cement Lime 10 (1937) S. 281.

Ueber die mit Hochofengas beheizten Schachtöfen in Kladno wurde schon von E. Baumgartner[14]) eingehend berichtet. Der Gasverbrauch dieser Oefen betrug im Mittel 710 Nm³ Gichtgas je t Kalkstein.

Im Gegensatz zu den auf anderen Hüttenwerken stehenden Kalkbrennöfen wird in Kladno nur Hochofenkalk gebrannt, also ein harter, im Kalkofen schnell durchgesetzter Kalk mit Restgehalten von etwa 10 bis 20 % CO_2 gegenüber dem weichen mild gebrannten Stahlwerkskalk mit Restgehalten von nur 2 bis 4 % CO_2.

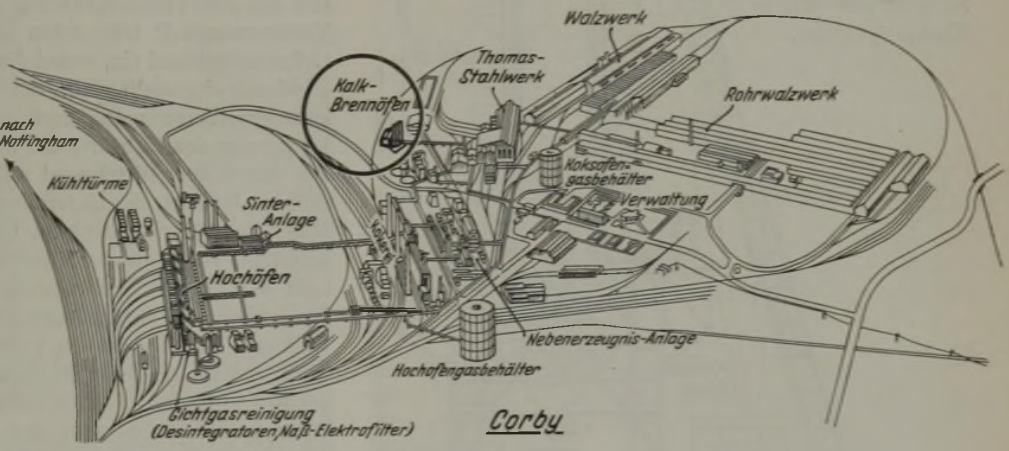


Bild 5. Lageplan des Hüttenwerks Corby.

Auf dem in den Karawanken, südlich von Klagenfurt gelegenen Hüttenwerk der „Krainischen Industriegesellschaft" in Assling (Jesenice, Südslawien) wurde Anfang 1938 ein mit Gichtgas beheizter Kalkschachtbrennofen zur Erzeugung von Stahlwerkskalk in Betrieb genommen. Der für eine Tagesleistung von 20 t Branntkalk gebaute Ofen wird in drei Schichten zu je 8 h betrieben, wie überhaupt der auch nachts durchgehende Brennbetrieb beträchtliche Vorteile für Wärmeverbrauch und Leistung bringt.

Der Kalkofen liegt etwa 400 m vom Hochofenbetrieb entfernt und ist durch eine Gichtgasleitung mit der zweistufigen Lurgi-Elektrofilteranlage verbunden. Der Reinheitsgrad des Gichtgases liegt zwischen 0,008 und 0,010 g/Nm³. Der Ofenschacht ist 17 m hoch, die Gesamthöhe mit dem den Ofen nach unten abschließenden Sammelbunker für den gebrannten Kalk von Hüttenflur bis zur Gichtbühne ist 24,7 m (*Bild 6*). Der untere Teil des mit feuerfesten Steinen ausgemauerten Ofenschachtes von rundem Querschnitt hat einen lichten Durchmesser von 2,16 m, nach oben verjüngt sich der Schacht auf 1,86 m Dmr. Die Begichtung erfolgt mittels Schrägaufzugs und Kippkübels in einen kegelförmigen Begichtungstrichter mit Glocke, ähnlich wie beim

[14]) Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 509/12.

Hochofen. Gegichtet wird etwa alle 30 min, das sind im Mittel 48 Gichten täglich oder bei einem Gewicht von 950 kg Kalkstein/Gicht etwa 45 t Kalkstein in 24 h. Die Bedienung des Ofens besteht aus einem Mann je Schicht, der noch genügend Zeit zur Wartung der Motoren und des Gassaugers auf der Gicht sowie zum Ziehen des Kalkes hat. Bei diesen kleinen Oefen wird der gebrannte Kalk von Hand durch Türen im Kalkbunker über einen Stahlrost von 3,60 m Dmr. in den unmittelbar unter dem Ofen liegenden Sammelbunker von 20 t Fassungsvermögen gezogen, aus dem der Kalk nach Belieben in kleine Wagen abgefüllt wird. Bei größeren Oefen erfolgt der Kalkaustrag durch einen mechanischen Rost, wobei außerdem eine Absiebung und Klassierung des Kalkes auf einer Schüttelrinne wie in Kladno[14]) erfolgt.

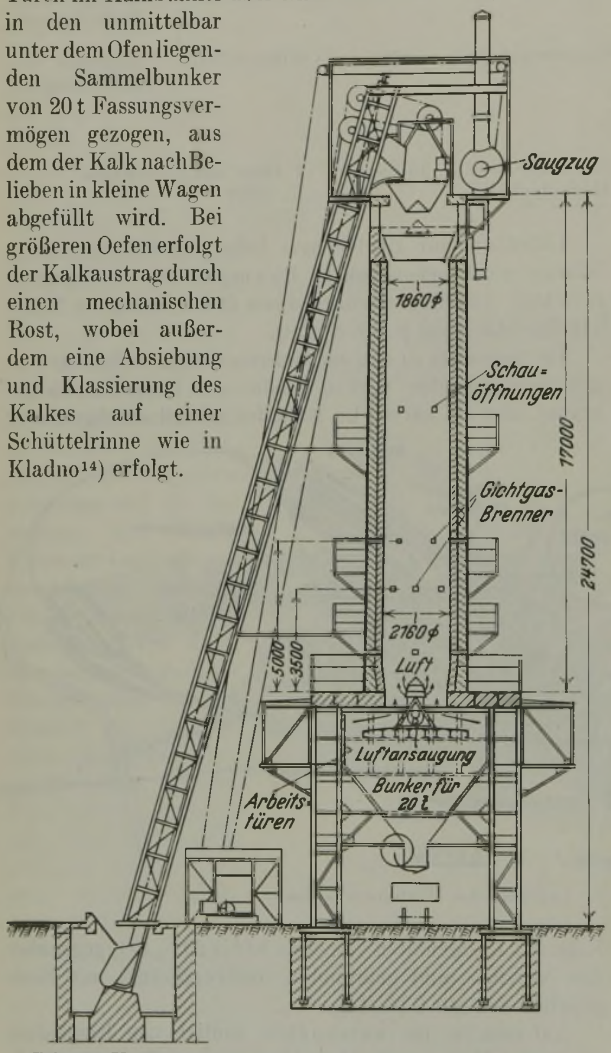


Bild 6. Kalkschachtofen für Gichtgasbeheizung in Assling (Durchsatz etwa 45 t Kalkstein in 24 h).

Der im Gebirge gebrochene Kalkstein hat eine Stückgröße von 150 bis 300 mm. Der Ofen wird von verschiedenen Steinbrüchen beliefert mit zum Teil stark voneinander abweichenden Kalkanalysen. Es wird sowohl ein sehr reiner Kalkstein als auch ein ausgesprochener Dolomit gebrannt mit den in *Zahlentafel 4* angegebenen Analysen.

Zahlentafel 4. Analysen der in Assling mit Gichtgas gebrannten Kalksteinsorten.

	Kalkstein A	Kalkstein B	Dolomit A	Dolomit B
$CaCO_3$	98,20	93,05	60,50	61,20
CaO	55,02	52,20	33,92	34,00
$MgCO_3$	1,05	5,85	40,70	37,60
MgO	0,50	2,80	19,50	18,00
CO_2	43,80	43,90	47,50	46,80
SiO_2	—	0,15	—	} 0,50
Al_2O_3	—	0,70	—	

Während der ersten Betriebszeit wurden Brennversuche durchgeführt. Zur Zeit wird der Ofen mit der Kalksteinsorte B beschickt.

Vor der Füllung des Kippkübels wird der Kalkstein unten am Schrägaufzug von Hand auf etwa 80 bis 120 mm zerschlagen. Beim Brennen des dolomitischen Kalksteins tritt naturgemäß ein stärkerer Zerfall im Ofen ein, so daß bis zu 30 % Feinkalk und gar gebrannter Kalkstaub anfällt. Dieser Kalkstaub findet jedoch beim Sintern auf dem Dwight-Lloyd-Band Verwendung, so daß ohne Mehrzusatz von Brennstoff beim Sintern (gegenüber der Beimischung von Kalkstein) ein hoch kalkhaltiger Sinter erzeugt wird. Das starke Zerspringen der dolomitischen Kalkstücke im Ofen ist dadurch zu erklären, daß die Kohlensäureaustreibung beim Dolomit ($MgCO_3$) schon bei 400 bis 700° erfolgt, also bei wesentlich niedrigeren Temperaturen als beim Kalkstein (900°).

Das Gichtgas tritt ohne Vorwärmung mit einer Temperatur von etwa 20 bis 30° und einem mittleren Druck von 85 mm WS, der durch einen Regler stets auf der gleichen Höhe gehalten wird, im unteren Ofenschacht durch zwei Brennerreihen in den Ofen ein. Zur Vermeidung von Unglücksfällen befindet sich in der Gichtgasleitung unmittelbar vor dem Kalkofen eine Schnellschlußklappe, die bei Hochofenstillständen durch Druckknopfbedienung geschlossen werden kann. Die Gichtgasbrenner sind in zwei Reihen übereinander und gegeneinander versetzt angeordnet und befinden sich 3,5 und 5,0 m über dem Kalkaustrag, so daß sich eine gute Flammenführung im Ofen ergibt. Die gesamte Verbrennungsluft tritt unten im Ofenschacht durch einen Luftansaugekanal ein, wobei die Luftzufuhr durch eine Art Irisblende eingestellt wird. Reicht diese Luftmenge zur vollkommenen Verbrennung noch nicht aus, so können kleine Klappen an den Ziehtüren des Kalkbunkers geöffnet werden. Die durch den Mittelkanal angesaugte Luft steigt durch einen in der Mitte des Unterofens befindlichen kegelförmigen Rost, ähnlich wie bei einem Gaserzeuger, im Ofenschacht aufwärts. Durch diesen Mittelrost wird vermieden, daß die Luft nur an der Ofenwandung entlangstreicht. Auf dem Wege bis zu den Gichtgasbrennern erfolgt durch den heißen Kalk eine Vorwärmung der Verbrennungsluft auf etwa 500°, wobei gleichzeitig der heiße Kalk durch die Luft so stark abgekühlt wird, daß er unten vollkommen kalt im Bunker anfällt. An den Brennern ist zwar Luftzuführung vorgesehen, diese Zweitluft wird aber nicht zugesetzt, da die unten im Ofenschacht eintretende Verbrennungsluftmenge zum einwandfreien Betrieb des Ofens genügt. Die Verbrennungsverhältnisse im Ofen sind, wie die Abgasanalyse *(Zahlentafel 5)* zeigt, sehr gut. Auch aus den niedrigen Abgastemperaturen geht die gute Wärmeausnutzung im Ofen hervor. Zum Vergleich sind in *Zahlentafel 5* die Ergebnisse

Zahlentafel 5. Abgastemperatur und Abgasanalyse von gichtgasbeheizten Kalkbrennöfen.

	Gichtgasbeheizter Kalkbrennofen	
	Assling 1938	Untersuchung Wärmestelle Düsseldorf 1927
Abgastemperatur . . ° C	200	390[1])
nach dem Gichten ° C	175	
Abgasanalyse		
CO_2 . . . . . %	30	17,5
CO . . . . . %	0	0,15
O_2 . . . . . %	1,6	9,45
N_2 . . . . . %	68,2	68,6

[1]) Sehr große Falschluftmengen; ohne diese stark kühlend wirkende Falschluft wäre die Gichttemperatur etwa 500°.

einer Untersuchung der Wärmestelle Düsseldorf aus dem Jahre 1927 an einem gichtgasbeheizten Kalkbrennofen gegenübergestellt, der nur eine einzige, außerdem noch verhältnismäßig tief unten im Ofen liegende Brennerreihe besitzt, so daß die Luftvorwärmung unvollkommen ist.

Die Höhe der Abgastemperatur hängt einmal von der Höhe des Ofenschachtes und damit also von der im Ofen befindlichen Kalksteinsäule ab, zum andern von der Lage der Brenner, d. h. der Höhe der eigentlichen Brennerreihe über

Zahlentafel 6. Betriebsangaben des gichtgasbeheizten Kalkbrennofens in Assling (Monatsmittel).

Monat 1938	Eingebrachter Kalkstein t/24 h	Erzeugung an gebranntem Kalk t/24 h	Verhältnis $\frac{CaCO_3}{CaO}$	Gichtgasdruck mm WS	Gichtgasverbrauch Nm³/h	Gichtgasverbrauch Nm³/t Kalkstein	Gichtgasverbrauch Nm³/t gebrannter Kalk	Wärmeverbrauch (H_u = 850 kcal/Nm³) kcal/kg Kalkstein	Wärmeverbrauch (H_u = 850 kcal/Nm³) kcal/kg gebrannter Kalk	Verwendungszweck	Restgehalt an CO_2 in gebranntem Kalk %
Februar	42,80	25,70	1,67	50	1200	670	1120	570	952	Stahlwerkskalk	0,7 bis 1,5
März	44,70	28,28	1,58	50	1300	703	1109	600	941	Stahlwerkskalk	0,7 bis 1,5
im Mittel	**43,5**	**27,0**	1,63	50	1250	**685**	1115	585	947	Stahlwerkskalk	0,7 bis 1,5
April	45,20	29,49	1,53	50	1470	780	1200	663	1020	Stahlwerkskalk + Hochofenkalk	6 bis 10
Mai	49,30	31,87	1,54	85	1530	745	1152	634	980	Stahlwerkskalk + Hochofenkalk	6 bis 10
Juni	47,00	37,70	1,48	85	1405	720	1065	612	905	Stahlwerkskalk + Hochofenkalk	6 bis 10
im Mittel	**47,00**	**33,00**	1,50	85	1470	**750**	1140[1])	637	970	Stahlwerkskalk + Hochofenkalk	6 bis 10

[1]) In 24 h: im Mittel 33 000 Nm³.

dem Kalksteinaustrag. Der Ofen wird mit Saugzug von 110 mm WS durch ein oben auf der Gicht stehendes Gebläse von 15 PS betrieben.

Der im Kalkbunker anfallende Kalk wird entweder in Wagen zum Stahlwerk gebracht oder je nach Bedarf auch in größeren Mengen unmittelbar in die Hochofen-Begichtungskübel gefüllt. Schwierigkeiten durch etwaige Verwitterung des gebrannten Kalkes sind trotz der Entfernung von 400 m zwischen Kalkofen und Stahlwerk oder Hochofen nicht aufgetreten, obwohl die kleinen Kalkwagen offen sind. Der gebrannte Kalk ist bis zum Kern schneeweiß und einwandfrei durchgebrannt.

Zahlentafel 7. Betriebswerte des gichtgasbeheizten Kalkbrennofens in Assling (Tagesmittel).

Gichtenzahl	Eingebrachter Kalkstein t/24 h	Erzeugung an gebranntem Kalk[1]) t/24 h	Gichtgasverbrauch Nm³/24 h	Gichtgasverbrauch Nm³/t Kalkstein	Gichtgasverbrauch Nm³/t gebrannter Kalk	Abgastemperatur vor dem Gichten °C	Abgastemperatur nach dem Gichten %	CO_2-Gehalt im gebrannten Kalk
40	38,00	23,36	24 800	652	1060	260	200	1,33
48	45,60	28,35	25 200	552	890	250	190	n. b.
46	43,70	27,30	25 600	585	938	217	166	0,74
43	40,85	29,30	23 900	585	815	235	183	0,77
43	40,85	15,77	30 000	734	(1900)	235	173	1,10
43	40,85	24,54	31 200	763	1270	236	177	1,50
42	39,90	28,95	33 600	842	1158	235	178	1,30
41	38,95	29,83	33 400	858	1118	242	177	n. b.
44,38[2])	42,16	25,36	28 099	666	1100	237	178	0,7 bis 1,5

[1]) Verhältnis von $\frac{CaCO_3}{CaO}$ im Mittel von 16 Betriebstagen = 1,67. — [2]) Mittel von 16 Tagen, Erzeugung von Stahlwerkskalk.

Die Erzeugung des Ofens betrug in den ersten Betriebsmonaten täglich 25 bis 28 t gebrannter Stahlwerkskalk. Um die Ofenleistung zu erhöhen und auch gebrannten Kalk im Hochofen zu verhütten, wurde, da die Möglichkeit einer Vorwärmung des Gichtgases in Rekuperatoren oder eines Koksofengaszusatzes in Assling nicht besteht, ein geringerer Ausbrand des Kalkes in Kauf genommen, wodurch zwar die Güte des Stahlwerkskalkes verschlechtert wird, aber für den Hochofenbetrieb ein besonders geeigneter fester und nur mit Gewalt zu zerbrechender Stückkalk mit Restgehalten von 6 bis 10 % CO_2 gebrannt wird. Die Leistung des Ofens wurde durch diese Maßnahme auf fast 38 t/24 h im Mittel des Monats Juni 1938, also um 42 % gegenüber der bisherigen Leistung und um 90 % gegenüber der vorgesehenen Solleistung des Ofens gesteigert.

Zahlentafel 6 gibt einen Ueberblick über die Betriebsverhältnisse des Ofens, insbesondere über die durch die Inkaufnahme eines höheren Restgehaltes an Kohlensäure im gebrannten Kalk erreichte Steigerung der Erzeugung. In *Zahlentafel 7* sind Betriebswerte aus dem ersten Betriebsmonat, in dem nur Stahlwerkskalk erzeugt wurde, wiedergegeben. Die geringen, noch im gebrannten Kalk enthaltenen Restgehalte von 0,74 bis 1,50 % CO_2 zeigen den guten Ausbrand im Ofen.

Wie aus *Bild 7* hervorgeht, scheint bei Erzeugung von Hochofenkalk der Brennstoffbedarf in der Zeiteinheit größer zu sein, damit auch bei schnellerem Durchsatz ein Brennen des Kalkes gewährleistet ist. Das Wärmeangebot muß bei Erhöhung der Leistung also gesteigert werden, entweder durch Erhöhung der Gichtgasmenge oder durch eine entsprechende Vorwärmung des Gichtgases oder durch einen gewissen Zusatz von Koksofengas. Genügt die eingebrachte Wärmemenge nicht, so muß ein entsprechend höherer Gehalt an Kohlensäure im gebrannten Kalk in Kauf genommen werden. Auf die erzeugte Kalkmenge bezogen, ist der Gasverbrauch jedoch, wie *Bild 7* zeigt fast gleich hoch, da der größeren Gasmenge eine entsprechend größere Kalkmenge entspricht.

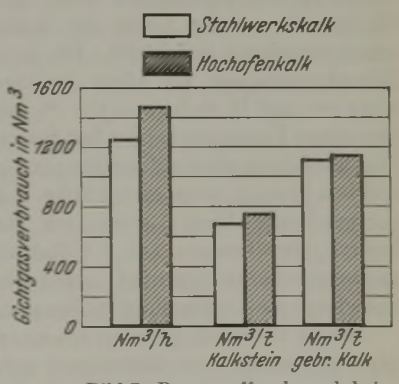


Bild 7. Brennstoffverbrauch bei Erzeugung von Hochofen- und Stahlwerks-Kalk (Ofenleistung etwa 45 t Kalkstein in 24 h).

Der Gichtgasverbrauch schwankt zwischen 30 000 und 35 000 Nm³/24 h und liegt im Mittel von fünf Betriebsmonaten bei etwa 1400 Nm³/h bei einer mittleren Tageserzeugung von 30 t gebranntem Kalk. Bezogen auf die Ofenleistung, beträgt der Gichtgasverbrauch

725 Nm³/t Kalkstein oder
1130 Nm³/t gebrannter Kalk.

Bei einem Heizwert des Gichtgases von H_u = 850 kcal/Nm³ beträgt der mittlere Wärmeverbrauch

615 kcal/kg Kalkstein oder
960 kcal/kg gebrannter Kalk.

Zahlentafel 8 bringt eine Gegenüberstellung der Hauptbetriebswerte der gichtgasbeheizten Kalkbrennöfen in Kladno und Assling.

Aus dem oben Gesagten wie auch aus der *Zahlentafel 8* geht schon hervor, daß infolge der aus der Inlandserzverhüttung sich ergebenden Notwendigkeit, zur Senkung des Koksverbrauches gebrannten Kalk an Stelle von Rohkalkstein zu verhütten, bei der Beurteilung des gichtgasbeheizten Kalkschachtofens zwischen Hochofenkalk und Stahlwerkskalk zu unterscheiden ist. Die Brennverhältnisse und die Betriebsvoraussetzungen sind für beide Kalkarten entsprechend dem Zweck ihrer Verwendung verschieden, wie *Zahlentafel 8* zeigt.

Zahlentafel 8. Gichtgasbeheizte Kalkbrennöfen in Kladno und Assling.

	Kalkschachtbrennofen		
	Kladno	Assling	
Kalkart	Hochofenkalk	Stahlwerkskalk	Hochofenkalk
Beschaffenheit des gebrannten Kalkes % CO_2	10 bis 25	0,7 bis 1,5	6 bis 13
Leistung:			
t Kalkstein/24 h .		44	47
t gebr. Kalk/24 h	160	27	33
Brennstoff	Gichtgas	Gichtgas	Gichtgas
Brennstoff-Heizwert (H_u) kcal/Nm³ . .	890	850	850
Gichtgasverbrauch Nm³/t Kalkstein .	710	685	750
Gichtgasverbrauch Nm³/t Kalk . . .		1115	1140
Wärmeverbrauch in kcal/kg Kalkstein .	634	585	637
Wärmeverbrauch in kcal/kg gebrannter Kalk		947	970
Saugzug . . mm WS	180 bis 220	110	
Gichttemperatur (im Mittel) . . . ° C	240	237	

Ueber die Einsparungen an Koks bei der Verhüttung von gebranntem Kalk infolge Entlastung des Hochofens von der Arbeit des Kalksteinbrennens wurde schon eingehend berichtet[2]). Die inzwischen vorliegenden Betriebsergebnisse, vor allem die Versuche von W. Lennings[15]) und H. Schumacher[16]), bestätigen die Richtigkeit dieser Forderung bei der Inlandserzverhüttung *(Bild 8)*. Man wird demnach mit einer Einsparung von etwa 25 kg Koks rechnen können, wenn man 100 kg Rohkalkstein durch die entsprechende Menge gebrannten Kalkes, etwa 70 kg, ersetzt (alles bezogen auf 1 t Roheisen). Mit Sauerstoff angereicherter Gebläsewind verlangt nach W. Lennings[15]) unbedingt die Verwendung gebrannten Kalkes.

Bei der Verwendung von gebranntem Kalk im Hochofen müssen gewisse Maßnahmen getroffen und beachtet werden, um den Vorteil dieser Hochofenentlastung auch voll auswirken zu lassen: Vor allem muß das Erz selbst wärmetechnisch vorbereitet sein. Der Kalk darf also nicht mit nassen Erzen in Berührung kommen, da sonst der Verlust durch Verstaubung infolge Kalkzerfalls groß ist. Die Rückbildung von gebranntem Kalk zu Kalkstein geht erst bei höheren Temperaturen in kohlensäurehaltigen Gasen vor sich. Oberhalb 500° nimmt Kalk schnell Kohlensäure auf, wobei der Grad der Absorption bis zur Dissoziationstemperatur (900°) ansteigt. Je dichter und fester der Kalk ist, desto langsamer wirkt auf ihn die Kohlensäure des Gichtgases ein. Wasserdampf ruft eine starke Beschleunigung der Umsetzung hervor, während trockener Kalk sich bei den entsprechenden Temperaturen mit trockener Kohlensäure kaum umsetzt.

Die Anforderungen an den Hochofenkalk sind in *Zahlentafel 9* zusammengefaßt. Wichtig scheint auch, daß der in den Hochofen eingebrachte Kalk sofort an der Durchgasung teilnimmt, also schnell erwärmt wird, um eine Aufnahme von Kohlensäure und Feuchtigkeit zu verhindern.

Zahlentafel 9. Hochofen- und Stahlwerkskalk.

Beschaffenheit und Anforderungen	Hochofenkalk	Stahlwerkskalk
Festigkeit . .	fest, hart	weich, milde gebrannt
Ausbrand . . .	nur zu 95 bis 75 % (aber ohne rohen Kern)	keine Sinterung (kein Totbrennen)
Glühverlust(CO_2)	6 bis 25 %	1,5 bis 4 %
Stückigkeit . .	gleichmäßiges Mittelkorn (30 bis 150 mm)	50 bis 300 mm (kein Feinkalk)
Schwefelgehalt.	unter 0,15 %	unter 0,15 %
Kalkgehalt . .	95 bis 75 % entsprechend dem Ausbrand	95 bis 90 % entsprechend dem Ausbrand

Das wird bei neuzeitlichen Oefen mit Parry-Trichter, McKee- und ähnlichen Gichtverschlüssen der Fall sein, nicht jedoch bei alten Oefen mit Langenscher Glocke mit tiefreichendem Zentralrohr, da hier der Möller nach dem Gichten zuerst oberhalb des Gasabzuges liegt, also nur langsam an der Durchwärmung teilnimmt, an der Gasdurchdringung jedoch überhaupt noch nicht. Auf diesen Umstand dürften auch die früheren Fehlschläge bei der Verhüttung von gebranntem Kalk in den alten Hochöfen zurückzuführen sein, ganz abgesehen davon, daß man weichen Stahlwerkskalk verwendete und außerdem sehr geringe Mengen, die sich auf den Koksverbrauch bei dem schon an und für sich dauernden Schwankungen unterworfenen Hochofengang gar nicht auswirken konnten.

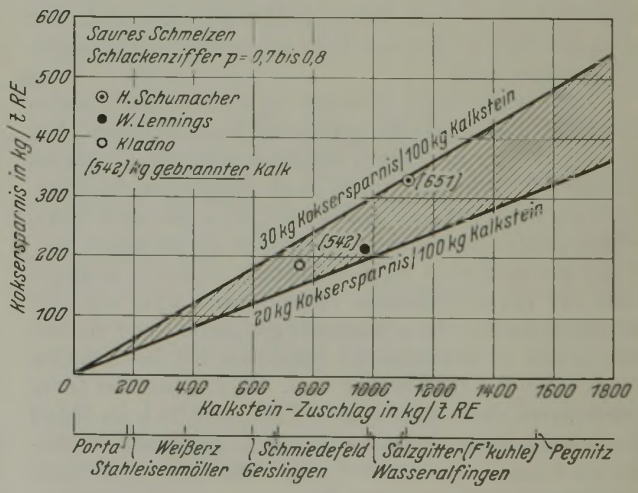


Bild 8. Koksersparnis bei Verhüttung von gebranntem Kalk im Hochofen an Stelle von Rohkalkstein bei saurem Schmelzen.

Nach einer amerikanischen Mitteilung[17]) soll sich in gebranntem Zustand aufgegebener Kalk bei der Verhüttung besser mit Kieselsäure und Tonerde verbinden als im Hochofen selbst gebrannter Kalk, der als Kalkstein aufgegeben wurde. Auch W. Lennings[1]) weist auf die metallurgischen Vorteile der Verwendung gebrannten Kalkes hin.

Zweckmäßig wird man zur Vermeidung von Verwitterungsschwierigkeiten den gebrannten Kalk wie in Kladno und Assling unmittelbar aus dem Kalkofen in die Begichtungskübel füllen. Die Errichtung von Zwischen-

[15]) Stahl u. Eisen demnächst.

[16]) Stahl u. Eisen demnächst.

[17]) O. Bowles: Bull. Bur. Mines Nr. 200, 1920, 40 S.

bunkern auf dem Hochofenwerk dürfte überflüssig sein, da der Kalkbrennofen in seiner Betriebsweise durchaus dem Bedarf des Hochofenbetriebes an gebranntem Kalk angepaßt werden kann, also selbst gleichzeitig als Bunker dient.

Uebrigens ist man auch in der Metallhüttenindustrie aus Gründen der Brennstoffeinsparung dazu übergegangen, an Stelle von Kalkstein, z. B. bei der Bleigewinnung im Hochofen, als Flußmittel gebrannten Kalk anzuwenden[18]).

Die Verwendung von gebranntem Kalk im Hochofen ist an erster Stelle eine Wirtschaftlichkeitsfrage, der noch durch die Möglichkeit, Ueberschußgichtgas zum Brennen des Kalksteins zu verwenden, ganz besondere Bedeutung zukommt. Braucht man für die Verhüttung eines Inlandserzes einen Kalksteinzuschlag von 1000 kg/t Roheisen bei einem Kokssatz von 1200 kg und einer Gichtgasmenge

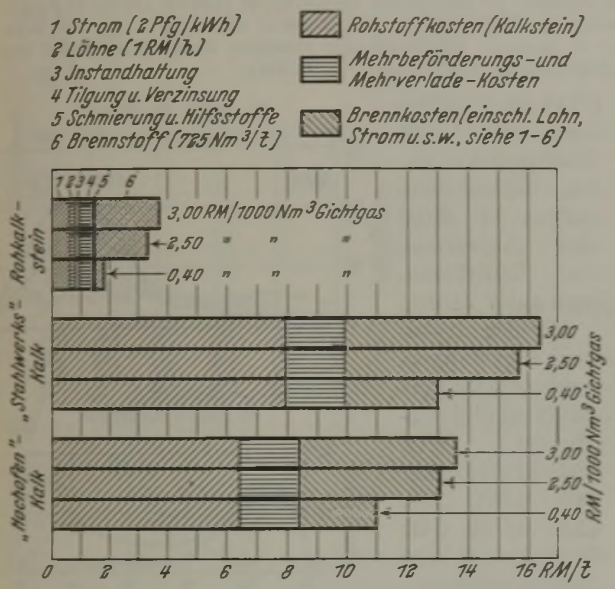


Bild 9. Gesamtkosten eines mit Gichtgas gebrannten Kalkes.

von 4800 Nm³/t Roheisen, so beträgt der Gichtgasbedarf zum Kalksteinbrennen rd. 15 % der anfallenden Gesamt-Gichtgasmenge. Der Eigenbedarf des Gichtgases für Winderhitzer, Gebläse und Kalkbrennöfen würde demnach etwa 50 % ausmachen bei einer gleich großen Ueberschußgasmenge. Infolge der Billigkeit dieses Gases sind die Brennkosten für den Kalk wesentlich niedriger als bei dem mit Kohle, Koksgrus oder Generatorgas gebrannten Kalkstein. Verteuernd auf den mit Gichtgas im Hochofenwerk gebrannten Kalk wirkt sich der Umstand aus, daß der Kalkstein erst zum Hüttenwerk befördert werden muß und daß sich durch die Verladung einer fast doppelten Menge von Kalkstein an Stelle von gebranntem Kalk erhöhte Verladekosten auf dem Kalksteinbruch ergeben. Nach den bei der Wärmestelle Düsseldorf vorliegenden Ermittlungen betragen die Mehrkosten an Fracht etwa 1,25 bis 1,75 RM je t gebrannten Kalk für eine Entfernung von 50 bis 75 Bahnkilometer zwischen Kalksteinbruch und Hüttenwerk. Die Mehrverladekosten liegen zwischen 0,25 und 0,40 RM je t gebrannten Kalk, so daß man mit einer Verteuerung durch zusätzliche Fracht- und Verladekosten von 2 RM je t gebrannten Kalk als obere Grenze und etwa 1,50 RM je t als untere Grenze rechnen kann.

Legt man nach den Betriebsergebnissen von Kladno und Assling einen Gichtgasverbrauch von im Mittel 725 Nm³ je t Kalkstein zugrunde, so erhält man die in *Bild 9* dargestellten Brennkosten.

Für den im Schachtofen mit Koksgrus oder Generatorgas gebrannten Stahlwerkskalk wird ein Preis von 16,50 RM je t (frei Hütte) angegeben.

Bild 10 gibt einen Ueberblick über die Gesamtkosten für das Brennen von Stahlwerkskalk mit Gichtgas bei einer Bewertung des Gichtgases bis zu 3,50 RM je 1000 Nm³. Während die Gesamtkosten bei der höchsten Bewertung des Gichtgases 17 RM je t Stahlwerkskalk betragen, liegen die Kosten bei nur 12,50 RM je t gebrannten Kalk, wenn für das Gichtgas kein Preis eingesetzt wird und an Stelle des nutzlosen Verbrennens beim Abfackeln nutzbare Arbeit durch Kalkbrennen tritt. Es wird also selbst dann, wenn man das Gichtgas überhaupt nicht bewertet, ein Rohstoffgewinn erreicht und Volksvermögen erhalten.

Weiter sind im *Bild 10* die Gesamtkosten für das Brennen von Kalk im Streufeuerofen (auf dem Kalkwerk) für Koksgruspreise von 10 bis 24 RM/t angegeben. Der Schnittpunkt der schräglaufenden Gichtgaskurve mit den Senkrechten (Gesamtkosten bei Koksgrusbeheizung) ergibt die anlegbaren

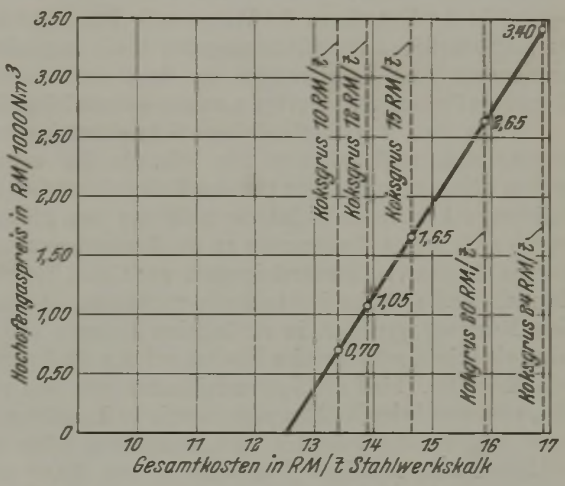


Bild 10. Kosten von Stahlwerkskalk bei Beheizung mit Streufeuer (Koksgrus) und Hochofengas sowie anlegbarer Hochofengaspreis.

Höchstgaspreise, d. h. einem Koksgruspreis von 10 RM/t würde ein Gichtgaspreis von 0,70 RM/1000 Nm³ zum Kalkbrennen gleichwertig sein, während man bei einem Koksgruspreis von 24 RM/t sogar das Gichtgas mit 3,40 RM je 1000 Nm³ bewerten kann bei gleichen Gesamtkosten für das Brennen des Kalkes.

Uebrigens ist bei der Anlieferung von auf dem Kalkwerk gebranntem Kalk zu berücksichtigen, daß die gedeckten Reichsbahn-Kalkwagen auf der Hütte nicht über einen Wagenkipper laufen können, sondern von Hand entladen werden müssen, eine Arbeit, die mit etwa 0,20 RM/t gebrannter Kalk in Rechnung gesetzt, also den Brennkosten eines auf der Hütte gebrannten Kalkes gutgeschrieben werden muß.

Gleichzeitig mit der Frage der Nutzbarmachung von Gichtgas zum Brennen von Hochofenkalk taucht auch die Frage auf, Stahlwerkskalk mit Hochofengas zu brennen, und damit die Frage, welche Güteanforderungen an den gebrannten Kalk zu stellen sind, zumal da mehrfach behauptet wird, daß man mit Gichtgas keinen einwandfreien Stahlwerkskalk brennen könne. Demgegenüber stehen aber die geschilderten Betriebsergebnisse, die beweisen, daß auch mit Gichtgas gebrannter Kalk gütemäßig einwandfrei ist und sogar metallurgische Vorteile bieten kann. Was die Anforderungen an die Beschaffenheit des Stahlwerkskalkes betrifft, so bestehen leider noch keine Richtlinien, auf Grund deren man einen Kalk als metallurgisch einwandfrei oder schlecht bezeichnen könnte. Gerade für die Durchführung der Stahlwerksverfahren kommt der Frage der Kalkbeschaffenheit eine ganz besondere Bedeutung zu. Eine

[18]) B. Dammer und O. Tietze: Die nutzbaren Mineralien, Bd. 1. Stuttgart 1927. S. 437.

Zahlentafel 10. Zusammensetzung deutscher Kalksteine[1]).

Zusammensetzung in %	Oberschles. Muschelkalk	Oberschles. Muschelkalk (Laband)	Schles. Kalkstein (Glatz)	Harzer Kalkstein (Grund)	Harzer Kalkstein (Harzburg)	Kalkstein Lahn	Rheinisch-westfäl. Kalkstein	Trochiten- und Muschelkalkstein Saar	Badischer Muschelkalk	Hessischer Kalkstein		Hauptmuschelkalkstein Bayern (Würzburg)	„Werk"-Kalkstein Bayern (Franken-Jura)	Massenkalkstein Sauerland	Kalkstein Karawanken Assling	Muschelkalk Rüdersdorf bei Berlin
$CaCO_3$	95,2	97,2	85,8	97,2	98,5	98,5	97,1	96,9	96,3	96,3	94,8	91,8	96,1	98,9	93,3	86,3
CaO	53,5	54,4	53,7	54,3	56,1	56	54,5	54,3	54,1	53,9	52,8	51,6	53,9	55,4	52,2	48,3
$MgCO_3$	1,1	0,7	0,2	0,65	Sp.	0,8	1,5	1,4	1,36	1,6	1,7	1,9	1,9	0,60	5,9	3,1
Al_2O_3	—	0,5	0,6	0,27	0,19	0,2	0,9	1,4	0,52	0,024	0,18	0,28	0,46	—	0,70	3,15
Fe_2O_3	0,45	0,8		Sp.	0,5[2])					0,43	0,62	0,50	0,3	0,30	Sp.	
SiO_2	3,2	0,38	2,1	—	0,19	0,4	0,38	1,3	1,42	0,37	2,17	2,6	0,9	0,18	0,15	5,8
S	Sp.	Sp.	Sp.	Sp.	Sp.	Sp.	0,007 bis 0,010	Sp.	Sp.	0,029	0,03	0,11	Sp.	Sp.	Sp.	0,65
P_2O_5	—	—	—	0,67	Sp.	—	—	—	—	0,10	0,45	0,28	Sp.	—	—	—
H_2O	n. b.	n. b.	0,6	n. b.	—	—	0,05	—	0,26	0,90	1,05	0,95	0,53	—	—	n. b.
Na_2O, K_2O	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,43	0,42	0,89	0,38	—	—	—

[1]) Nach H. B. Kosmann: Die Verbreitung der nutzbaren Kalksteine im nördlichen Deutschland (Berlin 1913); O. Fritz: Vorkommen und Verwendung nutzbarer Kalksteine in Süddeutschland (Berlin 1925); B. Dammer und O. Tietze: Die nutzbaren Mineralien, Bd. I (Stuttgart 1927); W. Dienemann und O. Burre: Die nutzbaren Gesteine Deutschlands und ihre Lagerstätten, Bd. II (Stuttgart 1929); sowie Unterlagen der „Wärmestelle Düsseldorf". — [2]) FeO.

Durchsicht der Unterlagen der Wärmestelle Düsseldorf und der sehr spärlichen Schrifttumsangaben sowie persönliche Aussprachen und Erörterungen im Stahlwerksausschuß über dieses Fragengebiet ergeben zusammengefaßt folgendes:

Der für den hüttenmännischen Schmelzbetrieb verwendete Kalk muß möglichst rein sein. In den weitaus meisten Fällen entspricht der von den Kalksteinbrüchen zur Anlieferung kommende technische Kalk den vom Hüttenbetrieb gestellten Anforderungen an die Zusammensetzung. Gewisse Mengen von Verunreinigungen wie Eisen, Tonerde, Magnesia sind stets im Rohkalkstein vorhanden. Solange diese Beimengungen sich in erträglichen Grenzen halten, haben sie keinen schädigenden Einfluß auf den Stahlwerks-Schmelzbetrieb. Sind die Verunreinigungen sehr fein verteilt, so treten beim Kalkbrennen chemische Umsetzungen durch Bildung von Silikaten und Aluminaten schon bei verhältnismäßig niedrigen Temperaturen von 1000° auf. Dies führt zu einer im Stahlwerksbetrieb sehr unerwünschten Sinterung und zum Totbrennen des Kalkes. Die Kalkstücke überziehen sich mit einer dünnen Sinter- oder Glashaut, die den Kalk reaktionsträge oder -unfähig macht. Ein ähnlicher Vorgang vollzieht sich durch zu innige Berührung mit der kieselsauren Asche des Brennstoffs (Kohle, Koks). Im allgemeinen ist ein Kalkstein bei etwa 1050° gargebrannt. Eine weitere Steigerung der Temperatur ist bei reinem Kalkstein belanglos. Fast alle fremden Beimengungen im Kalkstein üben einen Einfluß auf die Färbung des gebrannten Kalkes aus. Demgemäß ist eine reine weiße Farbe ein sicheres Kennzeichen für seine gute Beschaffenheit. Mit Kohle oder Koksgrus gebrannter Kalk ist durch die Verunreinigung der Brennstoffasche meist schmutziggrau gefärbt.

In Deutschland werden vorzugsweise die verhältnismäßig reinen, dickbankigen Kalksteine des Mitteldevons (rheinisch-westfälischer Industriebezirk), des Muschelkalks (oberschlesischer Industriebezirk) und ähnliche Bildungen im Eisenhüttenbetrieb verwendet. *Zahlentafel 10* gibt einen Ueberblick über die chemische Zusammensetzung verschiedener hauptsächlich für Hüttenzwecke verwendeter deutscher Rohkalksteine. Schwachkieselsäurehaltige Kalksteine, in denen der Quarz fein verteilt ist, sollen gewisse Vorteile bieten. Wenn auch der Quarz einen Teil des Kalkgehalts absättigt und daher etwas größere Kalkmengen verbraucht werden, so steigt doch die Dichte, die Splitterigkeit und das physikalisch günstige Verhalten im Ofen erheblich bei Anwesenheit geringer Mengen Quarzes im Kalkstein, vor allem treiben quarzige Kalksteine bei weitem nicht so stark im Ofen wie quarzfreie, d. h. der Entfall an Feinkalk ist geringer. Der Kalkgehalt der für hüttenmännische Zwecke verwendeten Kalksteine soll nicht unter 54 bis 60 % CaO (97 bis 98 % $CaCO_3$) liegen. *Bild 11* zeigt Häufigkeitskurven von Rohkalksteinanalysen als Mittel einer Auswertung von Betriebsanalysen aus 7 Jahren.

Für den Stahlwerksbetrieb verwendeter Kalk muß vor allem gut durchgebrannt sein. Schlecht gebrannter Kalk wirkt allein schon auf die Güte des Stahls und beim Thomasverfahren auch auf die Höhe des Auswurfs und Abbrandes sehr nachteilig ein. Nach H. Bansen[19]) wird durch jede Erhöhung von Verunreinigungen im Kalk um 1 % (SiO_2, Al_2O_3, MgO) die Badtemperatur um 8°, bei 1 % CO_2 mehr im Kalk um 10° und bei 1 % H_2O mehr im Kalk um 34° erniedrigt.

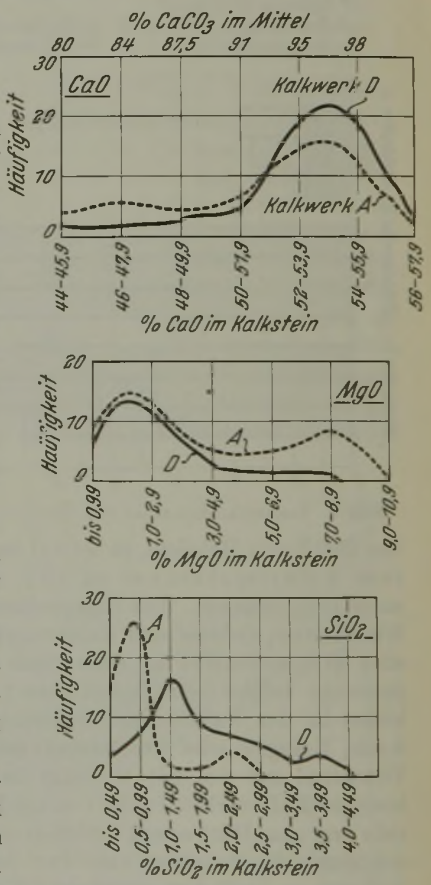


Bild 11. Häufigkeitskurven von Kalksteinanalysen. (Nach Betriebsangaben aus 7 Jahren.)

Die Bedeutung eines guten Kalkes wird dadurch besonders klargelegt; Kalk mit noch hohen Kohlensäuregehalten wirkt stark abkühlend und erhöht auch den Gasgehalt im Stahl. Jede Aenderung in der Kalkbeschaffenheit beeinflußt den Schmelzverlauf; höhere Kieselsäure- und Tonerdegehalte vermehren die Schlackenmenge und setzen die Futterhaltbarkeit herab. Für einen guten Kalk wird folgende Beschaffenheit und Zusammensetzung vorausgesetzt.

Stückigkeit: etwa 70 bis 300 mm
SiO_2: höchstens 3 %, möglichst jedoch unter 1 %
Al_2O_3: höchstens 1,5 %
Fe_2O_3: höchstens 1,5 %
MgO: unter 3 %.

[19]) Stahl u. Eisen 46 (1926) S. [illegible]

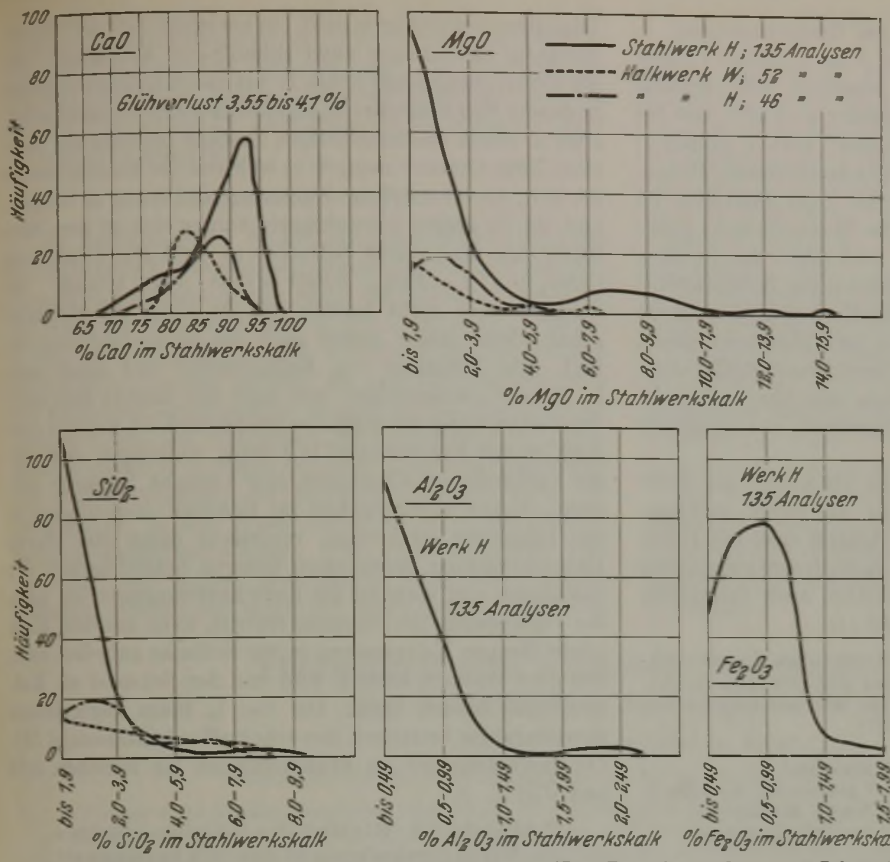


Bild 12 a. Häufigkeitskurven von Stahlwerkskalkanalysen. (Nach Betriebsangaben aus 7 Jahren.)

Größere Mengen von Magnesia und Eisenoxyd sind schädlich, weil sie die Entphosphorung besonders beim Thomasverfahren beeinträchtigen.

Ausbrand: bis 4 % Glühverlust (CO_2) = 7 % $CaCO_3$.

Der Kalk muß zwar gut durchgebrannt und von weicher Beschaffenheit sein, jedoch nicht bis zur Sinterung gebracht werden, da angesinterte, d. h. bis zum Schmolz gebrannte Kalkstücke sehr reaktionsträge sind und sich nicht auflösen.

Schwefel- und Sulfatbeimengungen sind unbedingt schädlich, weil Schwefel in die Eisen- oder Stahlschmelze übergeht.

Leider sind in Wirklichkeit die Streuungen in der Zusammensetzung und Beschaffenheit des Stahlwerkskalks beträchtlich; sie bringen daher große Unregelmäßigkeiten in den thermischen Ablauf der Schmelzverfahren.

Die von der Wärmestelle Düsseldorf gesammelten zahlreichen Analysen von Stahlwerkskalk bestätigen dies durchaus: *Bild 12 a und b* zeigt Häufigkeitskurven von Stahlwerkskalkanalysen, zum größten Teil Auswertungen von Betriebsanalysen aus 7 Jahren. Eine mittlere Stahlwerkskalkanalyse ist:

		Streuungen
90 %	CaO	zwischen 82 und 95 %
2,8 %	SiO_2	bis 5 %
2,0 %	$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	1 bis 6 %
2,0 %	MgO	bis 8 %
3,0 %	Glühverlust (CO_2)	0,8 bis 15 %
0,15 %	S	0,07 bis 0,8 %

Gerade dem Schwefelgehalt im Kalk ist besondere Beachtung zu schenken, da die Schwefelfrage durch die saure Verhüttung der Inlandserze, den Koksschwefel und die notwendig gewordene Sodaentschwefelung des Roheisens in den Vordergrund gerückt ist. Bei den hohen Schwefelgehalten, die das aus Inlandserz erblasene Roheisen mitbringt, wird man unbedingt vermeiden müssen, weitere Schwefelmengen durch den Kalk neben dem etwaigenfalls durch das Gas noch zugeführten Schwefel in das Bad zu bringen.

Wie *Zahlentafel 10* eindeutig zeigt, ist der den Hüttenwerken gelieferte Rohkalkstein praktisch schwefelfrei und keineswegs durch Gips verunreinigt, wie man bei den oft sehr hohen Schwefelgehalten im Stahlwerkskalk annehmen sollte. Der Wärmestelle Düsseldorf vorliegende Analysen ergaben für den Westen 0,007 bis 0,010 % S im Rohkalkstein; der gebrannte Kalk dürfte hiernach nach der Austreibung von rd. 50 % CO_2 durch das Brennen nur die doppelte Menge, d. h. bis 0,02 % Schwefel enthalten. Tatsächlich ist aber die 10- bis 40fache Schwefelmenge vorhanden, die also nur durch den Brennstoff (Kohle, Koks, Generatorgas), mit dem der Kalk gebrannt wird, hereingekommen sein kann.

Koksgrus, Kohle und Briketts haben in der Form von Pyrit, organischem und Sulfatschwefel Schwefelgehalte bis zu 1,5 %, Generatorgas bis zu 8 g S/m³, die fast völlig im Schachtbrennofen vom Kalk aufgenommen werden, da bekanntlich gebrannter Kalk mit steigender Temperatur in

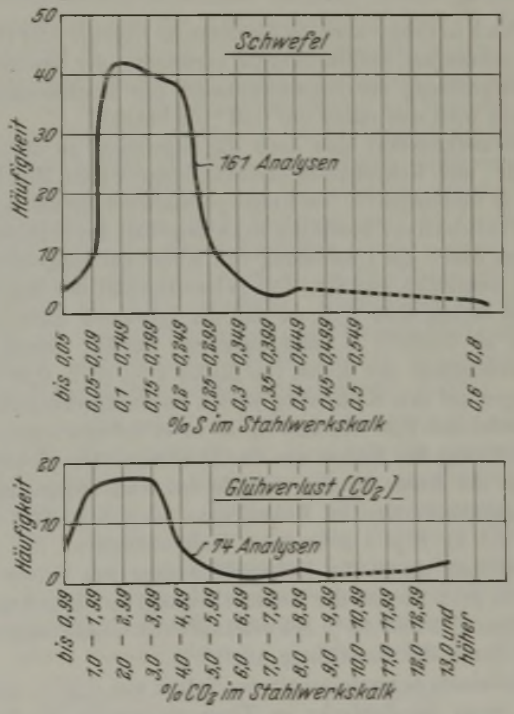


Bild 12 b. Häufigkeitskurven von Stahlwerkskalkanalysen von verschiedenen deutschen Stahlwerken.

stärkstem Maße Schwefel unter Bildung von Kalziumsulfid (CaS) und weiterer Oxydation zu Gips ($CaSO_4$) aufnimmt. Nach E. Will und L. Köster[20]) beträgt die Schwefelaufnahme im gebrannten Kalk bei 200° rd. 26 %, bei 1000°

[20]) Mitt. Vers.-Anst. Dortm. Union 1 (1923) S. 92/109; vgl. Stahl u. Eisen 46 (1926) S. 1257.

dagegen — und das ist gerade die Brenntemperatur — 97,8 %. Von P. P. Budnikoff und J. K. Syrkin[21]) wurde festgestellt, daß Gips sich erst oberhalb 800° zersetzt (99,01 % $CaSO_4$ + 0,09 % CaO), stärker ab 1300°; erst bei 1375° ist die Zersetzung vollkommen: 1,33 % $CaSO_4$ + 98,67 % CaO. Bei den in den Kalköfen herrschenden Temperaturen würde also der sich bildende Gips unzersetzt im Stahlwerkskalk bleiben. Da nun das Hochofengas praktisch keinen Schwefel enthält, wird durch das Brennen mit diesem Brennstoff die Schwefelarmut des Rohkalksteins beibehalten. Der Schwefelgehalt im Hochofengas ist meist nur in Spuren festgestellt worden und übersteigt selten 0,06 % S (meist in Form von Schwefelwasserstoff); denn fast aller Schwefel der Beschickung aus Erz und Koks fließt mit dem Roheisen und der Schlacke ab; nur ein kleiner Teil wird vergast.

Nach einer von der Wärmestelle Düsseldorf im Jahre 1927 durchgeführten Untersuchung an einem gichtgasbeheizten Kalkbrennofen weist die Analyse eines mit Hochofengas unter Zusatz von etwa 15 % Koksofengas gebrannten rheinisch-westfälischen Stahlwerkskalkes auch tatsächlich nur 0,07 % Schwefel auf *(Zahlentafel 11)*.

Zahlentafel 11. Analyse eines mit Gichtgas unter Zusatz von 10 bis 15 % Koksofengas gebrannten Stahlwerkskalkes (Untersuchung der Wärmestelle Düsseldorf 1927).

Heizwert des Mischgases H_u	= 1552 kcal/Nm³
Ofenleistung	65 t gebrannter Kalk/24 h
Gasverbrauch	540 Nm³/t Kalkstein
Wärmeverbrauch	850 kcal/kg Kalkstein.

Stahlwerkskalkanalyse.

93,8 % CaO	1,5 % MgO
3,0 % SiO_2	0,7 % Glühverlust (CO_2)
0,3 % Al_2O_3	0,07 % S
0,3 % FeO	

Auch in Corby wird ein für deutsche Begriffe sehr reiner, gut gebrannter Stahlwerkskalk verwendet, der bewußt zur Niedrighaltung des Schwefelgehaltes mit Hochofengas gebrannt wird und daher nur 0,04 % S enthält.

Bemerkenswert sind auch die Ergebnisse an dem von Kohle- auf Koksofengasbeheizung umgestellten Ringkalkofen in Völklingen[10]). Nach einer persönlichen Mitteilung von H. Steinhäuser wurde der Schwefelgehalt des Stahlwerkskalkes durch die Umstellung von Kohle auf Gasbeheizung ganz wesentlich gesenkt. Der Schwefelgehalt des Rohkalksteins betrug 0,05 % S, so daß der gebrannte Kalk nicht mehr als 0,092 % S hätte aufweisen dürfen. Durch den Schwefelgehalt der Kohle (im Mittel 1 %, d. h. 0,16 % S bezogen auf den Kalk) stieg jedoch im Stahlwerkskalk der Schwefel auf 0,20 bis 0,26 %, d. h. es erfolgte eine Aufschwefelung des Kalkes um das Dreifache. Der Schwefelgehalt der Kohle ist also völlig in den Kalk übergegangen. Demgegenüber sind im Koksofengas 4,5 g S je 1000 Nm³ oder 1,1 kg S je t gebrannter Kalk enthalten. Die Aufschwefelung durch die Koksgasbeheizung war jedoch nur halb so groß wie bei der Kohlebeheizung, da der gebrannte Kalk nur 0,13 bis 0,16 % Schwefel aufweist. Die Ofenleistung stieg durch die Umstellung um 10 %.

Bei einem Schwefelgehalt des Kalkes von 0,25 % erhöht sich, wenn die Schlacke im Thomaskonverter die Hälfte des Kalkschwefels aufnimmt, der Schwefelgehalt im Thomasstahl immer noch von 0,040 auf 0,060 % S, also um 50 %, im Siemens-Martin-Ofen unter gleichen Bedingungen von 0,035 auf 0,041 %, also immerhin noch um etwa 17 %.

Besonders ungünstig werden die Verhältnisse bei höheren Siliziumgehalten im Thomasroheisen, wie es für die Inlandserzverhüttung zutrifft. In der ersten Zeit des Blasens verbrennt das Silizium unter Bildung von Kieselsäure, und die hierbei entstehende Schlacke hat daher anfänglich gerade in diesem Fall besonders unangenehme saure Eigenschaften. Dem in einem emulsionsartigen Zustand befindlichen Roheisen-Kalk-Gemisch mangelt es während des Blasbeginns an der Zeit, die erforderliche Kalkmenge in Lösung zu bringen, und, da die größte Schwefelanreicherung sich an der Oberfläche der Kalkstücke befindet, so tritt die Umsetzung $CaSO_4 + 4\,Fe = FeS + 3\,FeO + CaO$ ein, solange die Schlacke noch nicht basisch ist. Je höher der Siliziumgehalt, desto länger dauert auch die Rückschwefelung im Bad. Die Aufnahme von Kalkschwefel wird dabei nach L. Blum[22]) bedeutender, weil auch eine längere Zeit nach der Verbrennung des Siliziums erforderlich ist, um aus dem Kalk so viel Kalziumoxyd in Lösung zu bringen, daß mit der vorhandenen Kieselsäure eine basische Schlacke entsteht. Hoher Siliziumgehalt im Roheisen, insbesondere in aus Inlandserz erblasenem, verursacht damit eine starke Rückschwefelung, somit einen höheren Schwefelgehalt des Eisenbades und verkürzt die Entschwefelungszeit, die nach der Verbrennung des Siliziums eintritt, wenn aus dem Kalk solche Mengen Kalziumoxyd in der Schlacke aufgelöst sind, daß diese dadurch basisch wird und den Schwefel als Kalziumsulfid binden kann. Die von L. Blum angegebenen Betriebszahlen bestätigen dies sehr treffend *(Zahlentafel 12)*. Der Schwefelgehalt im Stahlwerkskalk lag zwischen 0,13 und 0,31 % S.

Zahlentafel 12. Einfluß des Siliziumgehaltes im Mischerroheisen auf den Schwefelgehalt des Thomasstahles (nach L. Blum).

Schwefel im Mischereisen %	Schwefel im Fertigstahl %	Schwefel-Zunahme %	Silizium im Mischereisen %	Mangan im Mischereisen %	
0,063	0,046	—	0,385	1,17	Mai 1914
0,063	0,045	—	0,394	1,17	Mai 1914
0,047	0,050	6,38	1,025	1,09	Okt. 1917
0,047	0,053	20,5	1,170	1,11	Okt. 1917
0,039	0,053	35,9	1,360	1,18	Okt. 1917

Auch nach F. Springorum[23]) wird die günstigste Entschwefelung erreicht durch Verblasen eines Roheisens mit möglichst niedrigem Siliziumgehalt unter Verwendung eines Stahlwerkskalkes mit ebenfalls möglichst niedrigem Schwefelgehalt.

Nach einer von F. Eisenstecken und E. H. Schulz[24]) aufgestellten Schwefelbilanz im Siemens-Martin-Stahlwerk für den aus dem eingesetzten Schrott, Stahleisen und Stahlwerkskalk stammenden Schwefel wurden bei dem untersuchten Betriebsfall allein 11 % der Gesamt-Schwefelmenge dieses Einsatzes durch den Kalk eingebracht. Allerdings soll nach Angabe der Verfasser sämtlicher in der Einsatz- und Schmelzzeit aufgenommener Schwefel während des Kochens und Fertigmachens wieder abgegeben werden.

Immerhin scheint jedoch im Hinblick auf den höheren Schwefelgehalt des Roheisens aus Inlandserzen beim sauren Schmelzverfahren gerade auch die Schwefelfrage für den Stahlwerksbetrieb von wesentlicher Bedeutung zu sein, besonders wenn man durch Nutzbarmachung von Gichtgas zum Kalkbrennen einen schwefelarmen Stahlwerkskalk bekommen könnte. Zuletzt wirkt sich auch ein niedriger Schwefelgehalt im Stahlwerkskalk mittelbar auf eine Senkung des Sodaverbrauches bei der Sodaentschwefelung des Roheisens aus.

Ein nicht zu unterschätzender Vorteil des mit Gichtgas gebrannten Kalkes ist schließlich auch, daß der Kalk nicht

[21]) Chemiker-Ztg. 47 (1923) S. 22.

[22]) Stahl u. Eisen 38 (1918) S. 625/29.

[23]) Stahl u. Eisen 35 (1915) S. 825/29 u. 852/58.

[24]) Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 677/86 (Stahlw.-Aussch. 233).

durch die Kieselsäure aus der Asche der Kohle oder des Koksgruses verunreinigt ist, da dadurch eine Verdoppelung des Kieselsäuregehaltes eintreten kann. Die Basizität des mit Gas gebrannten Kalkes wird somit gesteigert, was sich in einer Einsparung der Kalkmenge im Hochofen wie auch im Stahlwerk auswirkt.

Zusammenfassung.

Die Bedeutung, die gerade den Hochofenbetrieben für die zukünftige Eisenerzeugung zukommt, stellt mit der Verhüttung der Inlandserze die Frage der Leistungssteigerung der Hochofen- und Stahlwerke in den Vordergrund. Zur Erzielung einer möglichst hohen Roheisenerzeugung mußten Maßnahmen getroffen werden, die zum Teil erheblich von der bisherigen Betriebsweise abweichen, da einerseits der niedrige Eisen- und Kalkgehalt der deutschen Erze, anderseits die großen Erzmengen, der hohe Kalk- und Koksbedarf eine starke Belastung der Hochöfen bedeuten. Die Beseitigung der in den Erzen und auch im Kalkstein enthaltenen Ballaststoffe durch eine wärmetechnische Vorbereitung darf keinen zusätzlichen Brennstoffverbrauch bedeuten, sondern soll möglichst durch einen billigen Abfallbrennstoff erfolgen, wie ihn das bei der Inlandserzverwertung in großem Ueberschuß anfallende Gichtgas darstellt. Während die Aufstellung von Erzröstöfen auf den Hüttenwerken von der Entfernung der Erzgrube, also von den Frachtkosten abhängt, da eine Fortleitung des „armen" Gichtgases zu den Erzgruben wirtschaftlich nicht tragbar ist, liegen die Verhältnisse für die Ausnutzung des Gichtgases zum Brennen von Hochofen- und Stahlwerkskalk wesentlich günstiger. Die Betriebsergebnisse mehrerer in den letzten Jahren errichteter gichtgasbeheizter Kalkbrennöfen beweisen, daß der mit diesem Gas gebrannte Kalk gütemäßig einwandfrei ist und den Anforderungen des Hochofen- und Stahlwerksbetriebes durchaus entspricht. Es ergeben sich sogar für den mit Gichtgas gebrannten und daher schwefelarmen Stahlwerkskalk gewisse metallurgische Vorteile, was wegen des höheren Schwefelgehaltes des aus Inlandserzen erblasenen Roheisens bemerkenswert ist.

Die Verwertung bisher nicht ausgenutzter Gichtgasüberschüsse zum Erzrösten und zum Brennen von Hochofen- und Stahlwerkskalk bedeutet keinen Verbrauch, sondern einen zusätzlichen Gewinn und damit eine Erhaltung von Volksvermögen.

Verzundern und Entkohlen unlegierter Stähle.

(Eine Uebersicht über das Schrifttum bis 1937.)

Von Gerhard Bandel in Essen.

[Bericht Nr. 446 des Werkstoffausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

(Verluste durch Zunderabbrand und Entkohlung. Ihre Abhängigkeit von Glühdauer und Temperatur. Chemischer und physikalischer Aufbau des Zunders. Einfluß von Teildruck und Strömungsgeschwindigkeit der einwirkenden Gase. Blasenbildung und Haftfähigkeit des Zunders. Die Gesetzmäßigkeiten beim Entkohlungsvorgang. Wirkung von verschiedenen reinen Gasen, Gasmischungen und Verbrennungsgasen auf Entkohlung und Verzunderung. Blankglühgase.)

Der Verlust an Eisen und Stahl durch Verzunderung bei der Warmverarbeitung ist sehr beträchtlich. So wird der Ofenabbrand beim Glühen z. B. von C. H. S. Tupholm[1]) auf 1 %, von W. Schroeder[2]) auf 2 bis 3 %, von F. Rapatz und H. Pollack[3]) sogar auf 3 bis 5 % des Einsatzes geschätzt. Bei einer Jahreserzeugung von Roheisen bzw. Rohstahl in Deutschland im Jahre 1937 von 15 bis 20 Millionen t sind das 0,16 bis 1 Million t, die den Weg durch den Siemens-Martin-Ofen wiederholen müssen oder zum Teil ganz verlorengehen. Zu diesem rein mengenmäßigen Abbrandverlust kommt außerdem ein oft noch viel wichtigerer und schwer abzuschätzender Wertverlust des Glühgutes durch Oberflächenfehler und Entkohlung, die erhöhten Bearbeitungsaufwand oder gänzlichen Ausfall hervorrufen können. Eine Herabsetzung dieser großen Verluste ist nicht immer ohne weiteres möglich; so kann z. B. die Unterdrückung stärkerer Verzunderung die Oberflächenentkohlung erhöhen. Derartige Maßnahmen dürfen daher nur unter genauer Kenntnis und Berücksichtigung der physikalischen und chemischen Gesetzmäßigkeiten der Vorgänge bei der Verzunderung und Entkohlung vorgenommen werden.

Der Zundervorgang wird durch folgende Gesetzmäßigkeiten in Abhängigkeit von der Glühdauer und von der Temperatur bestimmt: Eisen und Stahl verbinden sich mit dem Sauerstoff der Luft schon bei niederen Temperaturen. Feinst verteiltes, durch Reduktion aus Eisenoxalat gewonnenes, pyrophores Eisen entzündet sich bereits bei Raumtemperatur an der Luft. Ebenso verbrennen kleinste, beim Schleifen von Eisen und Stahl abgerissene erhitzte Teilchen unter Funkenbildung. Die Selbstentzündungstemperatur kleinster Metallteilchen in Abhängigkeit von der Teilchengröße ist von G. Tammann und W. Boehme[4]) näher untersucht worden. Sie ist bei einer gegebenen Ausgangstemperatur im wesentlichen von dem Verhältnis Oberfläche zu Volumen des Teilchens abhängig, also davon, wie hoch durch die bei der Oxydation an der Oberfläche entstehende Verbrennungswärme das Eisenteilchen und die gebildete Oxydschicht erhitzt werden kann (nach Tammann muß die Oxydhaut bis zum Schmelzen oder Schrumpfen erhitzt werden). Bei größeren Eisenstücken wird die an der Oberfläche gebildete Wärme in das Eisen abgeleitet. Dicht unter der Oberfläche ist unter Umständen eine geringe Temperaturerhöhung nachweisbar[5]), die bei starker Zunderung bei hohen Temperaturen berücksichtigt werden muß[32]).

Eine einmal gebildete feste Oxydschicht, die nahezu die gleiche Temperatur wie der Stahl hat, übt eine Schutzwirkung gegen den weiteren Angriff des Sauerstoffes aus. Das Fortschreiten der Oxydation wird daher maßgeblich von Diffusionsvorgängen in der Oxydschicht bestimmt und folgt mathematischen Gesetzen. Bei niederen Temperaturen kann es praktisch ganz zum Stillstand kommen. Bis 200° bilden sich auf dem Eisen nur unsichtbare dünne Oxydhäutchen[6]) [8]) [10]), mit steigender Tempe-

*) Vorgetragen in einer Sitzung über Zunderungs- und Entkohlungsfragen am 14. Januar 1938 [s. auch Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) S. 131/38, 139/144 u. 225/29]. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

[1]) Industr. Engng. Chem., News ed., 14 (1936) S. 106/07.

[2]) Arch. Eisenhüttenw. 6 (1932/33) S. 47/54 (Wärmestelle 166).

[3]) Ber. Werkstoffaussch. VDEh. Nr. 99 (1927).

[4]) Z. anorg. allg. Chem. 217 (1934) S. 225/36.

[5]) K. Heindlhofer und B. M. Larsen: Trans. Amer. Soc. Steel Treat. 21 (1933) S. 865/95.

[6]) G. Tammann: Z. anorg. allg. Chem. 111 (1920) S. 78/89; G. Tammann und W. Köster: Z. anorg. allg. Chem. 123 (1922) S. 196/224; E. Schroeder und G. Tammann: Z. anorg. allg. Chem. 128 (1923) S. 179/206; G. Tammann und G. Siebel: Z. anorg. allg. Chem. 148 (1925) S. 297/312; J. S. Dunn: Proc. roy. Soc., Lond., A 111 (1926) S. 203/09; W. Feitknecht: Z. Elektrochem. 35 (1929) S. 142/51; F. H. Constable: Proc. roy. Soc., Lond., A 117 (1927) S. 376/86.

ratur sogenannte Anlauffarben[6]) und schließlich immer dickere Zunderschichten.

Die Zeit- und Temperaturabhängigkeit der Verdikkungsgeschwindigkeit der Oxydschicht sind zuerst durch Beobachtungen bei den Anlauffarben auf Metallen bestimmt worden. Die zeitliche Verfolgung der bei gleichbleibender Temperatur hintereinander auftretenden Interferenzfarben der dünnen Oxydhäutchen gestattet, die Dickenzunahme zu berechnen[6]), was durch gewichtsmäßige[7]) und elektrolytische Verfahren[8]) bestätigt wurde. Mit zunehmender Dicke der Oxydschicht nimmt die Verdickungsgeschwindigkeit ab. Zuerst wurde von G. Tammann, ferner auch von J. S. Dunn[6]), N. B. Pilling und R. E. Bedworth[9]) und anderen[5]) [10]), eine einfache Ableitung eines parabolischen Zeitgesetzes für die gebildete Oxydmenge m angegeben ($dm/dt = k/m$ oder $m = k\sqrt{t}$), was durch Versuche bei gleichmäßig dichten Oxydschichten und bei Abwesenheit von störenden Einflüssen anderer Art oft bestätigt worden ist. G. Tammann und W. Köster[6]) sowie G. Tammann und G. Siebel[6]) beobachteten auf Eisen und seinen Legierungen im Temperaturgebiet der Anlauffarben allerdings ein exponentielles Zeitgesetz, dessen Ursachen nicht ganz geklärt sind [s. bei J. S. Dunn[6]), Evans[10])]. Für dickere gleichmäßige Zunderschichten bei höheren Temperaturen wurde jedoch auch auf Eisen und Stahl praktisch immer das parabolische Grundgesetz für die Dickenzunahme mit der Glühdauer bestätigt gefunden [s. N. B. Pilling und R. E. Bedworth[9]), K. Heindlhofer und B. M. Larsen[9]), W. Heiligenstaedt[67]), A. Portevin[11])]. Von W. Schroeder[2]) sowie D. W. Murphy und W. E. Jominy[32]) sind Untersuchungen über die zu berücksichtigenden Anwärmzeiten bei dicken Blöcken vorgenommen worden.

Als Maß für die Zunderung bei höheren Temperaturen wird im allgemeinen die Gewichtszunahme durch die Sauerstoffaufnahme oder die Gewichtsabnahme nach Entfernung des Zunders (manchmal auch die Dickenabnahme der Probe) je h und m^2 (oder cm^2) unter genauer Angabe der Glühdauer bestimmt[11]). Bei sehr genauen Messungen muß auch die Probenform und der Oberflächenzustand angegeben werden[5]).

In seiner Abhängigkeit von der Temperatur folgt der Zundervorgang wie die ihn bestimmende Diffusionsgeschwindigkeit einem Exponentialgesetz[5]) [6]) [9]). Die Zunderung nimmt daher mit steigender Temperatur sehr stark zu. Unregelmäßigkeiten im Temperaturverlauf wurden beobachtet bei Umwandlungspunkten in der Oxydschicht und im Stahl, so z. B. zwischen 800 und 900° bei der α-γ-Umwandlung nach A. Portevin[11]) und nach K. Fischbeck und F. Salzer[12]) und bei Aenderungen der Gestalt der Zunderschichten. Beim Schmelzen der Oxyde bei etwa 1370° nimmt die Zunderung sprunghaft zu[32]) [4]).

Der chemische Aufbau und die Anordnung der Zunderschichten lassen sich aus dem Eisen-Sauerstoff-Zustandsschaubild und den physikalisch-chemischen Gleichgewichten der Eisenoxyde mit dem umgebenden Gas ableiten. Daß der Zunder aus verschiedenen Eisen-Sauerstoff-Verbindungen zusammengesetzt ist, haben bereits P. Oberhoffer und K. d'Huart[13]) festgestellt. Der Aufbau des Zunders in mehreren Schichten ist dann von L. B. Pfeil[10]) [14]) unter Neubearbeitung des Eisen-Sauerstoff-Zustandsschaubildes im einzelnen eingehend klargestellt, wie es *Bild 1* nach K. Heindlhofer und M. B. Larsen[5]) veranschaulicht. Unterhalb 575° besteht

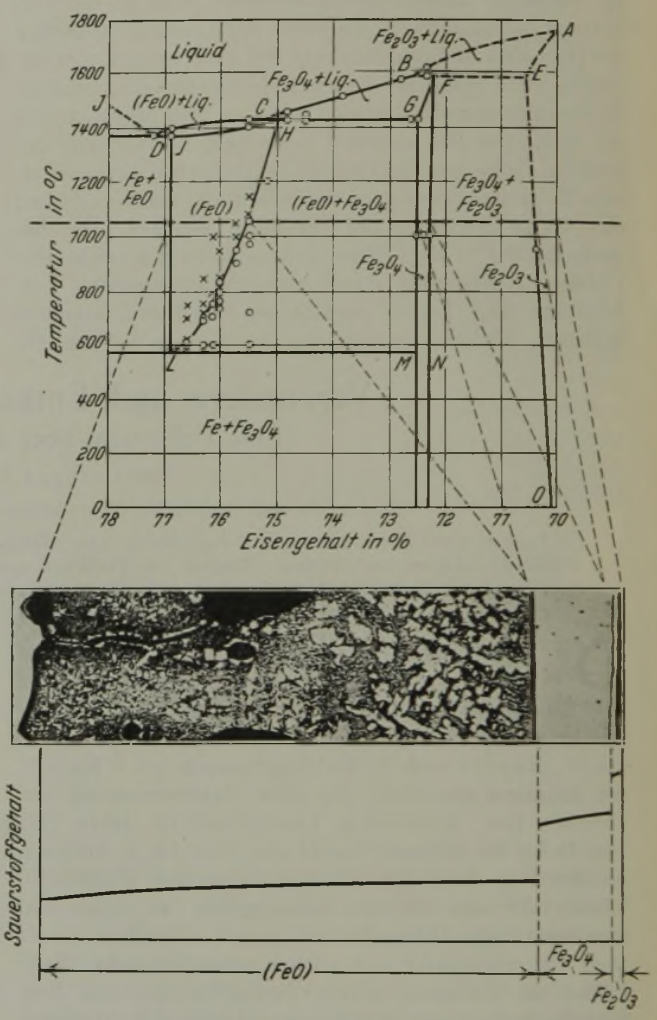


Bild 1. Aufbau des Zunders und Beziehung zum Eisen-Sauerstoff-Zustandsschaubild nach L. B. Pfeil (nach einer Darstellung von K. Heindlhofer und M. B. Larsen).

der Zunder nur aus Eisenoxyduloxyd und Eisenoxyd, da das Oxydul nicht beständig ist. Bei 575° wurde eine Unregelmäßigkeit der Temperaturabhängigkeit der Oxydationsgeschwindigkeit beobachtet von W. I. Archarow[15]). Oberhalb 575° ist der Zunder in drei Schichten aus Eisenoxydul, -oxyduloxyd und -oxyd angeordnet, deren Stärke von Eisenoxydul nach -oxyd abnimmt. Oberhalb 1100° verschwindet die Eisenoxydschicht an Luft ganz, da der Dissoziationsdruck des Eisenoxydes höher wird als der Sauerstoffteildruck der Luft bei 1 at[14]). Bei noch niederem Sauerstoffdruck kann das bereits bei tieferen Temperaturen eintreten[16]), desgleichen in Wasserdampf, Kohlen-

[7]) G. Tammann und K. Bochow: Z. anorg. allg. Chem. 169 (1928) S. 42/50; W. H. J. Vernon: J. chem. Soc. (1926) S. 2273/82; Trans. Faraday Soc. 31 (1935) S. 1668/1700.

[8]) H. A. Miley: J. Iron Steel Inst. 135 (1937) S. 407/419; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 823; Carnegie Schol. Mem. 25 (1936) S. 197/212.

[9]) Vgl. Fußnote 5; ferner: J. Inst. Met. 29 (1923) S. 529/79.

[10]) Review of Oxydation and Scaling of heated Solid Metals. Department of Scientific and Industrial Research. London 1935.

[11]) O. Hengstenberg und F. Bornefeld: Krupp. Mh. 12 (1931) S. 153/58; J. Fritz und F. Bornefeld: Krupp. Mh. 12 (1931) S. 237/41. Rev. Métall., Mém., 31 (1934) S. 101/15, 186/91 u. 219/36.

[12]) Metallwirtsch. 14 (1933) S. 733/39, 753/58.

[13]) Stahl u. Eisen 39 (1919) S. 165/69, 196/202.

[14]) J. Iron Steel Inst. 119 (1929) S. 501/60; vgl. Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 1238/39; J. Iron Steel Inst. 123 (1931) S. 237/58; vgl. Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 948/49.

[15]) Z. techn. Phys. 4 (1934) S. 372/75; nach Chem. Zbl. 107 (1936) II, S. 2207.

[16]) F. Meunier und O. L. Bihet: 15. Congr. chim. ind., Brüssel 1935, Bd. II, S. C 944/51.

dioxyd und anderen Gasgemischen[5]) [18]). Bei sehr stark vermindertem Teildruck des Sauerstoffs in Luft oder anderen oxydierenden Gasen durch Stickstoffbeimischung tritt eine wesentliche Abnahme der Zunderung ein (*Bild 2*)[17]) [18]) [32]). Ungenügendes Sauerstoffangebot ist auch vorhanden bei sehr niedriger Strömungsgeschwindigkeit der Luft über dem Glühgut, so daß nach C. Upthegrove und D. W. Murphy[17]) die Zunderung an Luft bei einer Geschwindigkeit unterhalb 2 cm/s absinkt. Höhere Strömungsgeschwindigkeit bis zu 9 m/s beeinflußt [auch nach W. E. Jominy und D. W. Murphy[18]) und W. Schröder[2])] die Zunderung nicht. Auffallenderweise beobachteten W. Baukloh, O. Reif und J. Sittard[19]) bei 600 bis 800° zwischen 0,1 und 0,4 cm/s an Stählen verschiedenen Kohlenstoffgehalts einen ausgeprägten Höchstwert der Verzunderung, der von D. W. Murphy nicht gefunden wurde. Er soll auf der Ausbildung von besonders porigem, leicht abblätterndem Zunder, deren Ursache unklar ist, beruhen.

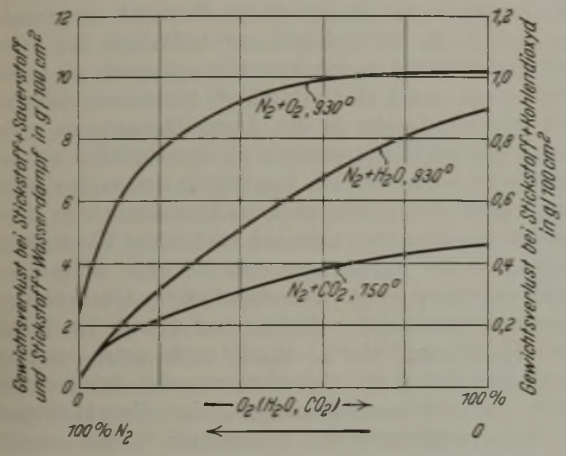


Bild 2. Einfluß des Teildruckes von Sauerstoff, Wasserdampf und Kohlenstoffdioxyd auf die Verzunderung von Stahl bei 0,1 und 0,2 % C (nach D. W. Murphy).

Für die physikalischen Eigenschaften des Zunders ist zunächst die Kenntnis der Diffusionsvorgänge bei der Entstehung des Zunders von Bedeutung. Bereits L. B. Pfeil[14]) hat erkannt, daß der Zunder auf Eisen nicht durch stetiges Höherschieben der obersten Schicht und durch Eindringen des Sauerstoffes durch feinste Poren bis zur Eisenoberfläche entsteht, wie z. B. bei der Oxydation von Wolfram[20]), sondern daß der Zunder durch Diffusionsvorgänge im Oxyd aufwächst, so daß er Fremdkörper an der ursprünglichen Eisenoberfläche einhüllt. Pfeil schloß daraus, daß sowohl der Sauerstoff nach innen als auch Eisen oder Eisenoxydul nach außen diffundiert. E. R. Jette und F. Foote[21]) stellten dann durch röntgenographische Untersuchungen und C. Wagner[21]) durch genauere Betrachtungen der Elementarvorgänge bei der Entstehung des Zunders fest, daß die Diffusion der Eisenionen stärker als die der Sauerstoffionen sein muß.

Die kristallographische Orientierung der verschiedenen Oxydschichten steht in gesetzmäßiger Beziehung zu der der Ferritkristalle an der Oberfläche[22]), sofern nicht nach dem Entstehen der ersten Oxydhaut eine Rekristallisation oder Umkristallisation stattgefunden hat[14]). Von dieser Tatsache machen bereits ältere metallographische Verfahren zum Sichtbarmachen der Korngröße und zur Bestimmung der kristallographischen Orientierung der einzelnen Kristalle auf Grund ihrer verschiedenen Färbung beim Anlaufen Gebrauch[23]). Infolge der verschiedenen Diffusionsgeschwindigkeit in verschiedenen Richtungen des Oxydkristalls wird die Zunderoberfläche manchmal von erhabenen, regelmäßig begrenzten Kristallflächen gebildet, besonders unter den erwähnten Bedingungen, wo Eisenoxyduloxyd die oberste Schicht bildet[14]) [18]) oder in Hohlräumen im Zunder[30]). Die gewöhnliche Zunderoberfläche aus Eisenoxyd hat oberhalb 700° an Luft meist eine gleichmäßige graublaue samtartige oder schwarz glänzende glatte Oberfläche[14]). Bei tieferen Temperaturen bedeckt oft nur eine dünne rotbraune abwischbare Eisenoxydschicht die dunklen, dicken Zunderschichten aus Eisenoxyduloxyd (und Eisenoxydul).

Durch teilweises Selbstabblättern während des Glühens und durch sonstige Unregelmäßigkeiten in der Ausbildung des Zunders kann die obenerwähnte Schutzwirkung des Zunders bei längerer Glühdauer beeinträchtigt und unerwünschte Ungleichmäßigkeiten der Stahloberfläche bewirkt werden. Anderseits ist nach der Glühbehandlung von Eisen und Stahl in oxydierenden Ofengasen im allgemeinen eine leichte und vollkommene Ablösbarkeit des Zunders vom Glühgut, möglichst ohne Beizen, erwünscht. Teilweises Haftenbleiben des Zunders beim Abschrecken von Stahl kann örtliche Härteunterschiede infolge der wärmeisolierenden Wirkung der Zunderreste oder beim Beizen ungleichmäßige Abtragung der Stahloberfläche hervorrufen. Nach U. R. Evans[25]) können Zunderreste auch nach dem Ueberstreichen und Aufbringen sonstiger Schutzüberzüge Lochfraß bei der Korrosion bewirken. In besonderen Fällen ist wiederum ein gleichmäßig anhaftender „Klebzunder" erwünscht, z. B. beim Walzen von Feinblechpaketen[26]).

Rissigkeit und Abblättern des Zunders kann, abgesehen von äußeren Kräften, durch Spannungen beim Erhitzen und Abkühlen verursacht werden, die durch unterschiedliche Wärmeausdehnung der Zunderschichten unter sich und der des Stahles und durch Volumenänderung bei Umwandlungen auftreten. Zu berücksichtigen ist jedoch, daß der Zunder oberhalb 600° etwas an Sprödigkeit verliert. Nach E. W. Müller und H. Buchholtz[24]) traten an Luft bei gleichmäßiger Dehnung eines Dauerstandstabes nur bei 600° zahlreiche Querrisse in der Zunderschicht auf, die unter den Rissen verstärkte Zunderung herbeiführten. Bei 700° entstanden erst bei Einschnürung des Stabes Risse im Zunder. Bei 800° waren durch Schlagbeanspruchung in der Zunderschicht nur vereinzelte winzige Risse zu erkennen, wogegen der Zunder bei 600° vollkommen zersplitterte und absprang.

Eine störende Ungleichmäßigkeit in der Zunderausbildung stellt eine bei etwa 700 bis 1100° vielfach zu

[17]) Trans. Amer. Soc. Steel Treat. 21 (1933) S. 73/96; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 1162/63.

[18]) Trans. Amer. Soc. Steel Treat. 18 (1930) S. 19/57.

[19]) Metallwirtsch. 14 (1935) S. 1055/57; Metallwirtsch. 16 (1937) S. 323/25.

[20]) E. Scheil: Z. Metallkde. 29 (1937) S. 209/14.

[21]) J. phys. chem. 1 (1933) S. 29/36; nach Physik. Ber. 14 (1933) S. 577; Angew. Chem. 49 (1936) S. 735/40; Z. phys. Chem., Abt. B, 21 (1933) S. 25/41.

[22]) Vgl. Fußnote 14, ferner: R. F. Mehl, E. L. McCandless und F. N. Rhines: Nature 134 (1934) S. 1009; nach Chem. Abstr. 29 (1935) Sp. 2127; Nature 137 (1936) S. 702; nach Phys. Ber. 17 (1936) S. 1419/20; Amer. Inst. min. metallurg. Engrs., Techn. Publ. Nr. 780, 23 S., Metals Techn. 4 (1937) Nr. 2; H. R. Nelson: J. chem. Phys. 5 (1937) S. 252/59.

[23]) G. Tammann: Lehrbuch der Metallkunde 4. Aufl. Leipzig 1932, S. 90 u. 132.

[24]) E. W. Müller und H. Buchholtz: Arch. Eisenhüttenw. 9 (1935/36) S. 41/45 (Werkstoffaussch. 309).

[25]) U. R. Evans: J. Iron Steel Inst. 130 (1934) S. 385/86.

[26]) E. Günther: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 601/04.

beobachtende Blasenbildung dar. Diese groben blasenartigen Aufwölbungen treten nach K. Heindlhofer und B. M. Larsen[5]) nur in den oberen Eisenoxyd- und Eisenoxyduloxydschichten auf. Dagegen haftet Eisenoxydul, wenn es sich z. B. im Wasserdampf und Kohlendioxyd allein bildet, gleichmäßig fest an. Auch C. Upthegrove und D. W. Murphy[17]) beobachteten die Blasen bei 1000 bis 1100° nur in Luft und Sauerstoff, dagegen nicht in Kohlendioxyd und Wasserdampf. Die Blasen sollen nach Heindlhofer und Larsen durch Dichte- und Ausdehnungsunterschiede zwischen den einzelnen Oxydschichten hervorgerufen werden, nach W. Baukloh und Mitarbeitern[19]) durch die Unterschiede des Rauminhalts von Zunder und Eisen. Wahrscheinlich führen nur Dichteunterschiede zwischen Eisenoxydul und Eisenoxyduloxyd zum Abheben

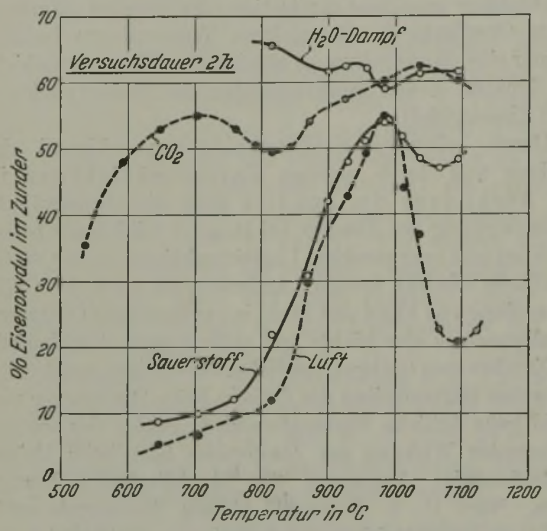


Bild 3. Einfluß der Temperatur auf die Zusammensetzung des Zunders in verschiedenen Gasen (nach C. Upthegrove und D. W. Murphy).

des letztgenannten. Heindlhofer und Larsen[5]), auch C. Upthegrove und D. W. Murphy[17]) beobachten beim Auftreten von Blasen eine Zunahme der Zunderung und ein Absinken in der Zunderungszeitkurve beim Verschwinden der Blasen bei ungefähr 1100°, womit eine Aenderung des Eisenoxydulgehaltes des Zunders parallelläuft *(Bild 3)*. Dagegen ist nach W. Baukloh[19]) unter den mit Stickstoff angereicherten Blasen die Zunderbildung geringer, so daß sich nach dem Ablösen des Zunders erhabene Stellen auf dem Eisen bilden. Da außerdem die dünne Zunderschicht unter den Blasen besonders fest haftet, hinterläßt sie eine unangenehme pockennarbige Ungleichmäßigkeit nach dem Beizen. Ob die Blasenbildung einmal die Zunderung verstärkt oder im anderen Fall herabsetzt, wird einfach davon abhängen, ob die Blasen aufplatzen und der Zunder teilweise abblättert oder ob sie geschlossen sind und die Diffusionsvorgänge im Zunder behindern.

Neben diesen stark ins Auge fallenden großen Blasen an der Oberfläche finden sich oft im untersten Teil der Wüstitschicht des Zunders kleine Hohlräume und Risse. Nach R. Griffiths[30]) rühren sie von Gasblasen her, die bei der Oxydation des Stahles frei werden (im Stahl gelöste Gase und Kohlenoxyd, das bei der Verbrennung des Kohlenstoffs im Stahl entsteht), da sie größtenteils nur in dem Teil des Zunders vorhanden sind, der unter der ursprünglichen Stahloberfläche liegt. Sie treten in dickeren Zunderschichten nach einer gewissen Glühdauer bei allen Stählen auf, am stärksten bei basisch erschmolzenen Stählen, die bekanntlich vielfach mehr Gas gelöst enthalten als sauer erschmolzene Stähle. Bei der mechanischen Entfernung des Zunders verläuft der Bruch oft durch diese porige unterste Schicht, und es verbleiben Zunderreste auf der Stahloberfläche, die besonders fest anhaften.

Zur Vermeidung der Blasenbildung an der Oberfläche und zur Erzielung von leicht und gleichmäßig abblätterndem Zunder lassen sich einfache, allgemein gültige Vorschriften nicht angeben. Temperatur, Glühdauer[30]), Stahlzusammensetzung[29]), vielleicht auch Korngröße, die Zusammensetzung der Glühgase[17]) [30]), Packung des Glühguts (z. B. bei Bandspiralen) usw. üben hierbei einen schwer übersehbaren Einfluß aus, dessen Stärke von Fall zu Fall geklärt werden muß.

Der wichtigste Grund für das Haften des Zunders ist nach R. Griffiths[30]) die Verzahnung zwischen Zunderschicht und Stahloberfläche, auf die alle soeben angegebenen Umstände mehr oder weniger stark einwirken können. Bei 600° ist die Grenzschicht Zunder—Stahl noch scharf und eben begrenzt. Bei ungefähr 900° beginnt sie ungleichmäßig zu werden. Nach Entfernung des Zunders ist auf der Oberfläche des Stahles oft ein Netzwerk zu erkennen, das nach J. H. Whiteley[27]) auf Anhäufung von Sauerstoff und Schwefel in den Austenitkorngrenzen des Stahles beruhen soll. Auch R. Griffiths[30]) beobachtet, daß oberhalb 900° der Zunder an den Austenitkorngrenzen in den Stahl tiefer eindringt, wodurch die Zunderschicht auf dem Stahl fester verankert wird. Von 950° an sind in der obersten Randschicht des Stahles auch im Korninnern feine Oxydeinschlüsse vorhanden[35]), die sich bei höheren Temperaturen häufen. In den Korngrenzen sind bei 1200° Silikate und Oxyde nachzuweisen[31]). Von etwa 1350° an tritt tiefe Korngrenzenoxydation unter Bildung von kleinen interkristallinen Hohlräumen ein[28]). Diese Oxyde unter der Oberfläche bewirken, ganz abgesehen von den damit verbundenen Entkohlungserscheinungen, eine Verschlechterung der Warmverarbeitung und Polierbarkeit[29]), was besonders bei den legierten Stählen gefürchtete Maße annimmt[31]). Diese bei oberhalb 1300° eintretenden sogenannten Verbrennungs- oder Ueberhitzungserscheinungen und die zu ihrer Vermeidung wichtigen höchstzulässigen Glühtemperaturen in Abhängigkeit von Stahlzusammensetzung und Glühatmosphäre sind vielfach, z. B. von D. M. Murphy und W. E. Jominy[32]), eingehend untersucht worden. Ein verbrannter Stahlblock kann äußerlich eine ganz leidliche Stahloberfläche haben. Ohne ihn aufzuschneiden, ist nicht festzustellen, ob er bis tief ins Innere mit interkristallinen Hohlräumen durchsetzt ist. Das zeigt sich, und zwar auch nicht immer, erst beim Verschmieden des Blockes.

Im Temperaturbereich von 900 bis 980° (600 bis 1100°) führte R. Griffiths[30]) Untersuchungen über die Beziehung zwischen Haftfähigkeit und Feingefüge von Zunderschichten aus. Er beobachtete, daß erhöhte Haftfähigkeit infolge Eindringens von Zunder an den Korngrenzen erst nach gewisser Glühdauer einsetzt. Nach kurzer Glühdauer bei starker Oxydation werden Korn und Korngrenzen zunächst gleichmäßig angegriffen, und der Zunder blättert sehr leicht ab. Nach längerer Glühdauer unter den gleichen

[27]) J. H. Whiteley: J. Iron Steel Inst. 131 (1935) S. 181/211; vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 764/65.

[28]) M. Baeyertz: Trans. Amer. Soc. Met. 24 (1936) S. 420/50.

[29]) R. Griffiths: J. Iron Steel Inst. 130 (1934) S. 377/88; 132 (1935) S. 67/74; vgl. Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 1296; 55 (1935) S. 93; 56 (1936) S. 98.

[30]) Carnegie Schol. Mem. 26 (1937) S. 165/74; vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 552/53.

[31]) H. Schrader: Techn. Mitt. Krupp 2 (1934) S. 136/42; G. W. Austin: First Rep. Alloy Steels Res. Comm. 1936, S. 189/211; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 381.

[32]) Engng. Res. Bull., Ann Arbor, Nr. 21 (1931) S. 1/148; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 43/46.

Bedingungen wird aber durch die Schutzwirkung der dickerwerdenden Zunderschicht die Oxydationsgeschwindigkeit gehemmt, so daß selektiver Korngrenzenangriff einsetzt.

Beim Glühen von längerer Dauer unter Zugbeanspruchung in der Nähe oder über der Dauerstandfestigkeit des Stahles sind interkristalline Auflockerungen im Stahl, die zum Teil mit Oxydationsvorgängen im Zusammenhang stehen, bereits bei tieferen Temperaturen unterhalb 900°, z. B. bei 550 bis 600°, zu beobachten, die ein Reißen mit geringerer Dehnung und Einschnürung als beim Kurzzerreißversuch zur Folge haben[33]). W. Raedecker[33]) beschreibt mit Zunder gefüllte Risse in Ueberhitzerrohren, die nach dem Gefüge auf 725° überhitzt waren, die wahrscheinlich ebenfalls auf interkristalline Oxydation in Verbindung mit Spannungen zurückzuführen sind.

Da der Einfluß von Legierungselementen auf das Zundern und Entkohlen an anderer Stelle behandelt werden soll, wäre hier nur auf die Wirkung des Kohlenstoffgehaltes einzugehen. Armco-Eisen zeigt stärkere Zunderverluste als Weicheisen, was wahrscheinlich auf dem besonders hohen Sauerstoffgehalt des ersten beruht. G. C. McCormick[39]) beobachtet ein Sinken der gebildeten Zundermenge mit steigendem Kohlenstoffgehalt des Stahls (0,2 bis 1,0 % C) in Luft, Kohlendioxyd und verschiedenen Verbrennungsgasen. D. M. Murphy, W. P. Wood und W. E. Jominy[34]) beobachteten bei 680° an trockener Luft zunächst ein Ansteigen der Zunderung bis 0,28 % C und dann einen linearen Abfall bis 1,2 % C um etwa ein Drittel. Sie teilen aber nicht die Ansicht von H. Scott[35]), daß dieser Abfall auf eine bevorzugte Verbrennung des Kohlenstoffs zurückzuführen ist. Er ist nach ihrer Ansicht mehr auf die Wirkung der mit steigendem Kohlenstoffgehalt zunehmenden Menge des gebildeten Kohlenoxydes zurückzuführen, die durch den Zunder entweichen muß und die Oxydation des Eisenoxyduls zu Oxyduloxyd unter nachweisbarer Vergrößerung des Eisenoxydulanteils im Zunder zurückdrängt. Nach H. Schrader[31]) kommt bei 1200° nach achtstündiger Glühdauer in oxydierenden Ofengasen eine Erhöhung des Kohlenstoffgehaltes von 0,1 bis 1,0 % nicht in den Zunderverlusten und auch nicht in der Ausbildung der Verbrennungserscheinungen [siehe auch bei D. W. Murphy und W. E. Jominy[32])] zum Ausdruck. Bei noch höherem Kohlenstoffgehalt im Gußeisen tritt neben den bekannten Wachstumserscheinungen durch Karbidzerfall bereits bei Temperaturen von etwa 700° eine interkristalline Oxydation entlang den Graphitadern ein [siehe Schrifttumsübersicht bei P. Bardenheuer und E. Scheil[37])].

Eine gefürchtete Begleiterscheinung der Zunderung stellt die Entkohlung der Oberflächenschicht des Stahles dar. Es kann also auch bei gutem Abspringen des Zunders vor der Härtung eine zu weiche Oberfläche entstehen. Die Entkohlung beruht weniger auf der Eindiffusion von Sauerstoff als auf der Herausdiffusion des Kohlenstoffs an die Oberfläche, an der oder unter der der Kohlenstoffgehalt durch gleichzeitige Gegenwart von weitestgehend gelöstem Sauerstoff praktisch gleich Null gesetzt werden kann, sofern das gebildete Kohlenmonoxyd bzw. Kohlendioxyd schnell genug abgeführt werden kann[34]) [35]). Die Entkohlung muß also der Glühdauer und der Diffusionsgeschwindigkeit des Kohlenstoffs im Stahl proportional sein. Diese steigt mit der Temperatur exponentiell an, bleibt aber im Ferrit sehr klein und steigt erst bei der α-γ-Umwandlung sprunghaft an. Praktische Bedeutung gewinnt die Entkohlung daher erst oberhalb A_1[3]) [38]) [40]) [41]). Eine an sich mögliche geringe Randentkohlung unter A_1 läßt sich verhüten durch Abzunderung der Randschicht[41]). Eine entkohlte Schicht kann naturgemäß nur auftreten, wenn die Entkohlung schneller voranschreitet als die Abzunderung der Randschicht[42]). Daß nach langer Glühdauer oder durch bei höheren Temperaturen zuvor erzeugte Zunderschichten die Oxydationsgeschwindigkeit vermindert wird, muß dabei Berücksichtigung finden[41]). Ebenso wird Entkohlung dann auftreten, wenn die Glühgase nur schwach zunderbildend sind. In sauerstofffreien, nicht aufkohlenden Gasen oder bei zu geringer Kohlenstoffdiffusion bei tieferen Temperaturen kann die Entkohlung von der Eindiffusion des betreffenden Gases, z. B. von Wasserstoff, oder von der langsameren Abdiffusion des gebildeten Reaktionsproduktes Methan abhängen[50]).

Die gegenseitige Beeinflussung der Diffusionsgeschwindigkeit des Kohlenstoffs durch die üblichen geringen Gehalte des Stahles an Phosphor, Schwefel, Stickstoff und Sauerstoff ist von Bramley und Mitarbeitern[43]) untersucht worden. Durch Untersuchungen von G. Tammann[44]) über die Diffusionsgeschwindigkeit von Kohlenstoff in Eisen wurde jedoch festgestellt, daß weniger die im Eisen gelösten Beimengungen als die Zwischensubstanz in den Korngrenzen eine wesentlich hemmende Wirkung ausübt. In Zusammenhang mit der Zwischensubstanz und weiter der Korngröße müssen auch die Beobachtungen von E. W. Ehn, P. Oberhoffer[45]), D. H. Rowland und C. Upthegrove[46]) erklärt werden, die eine sehr starke Abhängigkeit von Aufkohlung und Entkohlung von der Art der Desoxydation, dem Aufbau und der Teilchengröße der Einschlüsse feststellten.

Ueber die Entkohlungstiefe in Abhängigkeit von der Gasgeschwindigkeit und dem Kohlenstoffgehalt des Stahles (0,5 bis 1,3 %) machten E. H. Schulz und W. Hülsbruch[36]) einige Versuche.

Der Zunder- und Entkohlungsvorgang, dessen Gesetzmäßigkeit im vorhergehenden besonders am Beispiel der Wirkung von Luft behandelt wurde, hängt in seinem Ausmaß und seiner Wirkungsweise wesentlich von der Zusammensetzung der Ofengase ab. Zunächst sollen einige Angaben über den Angriff durch die einzelnen, im Ueberschuß angebotenen reinen Gase vorangestellt werden, die in technischen Schmiedeöfen und Blankglühöfen vorkommen.

[33]) C. L. Clark und A. E. White: Trans. Amer. Soc. Met. 24 (1936) S. 831/69; Wärme 58 (1935) S. 580/83; vgl. auch H. J. Gough: J. Inst. Met. 49 (1932) S. 17/92, 112/22; J. H. S. Dickenson: Engineering 114 (1922) S. 326/29, 378/79.

[34]) Trans. Amer. Soc. Steel Treat 19 (1931/32) S. 193/232.

[35]) Chem. metall. Engng. 25 (1921) S. 72/74.

[36]) Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 225/40 (Werkstoffaussch. 111).

[37]) Stahl u. Eisen 50 (1930) S. 71/76; Arch. Eisenhüttenw. 6 (1932/33) S. 61/67 (Werkstoffaussch. 185).

[38]) J. V. Emmons: Trans. Amer. Inst. min. metallurg. Engrs. 50 (1915) S. 405/23.

[39]) G. C. McCormick: Trans. Amer. Soc. Steel Treat. 2 (1921/22) S. 1006/12; Iron Trade Rev. 71 (1922) S. 854/55.

[40]) E. H. Schulz und P. Niemeyer: Mitt. Vers.-Anst. Dortm. Union 1 (1923) S. 110/19.

[41]) E. Houdremont und H. Kallen: Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 587/88.

[42]) E. H. Klein: Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1066.

[43]) Trans. Faraday Soc. 31 (1935) S. 707/34.

[44]) Stahl u. Eisen 42 (1922) S. 654/59; Z. anorg. allg. Chem. 122 (1922) S. 27/43.

[45]) J. Iron Steel Inst. 105 (1922) S. 157/200; vgl. Stahl u. Eisen 42 (1922) S. 1435/36; Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 223/24; P. Oberhoffer, H. J. Schiffler und W. Hessenbruch: Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 57/68 (Werkstoffaussch. 108); R. Wasmuth und P. Oberhoffer: Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 74/77; E. Zingg, P. Oberhoffer und E. Piwowarsky: Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 721/25 u. 762/68.

[46]) Trans. Amer. Soc. Met. 24 (1936) S. 96/132.

Einen Angriff unter Oxydbildung rufen neben dem Sauerstoff der Luft auch die sauerstoffhaltigen Gase Kohlendioxyd, überhitzter Wasserdampf und Schwefeldioxyd hervor. Der Angriff erfolgt durch Umsetzung mit dem Eisen zu Oxyd und Kohlenoxyd bzw. Wasserstoff oder Schwefel. Außer im Falle des Schwefeldioxyds, dem wegen des entstehenden Schwefels oder Eisensulfids eine Sonderwirkung zukommt, wird die Ausbildung des Zunders, wie bereits kurz erwähnt, nur insofern verändert, als in Kohlendioxyd und Wasserdampf bereits unterhalb 1100° die Eisenoxyduloxydschicht fehlt. Nach L. B. Pfeil[14]) ist das erkennbar schon an dem Aussehen der Zunderoberfläche. Nach C. Upthegrove und D. W. Murphy[17]) ist auch der Eisenoxydulanteil im Zunder gegenüber dem von Eisenoxyduloxyd viel größer als an Luft *(Bild 3)*. Vergleichende Untersuchungen über den Zunderangriff in Luft, Sauerstoff, Kohlendioxyd und Wasserdampf liegen eine ganze Anzahl vor[3]) [17]) [18]) [32]) [35]) [46]).

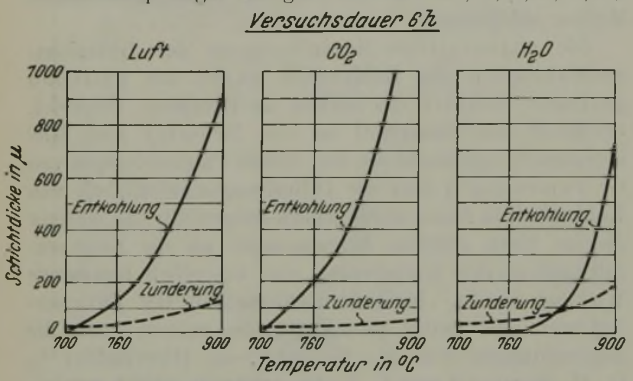


Bild 4. Entkohlung und Zunderverluste in µ eines unlegierten Stahles mit 0,85 % C in verschiedenen Gasen und bei verschiedenen Temperaturen (nach Rapatz und Pollack).

Abgesehen von Unterschieden, die in der Versuchsanordnung, der Reinheit der Gase, Stahlzusammensetzung, Glühdauer, Blasenbildung usw. begründet liegen, ergab sich übereinstimmend, daß in Kohlendioxyd etwa ein gleich starker Zunderabbrand wie in Luft eintritt, daß dagegen Wasserdampf ebenso wie reiner Sauerstoff etwa doppelt so hohen Zunderabbrand erzeugen *(Bild 4)*.

Bereits geringe Feuchtigkeitsgehalte der Luft bewirken ein Ansteigen der Verzunderung. W. E. Jominy und D. W. Murphy[18]) zeigten, daß die Gewichtsverluste bei 1260° in Luft mit 5 % Feuchtigkeit (das ist bei 32,2° an Wasserdampf gesättigt) um 22 % gegenüber trockener Luft höher liegen. Die verstärkte Zunderung durch geringe oder höhere Wasserdampfgehalte in Glühgasen wird immer wieder in allen Arbeiten betont.

Die stärkere Zunderwirkung reinen Sauerstoffs gegenüber der von Luft ist wegen des geringeren Sauerstoffgehalts der Luft verständlich *(s. Bild 2)*. Untersuchungen, die eine befriedigende Erklärung über die stärkere Zunderbildung in Wasserdampf als die in Kohlendioxyd und in Luft geben, liegen nicht vor[30]) [56]).

Für die entkohlende Wirkung von reinem Wasserdampf und von Kohlendioxyd ist zunächst ebenso wie bei Luft und Sauerstoff das Verhältnis Entkohlungsgeschwindigkeit zu Zunderabbrand maßgebend. Dementsprechend beobachtete F. Rapatz und H. Pollack[3]) mit der Abnahme der Zunderung eine Zunahme der Entkohlungstiefe in der Reihenfolge Wasserdampf-Luft-Kohlendioxyd *(Bild 4)* zwischen 700 und 900° [s. auch R. G. Guthrie[48]), ferner unter [17]) [18]) [32]) [35])].

Von den nichtoxydierenden Gasen Stickstoff, Wasserstoff, Kohlenoxyd und Kohlenwasserstoffe sollte sich Stickstoff auch bei der Entkohlung neutral verhalten. Wenn bei manchen Untersuchungen bei 700 bis 1100° Entkohlung beobachtet wurde[35]) [49]), so ist das [siehe z. B. E. H. Schulz und W. Hülsbruch[36])] auf einen Sauerstoff-, Wasserdampf- und Kohlendioxydgehalt zurückzuführen, der schon in Spuren eine sehr starke Wirkung ausübt. Bei Temperaturen von 1100 bis 1300° ist allerdings von P. Oberhoffer und A. Heger[49]) in bestgereinigtem Stickstoff Entkohlung festgestellt worden. Der Hinweis von A. McCance[49]) auf Reaktionen zwischen dem gelösten Sauerstoff oder Eisenoxyduleinschlüssen im Stahl mit dem Kohlenstoff ist nach ihrer Ueberrechnung als Erklärung nicht ausreichend. Sie nehmen daher an, daß die Entkohlung über eine Stickstoffverbindung verläuft. Weiter bestimmten sie die aufgenommene Stickstoffmenge (bei 1300° 0,018 %). Stickstoffaufnahme kann bei unlegierten Stählen auf die Alterungsbeständigkeit von Einfluß sein und kann bei legierten Stählen besonders weitgehende Gefüge- und Eigenschaftsänderungen bewirken[56]).

Abgesehen von der Entkohlung in Wasserstoff unter Hochdruck[50]) haben viele Untersuchungen über die Wirkung von Wasserstoff bei höheren Temperaturen und üblichem Druck zu widersprechenden Ergebnissen geführt [s. Schrifttumszusammenstellung bei F. K. Naumann[50]), E. H. Schulz und W. Hülsbruch[36]), W. E. Jominy[18]), H. W. Gillett[51]), C. R. Austin[52]), W. Baukloh[53]) und A. Bramley und K. F. Allen[74])]. Fest steht, daß ebenso wie beim Stickstoff geringste Spuren von Sauerstoff, Wasserdampf oder Kohlendioxyd starke Entkohlung hervorrufen. Ihre stärker entkohlende Wirkung ist nach F. K. Naumann[50]) daraus zu erklären, daß im Stahl durch Wasserstoff entstehendes Methan geringere Diffusionsfähigkeit hat als Kohlenoxyd. Die sehr umstrittene Frage der Entkohlung in vollkommen reinem Wasserstoff wird von W. Baukloh[53]) nach neueren Untersuchungen, jedenfalls bei Stählen mit höherem Kohlenstoffgehalt oberhalb 800°, bejaht.

Kohlenoxyd kann bereits bei verhältnismäßig niedrigen Temperaturen, besonders um 200° und unter höherem Druck, Eisen unter Bildung von flüchtigem Eisenkarbonyl angreifen[54]). Bei üblichem Druck und höheren Temperaturen tritt keine Karbonylbildung auf. Oberhalb 500° beginnt Kohlenoxyd nach der sogenannten Boudouardschen Reaktion $2\,CO \rightleftharpoons CO_2 + C$ zu zerfallen und übt eine aufkohlende Wirkung auf Eisen und Stahl aus. Ueber die Temperaturabhängigkeit der Kohlenoxydaufspaltung an Eisen und seinen Oxyden haben R. Schenck, W. Baukloh u. a.[55]) Untersuchungen angestellt, die für die Vorgänge im Hochofen eine wichtige Rolle spielen. In technischen Glühgasen wird die spezifische Wirkung des Kohlenoxyds meist übertönt von dem gleichzeitig vorhandenen, stärker wirkenden Sauerstoff, Wasserdampf, Kohlendioxyd und Kohlenwasserstoffen[56]) und ist oft nur als Kennzeichen

[47]) A. A. Potter, H. L. Solberg und G. A. Hawkins: Trans. Amer. Soc. mech. Engrs. 59 (1937) S. 725/32.

[48]) R. G. Guthrie: Trans. Amer. Soc. Steel Treat 15 (1929) S. 96/116.

[49]) Stahl u. Eisen 43 (1923) S. 1151/55 u. 1474/76; J. Iron Steel Inst. 103 (1921) S. 292/94.

[50]) F. K. Naumann: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 889/99 (Werkstoffaussch. 381).

[51]) Metals & Alloys 3 (1932) S. 200/04, 236/38, 257/62, 275/80.

[52]) Trans. Amer. Soc. Met. 22 (1934) S. 31/67.

[53]) Arch. Eisenhüttenw. 10 (1936/37) S. 247/19.

[54]) R. L. Mond und A. E. Wallis: J. chem. Soc. 121 (1922) S. 29/32.

[55]) Z. anorg. allg. Chem. 164 (1927) S. 145/85; 166 (1927) S. 113/54; 167 (1927) S. 254/314; H. Schenck: Physikal. Chemie der Eisenhüttenprozesse Bd. 1. Berlin 1932; Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 673/76; Z. anorg. allg. Chem. 226 (1936) S. 321/32.

[56]) E. Houdremont und G. Bandel: Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) S. 131/38 (Werkstoffaussch. 383).

vollständiger oder unvollständiger Verbrennung zu werten. Auf der stark aufkohlenden Wirkung von Kohlenwasserstoffen beruht die Aufkohlung in dem oft zum Zementieren benutzten Leuchtgas. Ueber die Spaltung des Methans in Gegenwart von Eisen und die Zementierungsgleichgewichte liegen eingehende Untersuchungen von R. Schenck[55]) vor. Die Eindiffusionsgeschwindigkeit von Kohlenstoff in Eisen in Kohlenwasserstoffen und in Alkoholdämpfen ist von G. Tammann und K. Schönert[44]) gemessen worden [siehe auch unter [45])].

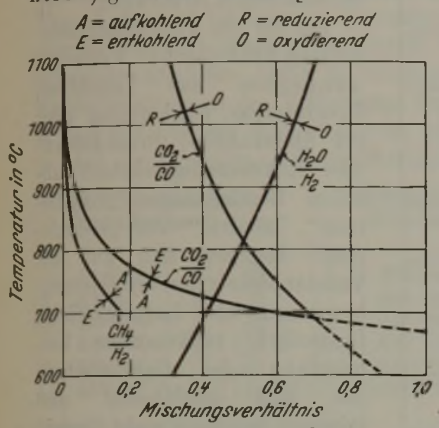


Bild 5. Gleichgewichtsverhältnisse von Methan-Wasserstoff, Kohlendioxyd-Kohlenoxyd und Wasserdampf-Wasserstoff mit an Kohlenstoff gesättigtem Stahl (nach einer Zusammenstellung von N. R. Stansel).

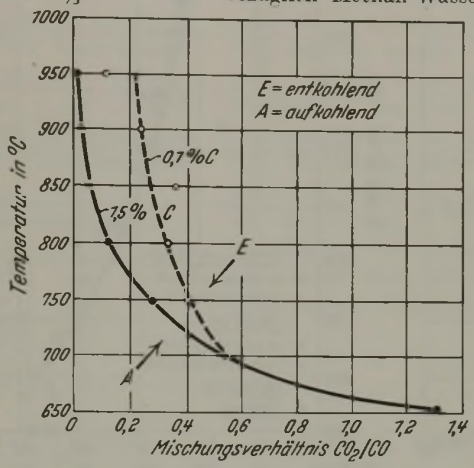


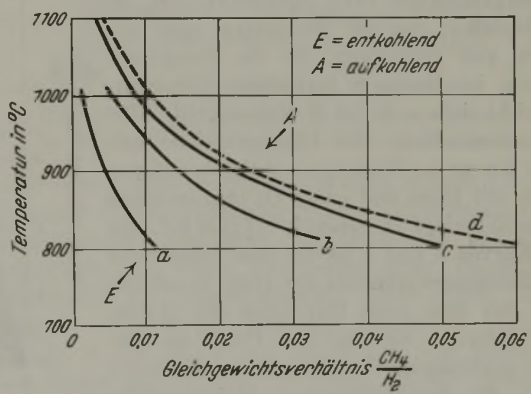
Bild 6. Gleichgewichtsverhältnisse für Kohlendioxyd-Kohlenoxyd mit Stählen verschiedenen Kohlenstoffgehalts (nach M. L. Becker).

Reines Schwefeldioxyd wirkt nach E. Houdremont und G. Bandel[56]) bis 700° etwa ebenso stark zundernd wie Luft. Sehr viel stärker wirkt dagegen reiner Schwefelwasserstoff, der bereits bei 400° starken Angriff unter Bildung von Eisensulfiden hervorruft[57]) [58]) [59]) [60]). Bei Temperaturen über 700° wirkt Schwefeldioxyd auch in kleinen Zusätzen zu Luft[61]) und geringer Schwefelgehalt in Verbrennungsgasen[32]) [61]) stark erhöhend auf die Zunderung. Ursache ist die Ausbildung und Anreicherung von diffusionserhöhenden festen Sulfiden oder von flüssigem Sulfidoxydeutektikum in der untersten Zunderschicht[61]).

Damit wären schon praktisch alle in technischen Verbrennungsgasen vorkommenden Gase genannt. Ueber die Wirkung von Mischungen aus zweien oder mehreren der erwähnten Gase auf das Zundern und Entkohlen von Stahl liegen sehr eingehende Untersuchungen der physikalisch-chemischen Gleichgewichte vor.

Soweit es sich dabei um Verdünnung eines wirksamen Gases mit einem neutralen handelt, sind bereits Angaben gemacht worden *(Bild 2)*. Es tritt eine gleichmäßige Abnahme der Wirksamkeit mit Senkung des Teildruckes ein. Desgleichen ist über die wichtige Wirkung von geringen Beimengungen von Sauerstoff, Wasserdampf, Kohlendioxyd und schwefelhaltigen Gasen gesprochen worden.

Es verbleiben dann die Mischungen von entgegengesetzt wirkenden Gasen (oxydierend-reduzierend, auf- und entkohlend), wie sie sich auch in reinem Wasserdampf oder Kohlendioxyd im abgeschlossenen Raum bei begrenztem Volumen durch Umsetzung mit dem Eisen bei höheren Temperaturen einstellen. Es lassen sich für diese Mischungen Gleichgewichtslinien angeben, die in Abhängigkeit von der Temperatur die Mischungsverhältnisse Wasserdampf : Wasserstoff oder Kohlendioxyd : Kohlenoxyd kennzeichnen, auf die die Reaktion hin verläuft, oder bei denen sich das Gemisch neutral gegenüber dem Stahl verhält. Einige solcher Gleichgewichtslinien sind von N. R. Stansel[62]) aus dem Schrifttum zusammengestellt worden *(Bild 5)*. Die Gleichgewichte bezüglich Methan-Wasserstoff und Kohlendioxyd-Kohlenoxyd gelten allerdings, wohlgemerkt nur gegenüber einem Stahl, der an Kohlenstoff gesättigt ist. Für Stähle mit verschiedenem Kohlenstoffgehalt verschieben sich diese Gleichgewichtslinien. So gibt z. B. M. L. Becker[63]) die oberhalb 700° stark voneinander abweichenden Gleichgewichte für Ent- und Aufkohlung in Kohlendioxyd : Kohlenoxyd mit der Temperatur für zwei verschiedene Kohlenstoffgehalte an. Zwischen den beiden Kohlenstoffgehalten kann nach Beckers Ergebnissen linear interpoliert werden *(Bild 6)*. Entkohlungsversuche in Kohlendioxyd-Kohlenoxyd-Mischungen an Stahl mit verschiedenem Kohlenstoffgehalt liegen ferner vor von A. Bramley und K. F. Allen[74]). Die Verschiebung der Gleichgewichtslinien für Methan-Wasserstoff mit dem Kohlenstoffgehalt ist von W. P. Sykes[64]) ermittelt worden *(Bild 7)*. Die Oxydations-Reduktions-



a = Stahl mit 0,18 % C
b = Stahl mit 0,59 % C
c = Stahl mit 0,95 % C
d = Stahl gesättigt mit C.

Bild 7. Gleichgewichtsverhältnisse für Methan-Wasserstoff in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt des Stahles (nach W. P. Sykes).

Gleichgewichte in Kohlendioxyd-Kohlenoxyd und Wasserdampf-Wasserstoff-Mischungen gegenüber Eisen und Stahl sind weniger abhängig vom Kohlenstoffgehalt des Stahls. Sie sind sehr eingehend untersucht worden von R. Schenck[55]), D. W. Murphy, W. P. Wood und W. E. Jominy[32]) [34]) [in guter Uebereinstimmung mit anderen Bearbeitern[65]);

[57]) P. Schafmeister und F. K. Naumann: Chem. Fabrik 8 (1935) S. 83/90.

[58]) H. Vollbrecht und E. Dittrich: Chem. Fabrik 8 (1935) S. 193/96.

[59]) A. White und L. F. Marek: Industr. Engng. Chem. 24 (1932) S. 859/61.

[60]) W. H. Hatfield: J. Iron Steel Inst. 115 (1927) S. 483/522; vgl. Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 1583/85.

[61]) A. Preece, G. T. Richardson und J. W. Cobb: First Rep. Alloy Steels Res. Comm. 1936, S. 213/26; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 381; D. W. Murphy: Iron Steel Engr. 9 (1932) S. 260/66.

[62]) Industrial Electrical Heating. New York 1933.

[63]) J. Iron Steel Inst. 121 (1930) S. 337/61; vgl. Stahl u. Eisen 50 (1930) S. 1312/13; 51 (1931) S. 742.

[64]) Trans. Amer. Soc. Steel Treat. 12 (1927) S. 737/58.

[65]) G. Chaudron: C. R. Acad. Sci., Paris, 172 (1921) S. 152/155; Ann. Chim. Phys. 16 (1921) S. 221; E. D. Eastman und M. R. Evans: J. Amer. chem. Soc. 46 (1924) S. 888/903; nach Chem. Zbl. 95 (1924) II, S. 21; P. H. Emmett und J. F. Shultz: J. Amer. chem. Soc. 52 (1930) S. 4268/85; nach Chem. Zbl. 102 (1931) I, S. 1058/59; Keizo Iwasé und Kôkiti Sano: Sci. Rep. Tôhoku Univ., Honda Annivers. Vol., 1936, S. 465/75; Kôkiti Sano: Kinzoku Kenkyu 13 (1936) S. 483/85; P. P. Fedotjeff: Z. anorg. allg. Chem. 157 (1926) S. 165/72.

siehe Bild 8 und 9]. In den Arbeiten sind auch wertvolle Einzelergebnisse, also Zunderverluste in Mischungsreihen aus Kohlendioxyd-Kohlenmonoxyd und Wasserdampf-Wasserstoff, zu finden.

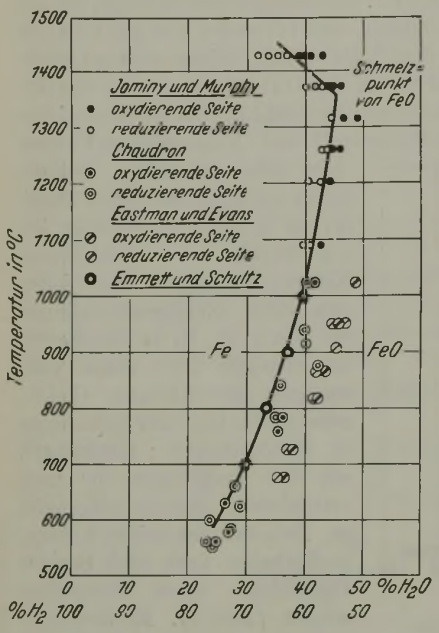


Bild 8. Gleichgewichtsschaubild des Systems Eisen-Eisenoxydul-Wasserstoff-Wasserdampf.

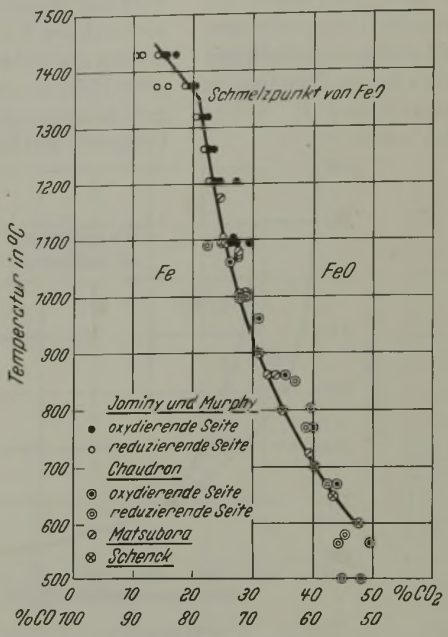


Bild 9. Gleichgewichtsschaubild des Systems Eisen - Eisenoxydul - Kohlenoxyd - Kohlendioxyd.

Für den Angriff in Mischungen aus Kohlendioxyd - Kohlenoxyd - Wasserdampf - Wasserstoff sind zunächst die Gleichgewichte der Wassergasreaktion $CO + H_2O \rightleftharpoons CO_2 + H_2$ in Abhängigkeit von der Temperatur und vom Druck von Bedeutung, die die Zusammensetzung im Gasraum bestimmen [Literaturübersicht siehe z. B. bei H. Schenck[55]]. Eine Zusammenstellung der Gleichgewichte zwischen den an der Wassergasreaktion beteiligten Gasen mit Eisen und seinen Oxyden in einem Schaubild bringt H. Schenck[55]) *(Bild 10)*. Aus den Kurven 3 und 4 ist für jede Temperatur das Mischungsverhältnis der Gase zu entnehmen, bei dem keine Oxydation des Stahles mehr eintritt. Sie sind vom Druck im Gasraum unabhängig. Die gestrichelten Kurven 5 geben die druckabhängigen Gleichgewichte der Reaktion $2\,CO \rightleftharpoons CO_2 + C$ für verschiedene Drücke ($P' = P_{CO} + P_{CO_2}$) in Gegenwart von festem Kohlenstoff und Eisen-Kohlenstoff-Legierungen als Bodenkörper an und die Kurven 10a und 10b die Gleichgewichte der Gasgemische mit eisenkarbidgesättigten γ-Mischkristallen bzw. α-γ-Mischkristallen, deren Lagenveränderung mit Druckverminderung durch die Pfeile angedeutet ist. (Wegen weiterer Einzelheiten muß auf die Originalarbeiten verwiesen werden.)

Die angeführten Erkenntnisse über die physikalisch-chemischen Gesetzmäßigkeiten beim Vorgang des Verzunderns und Entkohlens von Stahl in Abhängigkeit von der Gaszusammensetzung finden in neuerer Zeit immer eingehendere Berücksichtigung in der Technik. Eine ganze Anzahl neuerer Veröffentlichungen, besonders in Amerika, befaßt sich daher mit den Bedingungen zur Erzielung einer günstigen Verbrennungseinstellung je nach dem vorteilhaftesten oder zur Verfügung stehenden Heizstoff und besonders mit der Erzeugung von technisch vorteilhaften und billigen Blankglühatmosphären.

Von diesen Untersuchungen und Zusammenstellungen seien die Arbeiten von W. H. Gillet[51]), A. L. Marshall[68]), E. E. Slowter und B. W. Gonser[69]), G. Neumann[70]), A. E. Fisher[71]) und C. R. Austin[72]), soweit sie mit Text nicht genügend hervorgehoben sind, besonderserwähnt[s. ferner unter[73–84]]].

Die für die Verbrennungseinstellung technischer Verbrennungsgase aus Leuchtgas, Generatorgas, Hochofengas oder bei Steinkohlen-, Braunkohlen- oder Koksfeuerung vielfach üblichen Bezeichnungen „oxydierend", „neutral" oder „reduzierend" beziehen sich auf die Vollständigkeit der Verbrennung, bezeichnen also Luftüberschuß, theoretisch vollkommene Verbrennung oder Gasüberschuß. Sie sind irreführend und stimmen durchaus nicht überein mit dem Verhalten der Stähle in diesen Gasen[66]). Aus den oben angeführten Gleichgewichten geht ohne weiteres hervor, daß z. B. eine nicht vollkommen verbrannte „reduzierende" Mischung aus Kohlendioxyd + Kohlenoxyd oder Wasserstoff + Wasserdampf auf Eisen

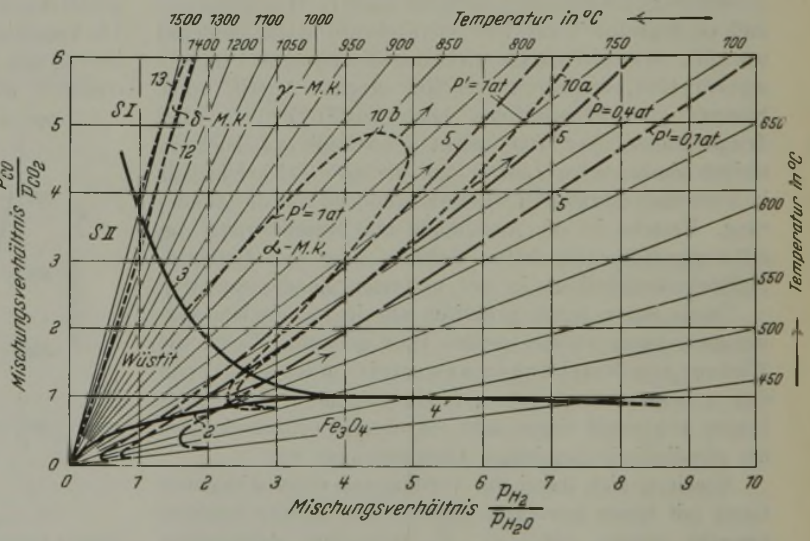


Bild 10. Schaubild der Gleichgewichtszustände zwischen Kohlenoxyd-Kohlendioxyd-Wasserstoff-Wasserdampf-Eisenoxyden, Eisen und Eisenkarbid, sowie Kohlenstoff (R. Schenck).

[66]) W. H. Blackburn und J. W. Cobb: Blast Furn. 19 (1931) S. 273/76.

[67]) Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 43/46; Gas- und Wasserfach 79 (1936) S. 754/60, 783/88 u. 925/32.

[68]) Trans. Amer. Soc. Met. 22 (1934) S. 605/24.

[69]) Metals & Alloys 8 (1937) S. 159/68 u. 195/205.

[70]) Arch. Eisenhüttenw. 10 (1936/37) S. 285/96 (Walzwerksaussch. 132 u. Wärmestelle 239).

[71]) Iron Steel Engr. 14 (1937) Nr. 4, S. 35/43.

[72]) Trans. Amer. Soc. Met. 23 (1935) S. 157/86.

[73]) R. Buchkremer: Metallwirtsch. 16 (1937) S. 992/96; A. N. Otis: Iron Age 140 (1937) S. 7/10; W. O. Owen: Heat Treat. Forg. 23 (1937) S. 353/54 u. 356; Steel 101 (1937) S. 70, 72 u. 74; Th. Stassinet: Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 1509/18; J. Eberwein: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 945/49; A. E. Krogh: Metal & Alloys 8 (1937) S. 47/51 u. 83/88.

oxydierend wirken kann. Diese Begriffe dürfen also nicht verwechselt werden. Die Gewichtsverluste in Leuchtgas-Verbrennungsgasen bei verschiedener Verbrennungseinstellung (Luftüberschuß oder -mangel), gemessen am Kohlenoxydgehalt, bei verschiedenen Kohlenstoffstählen bei 1260° nach 40 min zeigt *Bild 11* nach D. W. Murphy und W. E. Jominy[32]). Aehnliche Untersuchungsergebnisse liegen vor von W. Schröder[2]) *(Bild 11)* und W. Heiligenstaedt[67]) für Temperaturen von 700 bis 1250°. W. Schröder hat auch die Abbrandwerte von Gas-, Koks- und Oelfeuerung gegenübergestellt und findet entsprechend dem höheren Wasserstoff- bzw. Wasserdampfgehalt den stärksten Abfall in Abhängigkeit der Verbrennungseinstellung in der Reihenfolge Gas — Oel — Koks, so daß sich also die Reihenfolge der Höhe des Abbrandes je nach oxydierender oder reduzierender Flammenführung

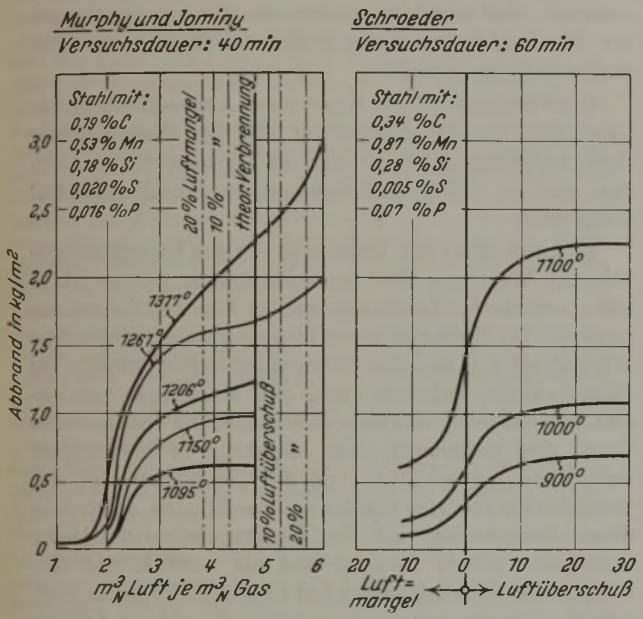


Bild 11. Einfluß von Luft- oder Gasüberschuß in Verbrennungsgasen auf den Abbrand (nach W. Heiligenstaedt).

umkehrt. Bei besonders wasserdampfhaltigen Verbrennungsgasen, wie bei D. W. Murphy und W. E. Jominy, hat bei theoretisch vollkommener Verbrennung der Abfall der Zunderung noch nicht seinen tiefsten Wert erreicht, da ja Wasserdampf ohne einen bestimmten Gehalt an Wasserstoff oxydierend wirkt *(Bild 11)*.

Wegen der technischen Eignung und Erzeugung von einzelnen Gasen, Gasmischungen und Verbrennungsgasen als Blankglühgase sollen in Ergänzung zu den obigen grundsätzlichen Betrachtungen noch einmal einige Beispiele kurz angeführt werden. Eine eingehendere Darstellung muß Sonderberichten über die wichtigeren Abhandlungen vorbehalten bleiben.

Technischer Stickstoff kommt nicht in Frage wegen der bereits erwähnten sehr schädlichen Beimengungen, die sich nur sehr schwer auf ein ausreichendes Maß herabdrücken lassen[25]), weiter wegen seines hohen Preises[51]).

Wasserstoff ist ebenfalls recht teuer und muß unbedingt getrocknet werden (s. oben). Hinzu kommt die Explosionsgefahr bei Undichtheiten. Er wird in manchen Fällen mit einem geringen Feuchtigkeitsgehalt verwendet, z. B. beim Blankglühen von Transformatoren- oder Dynamoblechen, wo eine gleichzeitige Entkohlung erwünscht ist[72]). H. W. Gillet[51]) erwägt auch einen Vorschlag von P. P. Alexander[75]) zur Herstellung von trockenem Wasserstoff durch Dissoziation von Kalziumhydrid im Glühofen selbst, dessen Durchführung aber an den hohen Kosten des letzteren scheitert.

Ein trockenes Gasgemisch aus Stickstoff und Wasserstoff wird in Amerika durch katalytische Zersetzung von Ammoniak bei höheren Temperaturen gewonnen[76]). Ueber seine Anwendung liegen mehrere Angaben vor[77]) [78]) [79]). Da verschiedene Explosionen damit vorgekommen sind, ist man nach H. W. Gillet[51]) jetzt wieder etwas zurückhaltender in seiner Verwendung. Die Gefahr kann durch teilweise Verbrennung des Wasserstoffs mit Luft behoben werden. Da es danach getrocknet werden muß, wird die Preissenkung durch die damit verbundene Volumenzunahme durch den Luftstickstoff allerdings wieder fast ausgeglichen. In Gemischen mit 83 % Stickstoff und 7 % Wasserstoff zeigte sich nach Kinzel [s. Erörterung bei C. R. Austin[72])] keine Oxydation und Entkohlung. Sie werden nach H. W. Gillet[51]) auch hergestellt durch Verbrennung von Kohlenwasserstoffen durch Ueberleiten mit Dampf über glühende Kohle und Entfernung des Kohlenoxyd-, Kohlendioxyd- und Wasserdampfgehaltes.

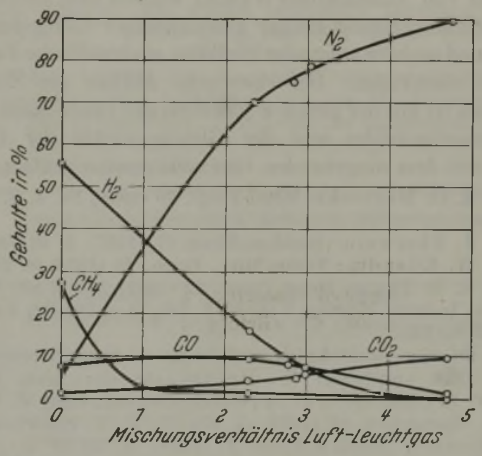


Bild 12. Zusammensetzung von Verbrennungsgasen bei verschiedener Luftzugabe (nach A. L. Marshall).

Zur Verwendung des verhältnismäßig billigen Leuchtgases zum Blankglühen muß es von Kohlenwasserstoffen gereinigt werden, da diese rußbildend und aufkohlend wirken[51]) [79]). Das wird in Amerika unter Zugabe von Wasserdampf und Dissoziation bei 1000° erzielt. Ueber derartiges „Elektrolen" und sein günstiges Verhalten berichtet H. M. Weber[80]). Reinigung von Sauerstoff, Wasserdampf und Schwefel ist ebenso wie bei Generatorgas und Hochofengas nötig, bei denen aber der geringere Gehalt an Kohlenwasserstoffen nicht so störend wirkt.

In neuerer Zeit ist man besonders in Amerika immer mehr dazu übergegangen, Schutzgase zu erzeugen durch teilweise Verbrennung von Leuchtgas, Generatorgas und verschiedenen anderen Heizstoffen und anschließender mehr oder weniger vollkommener Reinigung von den schädlichen Gehalten an Sauerstoff, Wasserdampf und Schwefel. Für eine Reihe von Heizgasen ist von A. L. Marshall[68]) und A. E. Fisher[71]) *(Bild 12)* die Zusammensetzung der Verbrennungsgase, aus denen auch ihr Verhalten als ungereinigtes Ofengas in Schmiedeöfen usw. abgeschätzt werden kann, in Abhängigkeit von der Luftzugabe angegeben. Die erwünschte

[74]) Engineering 133 (1932) S. 92/94, 123/26, 229/31 u. 305/06.
[75]) Metals & Alloys 5 (1934) S. 37/38.
[76]) J. F. T. Berliner: Metal Progr. 21 (1932) Nr. 4, S. 39/43.
[77]) A. R. Ryan: Industr. Heating 2 (1935) S. 633/40.
[78]) I. T. Barusdin: Metallurg 11 (1936) Nr. 6, S. 66/77; nach Chem. Zbl. 108 (1937) I, S. 2671.
[79]) A. G. Robiette: Metal Ind., Lond., 50 (1937) S. 457/61.
[80]) Iron Age 133 (1934) Nr. 13, S. 20/23.

Zusammensetzung des Gases muß, soweit sie aus grundsätzlichen Ueberlegungen danach nicht ausgewählt werden kann, für jeden besonderen Fall durch Versuche festgestellt werden. Von E. E. Slowter und B. W. Gonser[64]) sind solche Versuche an Kohlenstoffstählen (0,1 bis 1,0 % C) über die Verzunderung und Entkohlung zwischen 650 und 950° in Gemischen aus Wasserstoff-Stickstoff, Kohlenoxyd-Stickstoff, Kohlenoxyd-Kohlendioxyd-Stickstoff mit Zusätzen von Naturgas und Wasserdampf durchgeführt worden.

In vielen der zuletztgenannten Arbeiten[62]) [69–84]) sind wertvolle Hinweise über die technischen Einrichtungen zur Erzeugung von Schutzgasen und über die Oefen selbst enthalten[85]).

Zusammenfassung.

Die Durchsicht des Schrifttums über Verzundern und Entkohlen unlegierter Stähle bis 1937 ergibt folgendes Bild von dem Stand der Erkenntnisse und ihrer Nutzanwendung bei der Behandlung von Stahl.

Die physikalisch-chemischen Gesetzmäßigkeiten über den Einfluß von Glühdauer und Temperatur auf die Verzunderung sind schon vor etwa 25 Jahren bei der Untersuchung von Anlauffarben erkannt worden und lassen sich bei Berücksichtigung einiger gesetzmäßiger Unregelmäßigkeiten und anderer störender Einflüsse auch auf hohe Temperaturen übertragen. Der chemische Aufbau der Zunderschichten ist mit der genauen Kenntnis des Eisen-Sauerstoff-Zustandsschaubildes und der Gleichgewichte der Eisenoxyde mit dem umgebenden Gas vollkommen geklärt. Die Kenntnis der das Wachstum des Zunders bestimmenden Diffusionsvorgänge hat in letzter Zeit eine wissenschaftliche Bereicherung über die dabei eintretenden Elementarvorgänge erfahren. Alte Beobachtungen über den Zusammenhang zwischen kristallographischer Orientierung der Oxydschichten und der der Stahloberfläche wurden durch röntgenographische und Elektronenbeugungsuntersuchungen bestätigt und erweitert. Zur wichtigen Frage der Ursachen der Haftfähigkeit des Zunders und störender Begleiterscheinungen wie der Blasenbildung liegen mehrere Untersuchungen vor, die einige Zusammenhänge aufklären konnten, zugleich aber die Unübersichtlichkeit der zahlreichen Einzelursachen erkennen ließen, die keine Angabe von allgemein einwendbaren Abhilfemaßnahmen gestattet. Die Erscheinung des interkristallinen Zunderangriffs und besonders der Temperaturbereich, in dem Verbrennungserscheinungen auftreten, sind eingehend untersucht. Aeußere Spannungen bei der Zunderung können manchmal Rißbildung in der Stahloberfläche bewirken.

Die Vorgänge bei der Ent- und Aufkohlung in Abhängigkeit von der Temperatur und der Zusammenhang ihres Auftretens mit der Stärke der abgezunderten Schicht, bzw. mit der Zwischensubstanz an den Korngrenzen sind klargestellt.

Es wurde dann eine Uebersicht von den Untersuchungen über die Wirkung der verschiedenen reinen Gase auf die Stärke der Zunderung und der Ent- und Aufkohlung gegeben. Bei Mischungen von mehreren Gasen wird auf die Wichtigkeit von geringen Beimengungen hingewiesen. Die Gleichgewichte zwischen Stahl und Mischungen von auf- und entkohlenden, sowie oxydierenden und reduzierenden Gasen sind größtenteils sehr eingehend in Abhängigkeit vom Mischungsverhältnis, von der Temperatur und vom Kohlenstoffgehalt des Stahles untersucht. Die Anwendung dieser Erkenntnisse auf die Wirkungsweise verschieden zusammengesetzter Ofengase und zur Auswahl und Herstellung von Blankglühgasen hat in letzter Zeit große Fortschritte gemacht, was aus einer großen Anzahl von Arbeiten hervorgeht[85]).

[81]) E. O. Mattocks: Metal Progr. 30 (1936) Nr. 4, S. 27/34 u. 46.

[82]) J. Eberwein: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 945/49.

[83]) W. Eilender: Techn. Mitt., Essen, 28 (1935) S. 272/79.

[84]) E. E. Thum: Metal Progr. 32 (1937) S. 377/82; W. A. Darrah: Industr. Heating 3 (1938) S. 681/78 u. 701/02; 4 (1937) S. 26/30 u. 38.

[85]) Es seien nachträglich noch einige wichtige Arbeiten des Jahres 1938 angeführt: W. Heiligenstaedt: Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 17/24 (Werkstoffaussch. 425); W. Pohl: Gas- u. Wasserfach 81 (1938) S. 374/82; E. E. Slowter und B. W. Gonser: Metals & Alloys 9 (1938) S. 33/39 u. 59/62; E. E. Thum: Heat Treat. Forg. 24 (1938) S. 149/52; J. A. Webber: Trans. Amer. Soc. Met. 26 (1938) S. 515/45.

Umschau.

Internationaler Gießereikongreß in Polen.

Vom 8. bis 17. September 1938 fand unter der Schirmherrschaft des Präsidenten der Republik Polen, Professor I. Moscicki, in Warschau und Krakau der diesjährige Internationale Gießereikongreß statt. Wie immer stand er unter der Leitung des Internationalen Technischen Hauptausschusses der Gießereiverbände, dessen Präsidium in diesem Jahre Deutschland in der Person von Dipl.-Ing. Paul Schwietzke, Düsseldorf, innehatte. Die technische Durchführung hatte der Verband polnischer Gießereifachleute unter dem Vorsitz von Professor K. Gierdziejewski in Händen. Die reibungslose und glatte Durchführung der Tagung ist deshalb besonders bemerkenswert, weil der mit der Abwicklung betraute polnische Verband erst im Jahre 1936 gegründet wurde, also kaum eigene Erfahrung in diesen Dingen hat. Unter den etwa 375 Teilnehmern befand sich eine aus 23 Damen und Herren bestehende deutsche Abordnung. Außerdem waren vertreten: Australien, Belgien, Danzig, Frankreich, Großbritannien, Holland, Italien, Luxemburg, Rumänien, die Schweiz, Südafrika, Tschecho-Slowakei, Ungarn und die Vereinigten Staaten von Amerika. Die Sitzungen fanden in Warschau in der Technischen Hochschule und in Krakau in der Bergakademie statt.

Die Eröffnungssitzung, an der zahlreiche führende Persönlichkeiten Polens teilnahmen, leitete Staatssekretär Dr. A. Rose in Vertretung des erkrankten Ministers für Handel und Industrie A. Roman.

Wie immer fanden auch diesmal Vorträge und Werksbesichtigungen statt. Um in Zukunft jedem einzelnen internationalen Gießereikongreß eine besondere Note zu geben, hatte man dieses Jahr erstmalig für die Vorträge das allgemeine Leitwort: „Zusammenarbeit zwischen Gießer und Konstrukteur" ausgegeben. So ziemlich alle der 36 eingesandten Vorträge, darunter vier deutsche, standen auf guter wissenschaftlicher Höhe, aber nur drei, und zwar drei deutsche, hielten sich an das vorgeschlagene Thema. Auf die Vorträge im einzelnen einzugehen, ist hier nicht der Ort, sie werden später gelegentlich der halbjährigen Berichterstattung über die Fortschritte des Gießereiwesens gebracht. Es fällt auf, daß sich nicht weniger als neun Vorträge mit dem Kupolofenbetrieb und mit Koksfragen befaßten, darunter allein vier polnische. Dazu ist zu bemerken, daß wohl noch nie auf einem Kongreß so im Zusammenhang gerade diese Fragen behandelt worden sind. Die Aussprachen, die Professor Dawidowski sehr geschickt leitete und die übrigens vorwiegend in deutscher Sprache vor sich gingen, dehnten sich weit über die angesetzte Zeit hinaus aus und mußten abgebrochen werden. Es hat seinen natürlichen Grund, daß gerade Polen diesen Dingen besondere Aufmerksamkeit schenkt, da man dort den Kampf mit dem schlechten eigenen Koks aufnehmen muß. Professor G. Buzek teilte auf der Schlußsitzung in Krakau mit, daß in Heizwert und Aschegehalt der polnische Koks durchaus genügt, daß er aber eine Trommelfestigkeit von nur 50 % und weniger hat, während der tschechische Koks eine solche von 85 % aufweist. So beschäftigten sich dann die polnischen Vorträge nicht nur mit dem Koks, seiner Stückgröße, seiner Reaktionsfähigkeit, sondern man behandelte die Frage auch von der Kupolofenseite und wies auf die Möglichkeit hin, durch vorgewärmten Wind (200 bis 300°) besonders zu Beginn der Schmelzung den Betrieb auch mit geringwertigem Koks in Gang zu halten. Es wurde deshalb von polnischer Seite besonders begrüßt, daß sich auch ein italienischer Vortrag mit dem Heißwindbetrieb des Kupolofens beschäftigte.

Auch der zweite Teil der Kongreßveranstaltungen, die Instituts- und Werksbesichtigungen, war sehr bemerkenswert.

Das Institut für Metallurgie und Metallographie von Professor Czochralski ist eines der neuzeitlichsten. Selbstverständlich betreibt man dort vornehmlich die Untersuchung der Nichteisenmetalle und im besonderen die Untersuchung des Verhaltens von Einkristallen. Die vorzüglichen röntgenographischen und spektralanalytischen Einrichtungen seien besonders hervorgehoben.

An Werken[1]) wurde zunächst die Stahl- und Eisengießerei Lilpop, Rau & Löwenstein bei Warschau besucht. Die Firma stellt Kundenguß und Guß für eigenen Bedarf her, darunter vornehmlich Zylinderguß, da sie die eigene Kraftwagenfabrik in Ljublin mit Guß zu versorgen hat. Den Stahl erschmilzt ein 5-t-Héroultofen von Brown, Boveri & Cie. mit basischer Zustellung, dies besonders wegen der Herstellung von Manganhartstahl. Zum Zylinderguß verwendet man ein aus Hartgußrädern und Stahlschrott selbst hergestelltes synthetisches niedriggekohltes Sondereisen, das im Elektroofen entschwefelt und in Kokillen vergossen wird. Man wählt diesen Weg, um von ausländischem Sonderroheisen freizukommen. Der Formsandprüfung mit Geräten von G. Fischer und nach den Verfahren von Aulich wird besonderes Augenmerk gewidmet, da die guten Formsandvorkommen Polens noch nicht genauer erfaßt sind und sich die Werke meist mit den nächstliegenden begnügen. In der Gießerei beschäftigt die Firma etwa 500 Leute. Das Lilpopwerk ist eine ältere, aber auf neuzeitlichen Stand gebrachte Anlage, das Staatswerk Ursus, gleichfalls bei Warschau, eine völlig neue. An Grauguß werden Kraftwagenzylinder in halbfließender Fertigung hergestellt. Das Bemerkenswerteste ist freilich die große Aluminiumgießerei, die Herr Gierdziejewski mit besonderer Liebe eingerichtet hat und die auf unsere deutschen Metallgießer einen nachhaltigen Eindruck machte. Das Hüttenwerk Starachowice, im alten Kongreßpolen gelegen, umfaßt eigene Erz- und Kalksteingruben, Hochofenwerk, Siemens-Martin-, Walz-, Schmiede- und Preßwerk, Gießereien und mechanische Betriebe. Die Stahlgießerei wird durch zwei 5-t-Lichtbogenöfen, sauer und basisch zugestellt, sowie von einem älteren kernlosen 300-kg-Induktionsofen, sauer zugestellt, mit flüssigem Stahl versorgt. Neben unlegierten Stählen werden hitze- und säurebeständige Stähle und Manganhartstahl erschmolzen, bei gleicher Formtechnik wie bei uns. In der Graugießerei wird vornehmlich dünnwandiger Guß, wie Heizkessel, Radiatoren, Fleischhackmaschinen usw., hergestellt, der heißes, gut fließendes Eisen verlangt. Mit polnischem Koks ist das, besonders in der ersten Schmelzzeit des Kupolofens, schwer erreichbar. So wurde dann an dieser Stelle der von R. Dawidowski auch in einem Vortrage in Warschau angeregte Vorschlag verwirklicht und der Kupolofen mit heißem Wind betrieben. Im Gegensatz zu den bisherigen Vorschlägen in dieser Richtung [Schürmann-Ofen, Moore-Ofen, Griffin-Ofen usw.[2])] erfolgt die Windvorwärmung in einem Rekuperator durch Kohlen, also durch Fremdbeheizung. Inwiefern sich die Vorschläge von E. Piwowarsky[3]) mit dem hier ausgeübten Verfahren decken, ließ sich nicht genau feststellen. Die Windtemperatur betrug 200 bis 300° und wurde als hinreichend erachtet, um insbesondere über die erste Schmelzzeit hinwegzukommen, wo viel Wärme zum Aufheizen des Mauerwerks verlorengeht. Das anfallende Eisen war gut, die dünnwandigen Stücke liefen gut aus. Das Hüttenwerk Ostrowice verfügt über Hochöfen, Siemens-Martin-Werk, Stahlgießerei und Eisengießerei. In dieser werden nur Schleudergußrohre nach dem Briede-de-Lavaud-Verfahren hergestellt. Die Anlage ähnelt in ihrem Aufbau dem der Deutschen Eisenwerke in Gelsenkirchen. Die Gießerei Wengierska Gurka, die in diesem Jahre ihr hundertjähriges Bestehen feiert, stellt hauptsächlich Muffenrohre von 40 bis 1200 mm Dmr. und 2,5 bis 5 m Länge her, sodann Formstücke aller Art, Ekonomiserrohre, Handels- und Bauguß, Maschinenguß, Guß für Eisenbahnbedarf und säure- und laugenbeständigen Guß. Die Röhrengießerei hat zwei Kupolöfen mit 6 t Stundenleistung und einen mit 10 t Stundenleistung. Die Einrichtungen sind fast ausschließlich deutscher Herkunft. Die schweren Rohre von 80 bis 250 mm Dmr. und 4 bis 5 m Länge werden auf zwei Drehgestellen mit elektrischer Stampfmaschine, Bauart Ardelt, die Rohre von 300 bis 1200 mm Dmr. und 5 m Baulänge in sieben Reihen Formkästen und mit zwei elektrischen Stampfmaschinen, wiederum Bauart Ardelt, hergestellt, die kleinen Rohre werden auf zwei Wasseralfinger Trommeln von Hand gestampft. Die Trocknung der Formen erfolgt durch Generatorgas. Die Gießerei für Maschinen-, Bau- und Handelsguß ist mit deutschen Formmaschinen, teils von Hand, teils hydraulisch, teils durch Preßluft angetrieben, ausgerüstet; sie erschmilzt ihr Eisen in zwei Kupolöfen mit 3 bis 4 t/h Schmelzleistung und mit einem kleinen von 1,5 t/h Schmelzleistung. Das Werk will auch noch die Herstellung von Badewannen übernehmen und zu diesem Zweck ein Emaillierwerk bauen; an eine Vergrößerung der Handelsgießerei ist gleichfalls gedacht. Die Leitung des gesamten Werkes liegt in der Hand des bekannten Professors G. Buzek, der sich durch seine grundlegenden Arbeiten über den Kupolofen einen Namen gemacht hat.

Zum Schluß sind vielleicht noch einige Angaben aus dem Vortrag von G. Buzek in Krakau über das polnische Gießereiwesen von Belang. Er hat schon deshalb Allgemeinbedeutung, weil er sich mit den Autarkiebestrebungen Polens auf dem Gießereigebiete befaßt, wobei die Unabhängigmachung von tschechischem Koks die Hauptrolle spielt, da sie vorerst schwer zu verwirklichen ist. Polen hat in 340 Betrieben insgesamt etwa 450 Gießereien, Stahl- und Metallgießereien einbegriffen. An Eisengießereien entfallen auf Handelsguß 62, Maschinenguß 157, Temperguß 12. Die Erzeugung an Eisengußwaren betrug 1935 126 000 t, 1936 157 000 t, 1937 175 000 t, 1938 250 000 t (geschätzt).

Hans Jungbluth.

[1]) Einzelheiten siehe Th. Geilenkirchen: Gießerei 25 (1938) S. 502/05; vgl. auch Foundry Trade J. 59 (1938) S. 230/31.

[2]) Stahl u. Eisen demnächst.

[3]) DRP. Nr. 663 297 vom 12. Januar 1933.

Ausbildung der technischen Zeichenlehrlinge.

Wie heute auf allen Gebieten Mangel an gelernten Arbeitskräften herrscht, so ist auch die Nachfrage nach technischen Zeichnern groß. Diese Nachfrage verdient besondere Beachtung. Allgemein bekannt sind Lehrwerkstätten, in denen Lehrlinge ihre praktische Grundausbildung erhalten, und Werkschulen, in denen der theoretische Unterbau dafür erfolgt. Viel zu wenig beachtet ist aber eine Ausbildung der technischen Zeichenlehrlinge, in der die jungen Leute eine zeichnerische und zusätzliche theoretische Ausbildung erhalten. Ein solches technisches Lehrbüro, kurz „Zeichenschule", besteht schon seit 1922 bei der Gutehoffnungshütte in Sterkrade. Hier werden sämtliche technischen Zeichenlehrlinge 1 bis 1½ Jahr lang täglich unterrichtet. Nähere Einzelheiten über diese Ausbildung sind aus der Ausbildungsübersicht *(Bild 1)* ersichtlich. Dem Leiter des technischen Lehrbüros sind sämtliche technischen Zeichenlehrlinge während ihrer vierjährigen Lehrzeit unterstellt.

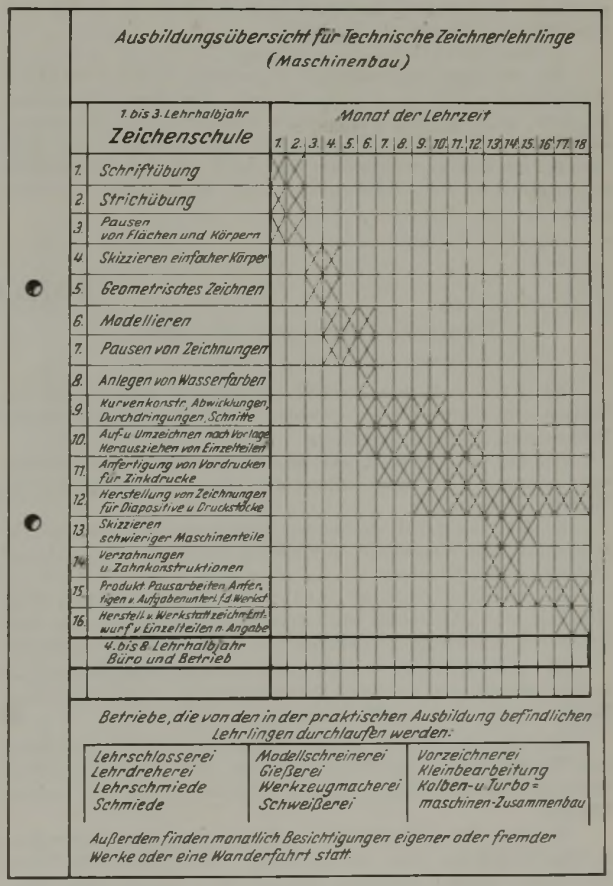


Bild 1. Ausbildungsübersicht für technische Zeichenlehrlinge (Maschinenbau).

Den Zeichenlehrlingen soll nicht nur ein umfangreiches Können und Wissen vermittelt werden, sondern die Zeichenschule hat auch noch das Ziel, aus den jungen Leuten anständige und charaktervolle Menschen zu formen. Zur Zeit beschäftigt die Gutehoffnungshütte 106 technische Zeichenlehrlinge. Davon sind 45 in der Zeichenschule, 21 im Betrieb und 40 in den Büros untergebracht. Bisher sind insgesamt 152 junge Leute zu technischen Zeichnern ausgebildet worden.

Die Lehrlinge werden auf Grund einer Eignungsprüfung, die sich in der Hauptsache auf Schulkenntnisse, Zeichnen und Gedächtnis erstreckt, eingestellt. Von 160 Bewerbern wurden am 1. April 1938 40 als technische Zeichenlehrlinge aufgenommen. 10 von den neu aufgenommenen Lehrlingen haben mittlere Reife und 30 von ihnen Volksschulbildung. Der Ausbildungsgang ist folgender:

1 bis 1½ Jahr Zeichenschule,
½ Jahr technisches Büro,
1 Jahr Betrieb,
1 Jahr technisches Büro.

Im einzelnen umfaßt die Ausbildung folgende Gebiete:

a) Theoretische Ausbildung.

Ihrer Berufsschulpflicht genügen die Lehrlinge in der Werksberufsschule, und zwar wöchentlich ½ Tag. In der Zeichenschule bekommen sie zusätzlichen Unterricht in Anstandslehre, Zeichnungsnormen, Flächen- und Körperberechnung, Algebra, Rechnen mit Logarithmen, Rechenschieber und Tabellen. Ebenfalls werden Festigkeits- und Werkstoffkenntnisse vermittelt. Außerdem haben die Lehrlinge noch Hausarbeiten anzufertigen, mit denen sie 4 bis 8 Stunden je Woche beschäftigt sind.

b) Zeichnerische Ausbildung.

Zu ihrer zeichnerischen Ausbildung werden die Lehrlinge mit den laufend im technischen Büro der Gutehoffnungshütte vorkommenden Arbeiten betraut: Pausen, Beschriften von Zeichnungen, Anfertigen und Bemaßen von Handskizzen und Bleizeichnungen, Aufnehmen von Modellen, Uebertragen in verschiedene Maßstäbe. Es werden Projektionen, Durchdringungen und Abwicklungen konstruiert, Gruppen- und Zusammenstellungszeichnungen hergestellt, Einzelteile entworfen, Tabellen und Stücklisten aufgestellt. Es kommt hier nicht darauf an, vollwertige Konstrukteure heranzubilden, sondern der Zeichner soll im allgemeinen eine gute Stütze für den Konstrukteur sein. Großer Wert wird auf praktische Verwertbarkeit der Arbeit des Lehrlings gelegt; denn das Bewußtsein, daß seine Arbeiten auch praktische Verwendung finden, steigert die Lust zur Arbeit und das Selbstbewußtsein des Lehrlings.

c) Handwerkliche Ausbildung.

Die einjährige handwerkliche Ausbildung in den wichtigsten Werkstätten erfolgt im dritten Lehrjahr. Ziel dieser Betätigung ist, dem Lehrling einen allgemeinen Einblick in die Arbeitsverhältnisse zu geben. Ein Teil der Lehrlinge bekommt eine Ausbildung im Maschinenschreiben und wird mit den Vervielfältigungsverfahren für Schriftstücke und Zeichnungen vertraut gemacht.

Um die jungen Leute mit anderen Betrieben bekanntzumachen und ihre Naturverbundenheit zu fördern, unternehmen die Lehrlinge allmonatlich eine Besichtigung oder eine Wanderfahrt. Außerdem findet für die Lehrlinge im dritten und vierten Jahr jährlich eine große achttägige Fahrt statt. Ueber diese Besichtigungen und Fahrten hat jeder Lehrling einen Bericht zu liefern.

Der Leibesertüchtigung wird jeden zweiten Sonnabend auf dem Werksportplatz Genüge getan.

d) Im letzten Monat der Lehrzeit haben die Lehrlinge eine Abschlußprüfung vor dem Prüfungsausschuß abzulegen. In der zeichnerischen Prüfung wird die Anfertigung einer Werkstattzeichnung verlangt. Während sich die schriftliche Prüfung auf die theoretischen Fragen beschränkt, behandelt die mündliche Prüfung im Beisein des Prüfungsausschusses Fragen aus dem gesamten Stoff der vierjährigen Lehrzeit.

Ueber Führung, Fleiß und Leistungen während der Lehrzeit und über die Prüfungsergebnisse wird dem technischen Zeichenlehrling ein Abschlußzeugnis ausgehändigt.

Durch die planmäßige gründliche Ausbildung sind die technischen Zeichenlehrlinge schon nach sechs Monaten in der Lage, eine Werkstattzeichnung normgerecht und sauber zu pausen und zu beschriften, was früher kaum nach vier Jahren möglich war. Der Lehrling wird in der Regel schon nach sechs Monaten vorwiegend mit produktiven Arbeiten beschäftigt.

Die Organisation der Sterkrader Zeichenschule bildete die Grundlage für das Berufsbild des technischen Zeichners, das von der Gutehoffnungshütte mit aufgestellt und im Januar 1938 vom Deutschen Ausschuß für Technisches Schulwesen (Datsch) Berlin, im Auftrage der Reichsgruppe Industrie und der Arbeitsgemeinschaft der Industrie- und Handelskammern in der Reichswirtschaftskammer herausgegeben wurde.

Eine entsprechende Uebersicht über die Ausbildung im Stahlbau würde in folgenden Punkten anders aussehen:

1. Die Ausbildung des Lehrlings in der Zeichenschule dauert nur 12 Monate.
2. Statt der maschinentechnischen Fächer *(Bild 1: Nr. 11, 12, 13 und 14)* wird hier folgendes gelehrt: Profilzeichnen, Sinnbilder, Pausen von Schrauben, Nieten und Nietverbindungen, Pausen von Verbindungen und Schnitten und Schweißverbindungen.
3. Die von diesen Lehrlingen zu durchlaufenden Betriebe sind: Werkstoffplatz (Sägen, Schere), Lehrschlosserei, Lehrdreherei, Schmiede, Richterei, Vorzeichnerei, Zusammenbau, Schweißerei, Nieterei, Werkzeugmacherei, Preßwerk.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen[1]).

(Patentblatt Nr. 45 vom 10. November 1938.)

Kl. 7 a, Gr. 7, Sch 109 685. Walzgerüst zum wahlweisen Walzen von Universaleisen (Streifen) oder Breitflanschträgern. Schloemann, A.-G., Düsseldorf.

Kl. 7 a, Gr. 17/02, M 134 785. Drehvorrichtung an Speisevorrichtungen von Pilgerschrittwalzwerken. Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 7 a, Gr. 24/01, D 74 596. Brammen- und Plattendrehvorrichtung für Walzwerke. Erf.: Adolf Klein, Duisburg. Anm.: Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 10 a, Gr. 19/01, St 54 015; Zus. z. Pat. 598 182. Einrichtung zum Herstellen einer Gasabzugsvorrichtung aus dem Innern der Kohlefüllung. Carl Still, G. m. b. H., Recklinghausen.

Kl. 18 b, Gr. 21/03, T 47 088. Feuerfester Tiegel für kernlose Induktionsöfen mit basischer Schmelzführung. August-Thyssen-Hütte, A.-G., Duisburg-Hamborn.

Kl. 18 c, Gr. 1/12, D 75 191. Verfahren zum Autogenhärten von Werkstücken, beispielsweise Walzen. Erf.: Dipl.-Ing. Albert Bartling, Essen. Anm.: Deutsche Eisenwerke, A.-G., Gelsenkirchen.

Kl. 18 c, Gr. 8/90, D 74 424. Waagerecht angeordneter Umkehrdurchstoßofen zum Blankglühen. Erf.: Heinrich Neitz, Karlsruhe. Anm.: Deutsche Waffen- und Munitionsfabriken, A.-G., Karlsruhe.

Kl. 18 d, Gr. 2/20, H 139 964. Eisenlegierung für unmagnetische Federn. Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., Hanau a. M.

Kl. 21 h, Gr. 19, A 77 621; Zus. z. Pat. 657 168. Kombinierter Lichtbogeninduktionsofen. Allgemeine Elektricitäts-Gesellschaft, Berlin.

Kl. 31 c, Gr. 10/06, D 77 909. Vorrichtung zum Herstellen von Hohlgußblöcken. Erf.: Fritz Halbrock und Dr. Wilhelm Baumgardt, Mülheim (Ruhr). Anm.: Deutsche Röhrenwerke, A.-G., Düsseldorf.

Kl. 31 c, Gr. 10/06, V 33 448. Verfahren zum Herstellen von Hohlkörpern aus Stahl. Erf.: Fritz Halbrock und Dr. Wilhelm Baumgardt, Mülheim (Ruhr). Anm.: Vereinigte Stahlwerke, A.-G., Düsseldorf.

Kl. 40 a, Gr. 9/30, A 78 026. Vorrichtung, insbesondere zum Mischen oder Durchführen von Schlackenreaktionen für flüssiges Metall. Allgemeine Elektricitäts-Gesellschaft, Berlin.

Kl. 42 k, Gr. 29/05, G 92 443. Zerstörungsfreies Prüfverfahren zum Feststellen der Beschaffenheit bzw. der Güte von Laufflächen oder anderen bearbeiteten Oberflächen von Werkstücken aus Eisen oder Metall. Goetzewerk Friedrich Goetze, A.-G., Burscheid (Bez. Düsseldorf).

Kl. 48 a, Gr. 16, B 178 503. Elektrolytisches Glänzverfahren für rostfreie Stahllegierungen. Dr.-Ing. Hans Burkhardt, Oberursel i. T.

Kl. 49 c, Gr. 10/01, Sch 111 985. Schere zum Schneiden von Blöcken und Brammen. Erf.: Eduard Groß, Düsseldorf. Anm.: Schloemann, A.-G., Düsseldorf.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 45 vom 10. November 1938.)

Kl. 7 a, Nr. 1 449 441. Walzenkalibrierung für Pilgerschrittwalzwerke. Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 10 a, Nr. 1 449 101. Füllgasabsaugevorrichtung für Verkokungsöfen. Heinrich Koppers, G. m. b. H., Essen.

Kl. 18 c, Nr. 1 449 247. Glühhaube. Armco-Eisen, G. m. b. H., Köln.

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

Statistisches.

Die Roheisenerzeugung des Deutschen Reiches im Oktober 1938[1]). — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Hämatit-eisen	Gießerei-Roheisen	Bessemer-Roheisen (saures Verfahren)	Thomas-Roheisen (basisches Verfahren)	Stahleisen, Spiegeleisen, Ferromangan und Ferrosilizium	Puddel-Roheisen (ohne Spiegeleisen) und sonstiges Eisen	Insgesamt Oktober 1938	Insgesamt September 1938
Oktober 1938: 31 Arbeitstage, September 1938: 30 Arbeitstage								
Rheinland-Westfalen	53 726	46 470		756 436	252 303		1 101 792	1 065 529
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen				—	26 071		54 591	51 678
Schlesien								
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland	15 925		—	98 365		30 234	158 348	150 190
Süddeutschland		32 152			107 465		31 404	29 677
Saarland	—			191 930			211 024	201 464
Ostmark	—			—			53 918	41 999
Insgesamt: Oktober 1938	69 651	78 622	—	1 046 731	385 839	30 234	1 611 077	—
Insgesamt: September 1938	65 307	72 611	—	1 011 217	366 940	24 462	—	1 540 537
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							51 970	51 351
Januar bis Oktober 1938: 304 Arbeitstage, 1937: 304 Arbeitstage							Januar bis Oktober 1938[2])	Januar bis Oktober 1937
Rheinland-Westfalen	494 329	430 821		7 323 553	2 527 207		10 719 728	9 251 655
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen				—	237 048		502 803	435 907
Schlesien								
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland	159 213		—	911 605		271 666	1 469 369	1 417 241
Süddeutschland		320 574			828 258		300 609	268 590
Saarland	—			1 811 182			1 969 161	1 812 055
Ostmark[2])	—			—			353 786	—
Insgesamt: Januar/Oktober 1938	653 542	751 395	—	10 046 340	3 592 513	271 666	15 315 456	—
Insgesamt: Januar/Oktober 1937	624 682	820 698	—	8 828 273	2 683 139	228 656	—	13 185 448
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							50 380	43 373

[1]) Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie. — [2]) Ab 15. März 1938 einschließlich Ostmark und unter Berücksichtigung der berichtigten Zahlen.

Stand der Hochöfen im Deutschen Reiche[1]).

Am Monatsletzten	Hochöfen: vorhandene	in Betrieb befindliche	gedämpfte	zum Anblasen fertigstehende	in Ausbesserung oder Neuzustellung befindliche	stillliegende
Januar 1938	170	126	3	9	21	11
Februar	170	129	2	8	20	11
März[2])	176	133	2	8	22	11
April	174	137	2	8	17	10
Mai	174	139	3	6	16	10
Juni	176	139	3	8	16	10
Juli	176	142	2	7	13	12
August	176	141	2	6	16	11
September	176	139	5	6	17	9
Oktober	176	143	3	8	14	8

[1]) Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie.
[2]) Ab März einschl. Ostmark.

Polens Eisenindustrie im August und September 1938.

Nach den Ermittlungen des polnischen Eisenhütten-Syndikats hat die Roheisenerzeugung der polnischen Werke in den beiden Berichtsmonaten weiterhin zugenommen; auch die Leistungen in den Stahl- und Walzwerken sowie in den Röhrenwalzwerken hielten sich fast unverändert auf ihrem hohen Stande. Hergestellt wurden im einzelnen:

	Juli t (berichtigte	August t Zahlen)	September t
Roheisen	72 260	79 568	82 032
Flußstahl	121 211	128 636	125 560
Walzzeug	91 631	99 687	97 275
Eisen- und Stahlröhren	6 245	6 654	7 018

Durch Vermittlung des polnischen Eisenhütten-Syndikats erhielten die Hütten im September Aufträge auf insgesamt 46 588 t gegenüber 57 377 t im August 1938. Von der Gesamtmenge der im September überschriebenen Aufträge entfielen 2134 (August: 6598) t auf Regierungsaufträge und 44 454 (50 779) t auf Privataufträge.

Der Absatz an Walzzeug im Inlande stieg von 65 149 t im August auf 69 423 t im September, während 12 616 (18 928) t in das Ausland gingen.

Die Zahl der beschäftigten Arbeiter belief sich Ende September auf 46 339 (Ende August 46 341).

Großbritanniens Roheisen- und Stahlerzeugung im Oktober 1938.

	Roheisen 1000 t zu 1000 kg: Hämatit-	Stahl-	Gießerei-	Puddel-	zusammen einschl. sonstiges	Am Ende des Monats in Betrieb befindliche Hochöfen	Rohblöcke und Stahlguß 1000 t zu 1000 kg: Siemens-Martin- sauer	Siemens-Martin- basisch	Thomas-	Bessemer-	sonstige	zusammen	darunter Stahlguß	Herstellung an Schweißstahl 1000 t
Januar 1938	178,3	417,8	141,0	16,9	773,3	130	179,2	827,3	40,1	21,0	31,1	1098,7	22,9	18,4
Februar	158,2	389,8	123,6	14,8	704,4	124	184,7	805,4	36,0	21,4	27,0	1074,5	22,3	16,9
März	164,1	409,8	127,1	9,8	726,0	118	182,6	865,0	35,6	19,0	31,5	1133,7	24,8	20,9
April	147,7	386,6	107,1	17,3	671,6	111	156,7	721,4	36,4	12,5	26,6	953,6	20,9	13,6
Mai	133,0	370,5	110,3	17,2	644,0	105	162,9	729,6	37,1	12,4	30,3	972,3	22,7	17,1
Juni	123,5	307,8	96,5	11,4	550,2	97	126,6	584,5	38,6	13,7	25,1	788,5	19,1	12,8
Juli	122,4	270,4	100,1	11,6	515,9	90	117,0	513,5	31,5	10,1	22,0	694,1	16,5	11,8[1])
August	107,7	237,3	85,2	11,3	450,1	81	120,0	477,1	33,5	14,7	24,1	669,4	16,1	14,3
September	89,5	247,9	77,5	10,6	436,7	77	140,9	559,9	32,3	5,8	27,4	766,8	19,1	.
Oktober	96,2	273,5	81,2	11,8	476,9	76	.	.	.	.	.	868,5	.	.

[1]) Berichtigte Zahl.

Wirtschaftliche Rundschau.

Der englische Eisenmarkt im Oktober 1938.

In den ersten Oktobertagen machten sich noch die Einflüsse der Krise bemerkbar. Verschiedene Geschäfte, die zurückgehalten worden waren, kamen zwar zustande, aber im allgemeinen entsprachen die Marktverhältnisse denen vor den internationalen Verwicklungen. Die beschleunigte Durchführung des Aufrüstungsplanes hatte keinen großen Einfluß auf die Lage, wenn man von Sonderstählen absieht. Die Errichtung neuer Flugplätze und Flugzeugwerkstätten belebte jedoch die Nachfrage nach Baustahl, und die meisten Konstruktionswerkstätten hatten gut zu tun. Das Geschäft in Festlandsstahl besserte sich gleichfalls, und die Vorräte bei den Lagerhaltern gingen etwas von ihrem hohen Stand zu Anfang Oktober zurück. Verhandlungen zwischen den festländischen und englischen Werken Ende September, festländische Träger und Stabstahl 5/–sh billiger als die entsprechenden britischen Erzeugnisse auf dem heimischen Markt zu verkaufen, hatten nicht den gewünschten Erfolg. Ueber diesen Ausgang war man etwas enttäuscht; denn wenn auch die Bestände an Festlandsware merklich abgenommen hatten, so wurde dieser Vorteil durch die Ende September hereinkommenden Vertragsmengen wieder ausgeglichen.

Die Preisentwicklung am englischen Eisenmarkt im Oktober 1938 (in Papierpfund).

	1. Oktober		8. Oktober		15. Oktober		22. Oktober		29. Oktober	
	Britischer Preis	Festlands-Preis	Britischer Preis	Festlands-Preis	Britischer Preis	Festlands-Preis	Britischer Preis	Festlands-Preis	Britischer Preis	Festlands-Preis
	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d
Gießereiroheisen Nr. 3[1]	5 1 0	4 10 0	5 1 0	4 10 0	5 1 0	4 10 0	5 1 0	4 10 0	5 1 0	4 10 0
Stahleisen[2]	5 0 0	4 10 0	5 0 0	4 10 0	5 0 0	4 10 0	5 0 0	4 10 0	5 0 0	4 10 0
Knüppel	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6	7 17 6
Stabstahl[3]	12 13 0	9 15 6	12 13 0	9 15 6	12 13 0	9 15 6	12 13 0	9 15 6	12 13 0	9 15 6
	bis	bis	bis	bis	bis	bis	bis	bis	bis	bis
	12 15 6[4]	10 19 0	12 15 6[4]	10 19 0	12 15 6[4]	10 19 0	12 15 6[4]	10 19 0	12 15 6[4]	10 19 0
$^3/_8$ zölliges Grobblech	11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]	
	11 8 0[4]	10 5 0	11 8 0[4]	10 5 0	11 8 0[4]	10 5 0	11 8 0[4]	10 5 0	11 8 0[4]	10 5 0
		bis		bis		bis		bis		bis
		10 10 6		10 10 6		10 10 6		10 10 6		10 10 6
	11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]		11 0 0[5]	

[1]) Cleveland-Gießereiroheisen Nr. 3 frei Tees-Bezirk; Festlandspreis fob. — [2]) Abzüglich eines Treunachlasses von 5/– sh je t. — [3]) Für dünnen britischen Stabstahl wird im Inlande ein Preisnachlaß von 15/– sh gewährt. Preise für festländischen Stabstahl und Grobbleche frei Birmingham für die Lagerhalter; andere Käufer zahlen für Festlands- und britische Ware den gleichen Preis. — [4]) Inlandspreis. — [5]) Ausfuhrpreis fob britischer Hafen.

Im allgemeinen blieben die Verbraucher britischen Stahls bei ihrer Politik, nur geringe Mengen für baldige Lieferung zu kaufen. Hierin dürfte sich kaum etwas ändern, bis die neuen Preise für 1939 bekanntgeworden sind, was voraussichtlich noch im Laufe des Monats November geschieht. Die Käufer sind inzwischen zu der Ueberzeugung gekommen, daß Preisherabsetzungen von £ 2.–.– und mehr je t, mit denen sie noch vor einigen Wochen gerechnet hatten, nicht zustande kommen dürften. Die britischen Werkspreise richten sich natürlich auch nach den Herstellungskosten; und durch die Erzeugungseinschränkungen in den letzten Monaten sind die Selbstkosten entsprechend gestiegen. Anderseits rechnet man auf dem Roheisenmarkt mit weiteren starken Erzeugungseinschränkungen, seitdem die Hersteller von leichtem Guß beträchtlichem Wettbewerb von Erzeugnissen aus gepreßtem Stahl und Ersatzstoffen ausgesetzt sind.

Die Einfuhr von Eisenerzen war im Oktober mehr als ausreichend, den Bedarf zu decken; beträchtliche Mengen mußten auf Lager genommen werden. Gegen Monatsende zogen die Frachten etwas an, aber die Verbraucher ließen sich trotz dem davon zu erwartenden Steigen der Erzpreise nicht zu Neuabschlüssen bewegen. Ende Oktober waren nach allgemeiner Ansicht die Großverbraucher bis in das Jahr 1939 hinein gut eingedeckt, so daß man für die nächste Zeit nicht mit umfangreichen Käufen rechnet. Die Frachten Bilbao-Middlesbrough lagen fester bei 6/10½ sh bis 7/– sh.

Eine merkliche Besserung trat auf dem Roheisenmarkt ein. In der ersten Monatshälfte beschränkte sich die Nachfrage auf geringe Mengen für baldige Lieferungen. Besonders gilt dies für Gießereiroheisen, da die Hersteller leichten Gusses schlecht beschäftigt waren und die Maschinenindustrie vornehmlich phosphorarmes Roheisen verlangte. Um die Monatsmitte änderte sich jedoch die Lage, und die Nachfrage nahm einen derartigen Umfang an, daß der Verbrauch die Erzeugung überschritt. Infolgedessen wurden große Mengen aus den Vorräten genommen. Die bessere Nachfrage dehnte sich später auch auf Stahleisen und im geringeren Maße auf Hämatit aus, so daß alle Roheisensorten in der zweiten Monatshälfte stärker gefragt wurden. Das Geschäft in mittelenglischem Roheisen nahm gleichfalls stark zu. Die Preise für phosphorarmes Roheisen, die nicht überwacht werden, festigten sich. Die Vorräte an phosphorreichem Roheisen waren bei den Werken Mittelenglands noch beträchtlich, doch gingen immer größere Mengen in den Verbrauch über. Infolge der eingeschränkten Erzeugung hielten sich die Vorratsmengen schließlich in erträglichen Grenzen. Die Besserung, die sich während des Septembers auf dem Hämatitmarkt eingestellt hatte, war in der ersten Oktoberhälfte schwer zu behaupten; aber auch diese Roheisensorte nahm an dem allgemeinen Aufschwung in der letzten Oktoberhälfte teil. Obwohl die Lagerbestände groß blieben, ging die Entwicklung doch dahin, daß der Verbrauch die Erzeugung übertraf und die Abrufe auf alte Verträge reichlicher eingingen. Bei Stahleisen waren die Anzeichen zu einer Verminderung der Lagerbestände weniger deutlich; die Werke konnten Ende des Monats günstigstenfalls hoffen, daß sich die Vorräte nicht weiter vermehren würden. Zahlenmäßige Unterlagen stehen noch nicht zur Verfügung; aber es ist trotz der wachsenden Stahlerzeugung im September und Oktober zweifelhaft, ob tatsächlich ein merklicher Rückgang in den Stahleisenbeständen eintreten wird.

Auf dem Halbzeugmarkt hielt die zufriedenstellende Nachfrage, die sich in der zweiten Septemberhälfte entwickelt hatte, während des Berichtsmonats an. In den zwei vorhergehenden Monaten waren die Bestände an Festlandsknüppeln so zusammengeschmolzen, daß die Nachfrage nach englischen Knüppeln merklich anstieg; die Werke vermochten ihre Leistungsfähigkeit im höheren Maße auszunutzen als bisher. Vor allem besserte sich die Nachfrage nach gewöhnlichen weichen basischen Knüppeln, die seit einigen Monaten nur unzulänglich verlangt worden waren. Auch die Nachfrage nach Knüppeln aus saurem legiertem Stahl und Knüppeln aus Sonderstahl nahm merklich zu. Zweifel bestanden darüber, ob die veränderten Bedingungen auf den wachsenden Bedarf für die Wiederaufrüstung zurückzuführen seien oder ob sich hierin größere Nachfrage nach Fertigerzeugnissen widerspiegelte. Bei allen Halbzeugsorten hatte die Frage nach einer Ueberprüfung der Preise beträchtlichen Einfluß auf die Geschäfte, die deshalb größtenteils für Lieferung bis zum Ende des Jahres beschränkt wurden. Die Ansichten über die Wahrscheinlichkeit einer größeren Preissenkung schwankten stark, doch war die Zuversichtlichkeit in dieser Hinsicht weit geringer als noch im vorhergehenden Monat. Die Preise lauten wie folgt: Weiche basische Knüppel aus unlegiertem Flußstahl ohne Abnahmeprüfung in Mengen von 100 t £ 7.17.6 frei Verbraucherwerk, basische Knüppel bis zu 0,25 % C £ 8.7.6; 0,26 bis 0,33 % C £ 8.10.–; 0,34 bis 0,41 % C £ 8.12.6; 0,42 bis 0,60 % C £ 9.2.6; 0,61 bis 0,85 % C £ 9.12.6; 0,86 bis 0,99 % C £ 10.2.6; über 0,99 % C £ 10.12.6. Knüppel aus saurem unlegiertem Siemens-Martin-Stahl mit 0,25 % C kosteten £ 10.7.6; mit 0,26 bis 0,35 % C £ 10.12.6; mit 0,36 bis 0,85 % C £ 11.5.–; mit 0,86 bis 0,99 % C £ 11.15.–; mit 0,99 bis 1,5 % C £ 12.5.– und mit 1,5 bis 2 % C £ 13.5.–. Die Preise für Knüppel aus saurem legiertem Stahl stellten sich auf £ 11.5.–, für saure Silko-Mangan-Knüppel auf £ 11.7.6 und für Knüppel aus Automatenstahl auf £ 9.15.–. Auf diese Preise kommt für Schmiedegüte noch ein Aufschlag. Platinen kosten £ 7.15.– frei Werk.

In der zweiten Oktoberhälfte zeigte der Markt für Fertigerzeugnisse eine endgültige Besserung. Zum Teil hing dies mit der Beschleunigung der Wiederaufrüstung zusammen, aber es kam auch ziemlich unerwartet eine beträchtliche Menge privater Aufträge auf den Markt. Den großen Stahlwerken fehlte es nach wie vor an Bestellungen des Handelsschiffbaues, wogegen die Kriegsmarine große Mengen Schiffsbleche und Formstahl anforderte. Gleicherweise verschaffte der wachsende Bedarf an Baustahl für Flugzeughallen in Verbindung mit der Ausdehnung des Flugzeugbaues dem Markt ein besseres Aussehen. Die meisten Geschäfte beschränkten sich in der Erwartung von Preisänderungen auf Lieferung vor Jahresende. Allerdings rechnete man dabei nicht mit einem scharfen Preisabbau, weshalb in einigen Fällen Verträge zur Lieferung in den ersten Monaten des Jahres 1939 abgeschlossen wurden. Meist lehnten es jedoch die Verbraucher ab, sich auf weite Sicht festzulegen. Man war der Ansicht, daß ein großer Kaufandrang einsetzen würde, sobald die neuen Preise bekanntgegeben würden; viele Verbraucher unternahmen daher Schritte, um sich ihren Bedarf zu sichern. Zwischen der British Iron and Steel Federation und den übrigen Mitgliedern der IRG. fanden Verhandlungen über die Ausfuhrpreise statt, doch erfolgten keine Aenderungen von Wichtigkeit. Der amerikanische Wettbewerb war während des Oktobers unbedeutend; trotzdem beunruhigte er zeitweise den britischen und festländischen Markt außerordentlich. In den letzten Oktobertagen verschwand er allerdings völlig, was hoffen ließ, daß er infolge der Besserung auf dem amerikanischen Inlandsmarkt nicht wieder aufleben würde. Die reinen Walzwerke erhielten gleich den großen gemischten Werken während des Oktobers nur wenige Aufträge, doch besserte sich ihre Lage gegen Monatsende etwas. Immerhin litten sie unter dem geringen Ausfuhrgeschäft, da die überseeischen Käufer nur den dringendsten Bedarf erstanden. Ende Oktober nahm die Zahl der unbeschäftigten Betriebe beträchtlich zu, allerdings nicht so stark wie Ende September. Die bis Ende des Jahres gültigen Preise lauten wie folgt

(alles fob, die Preise frei London in Klammern): Träger £ 10.12.6 (11.3.–), U-Stahl über 3″ £ 10.17.6 (11.8.–), Winkel über 4″ £ 10.12.6 (11.3.–), Flachstahl über 5 bis 8″ £ 11.12.6 (11.13.–), $^3/_8$zöllige Grobbleche £ 11.–.– (11.3.–), $^3/_{16}$zöllige Grobbleche (8 G) £ 12.10.– frei Ort, dünner Stabstahl unter 3″ £ 11.–.– (12.15.6).

Der Markt für verzinkte Bleche zeigte hauptsächlich im Inlande einige Besserung. Die Nachfrage war allgemein und die Lagerhalter erneuerten ihre Vorräte, die sich stark vermindert hatten. Um die Monatsmitte wurde beschlossen, die gültigen Preise von £ 15.15.– fob für 24-G verzinkte Wellbleche in Bündeln unverändert zu lassen und ebenso den Preis für Indien mit £ 17.15.– cif beizubehalten. Auch war es möglich, Geschäfte für spätere Lieferung zu £ 15.15.– unterzubringen; für Lieferung nach dem 1. Januar 1939 beträgt der Mindestpreis £ 16.15.– cif.

Auf dem Weißblechmarkt änderte sich die Lage nicht. Hin und wieder zeigten die Käufer aus Uebersee während des Berichtsmonats größere Aufmerksamkeit (doch war diese nicht von Dauer, so daß die Werke zu Monatsende nur zu ungefähr 54 % ihrer Leistungsfähigkeit beschäftigt waren. Die Preise behaupteten sich auf 20/3 bis 21/6 sh, für die Normalkiste 20 × 14; die Inlandspreise auf 21/1½ bis 21/6 sh frei Eisenbahnwagen Verbraucherwerk.

Eine geringe Besserung griff auf dem Schrottmarkt Platz. Verschiedene Verbraucher waren allerdings noch durch laufende Verträge gut eingedeckt und andere verfügten über reiche Bestände eingeführten Schrotts. Während des Monats beschränkte sich die Nachfrage auf Käufe für sofortige Lieferung; trotzdem gingen etwas größere Mengen in den Verbrauch über als in den vorhergehenden Monaten. Gewöhnlicher schwerer Stahlschrott behauptete sich an der Nordostküste auf 67/6 sh, während in Südwales schwerer weicher Stahlschrott, einsatzgerecht, 66/3 bis 68/9 sh kostete. Zeitweise bestand gute Nachfrage nach Gußbruch und schwerem Maschinenguß zu 82/6 sh und schwerem gewöhnlichem Gußbruch zu 75/– sh. Das Geschäft in leichtem Gußbruch war ungleichmäßig; während des größten Teils des Monats belief sich der Preis auf 57/6 sh. In Schottland kostete schwerer Stahlschrott 65/– bis 67/6 sh und schwerer basischer Schrott 60/– bis 65/– sh. Nach schwerem Maschinengußbruch in Stücken von nicht über 45 kg bestand geringe Nachfrage zu 72/6 bis 73/6 sh und nach gewöhnlichem schwerem Gußbruch zu 67/6 bis 69/– sh. In Südwales war das Angebot in schweren weichen Drehspänen überreichlich; die Preise schwankten zwischen 54/– und 56/6 sh. Die Nachfrage nach Schweißstahlschrott für den basischen Siemens-Martin-Ofen war gering bei Preisen zwischen 64/3 und 66/9 sh. Die Nachfrage nach gutem schweren Gußbruch behauptete sich zum Preise von 68/9 bis 71/3 sh. Im Sheffielder Bezirk bestand nur geringe Nachfrage nach saurem Stahlschrott und legiertem Schrott. Saurer Stahlschrott mit höchstens 0,05 % S und P kostete 72/6 sh und mit höchstens 0,04 % S und P 80/– sh. Legierter Schrott mit mindestens 3 % Ni stellte sich auf £ 8.5.–. Nach Schnellarbeitsstahlschrott bestand geringe Nachfrage zu £ 35.–.– bis 40.–.–. Der Preis für Drehspäne aus Schnellarbeitsstahlschrott belief sich auf £ 15.–.– bis 20.–.–.

Aus der amerikanischen Eisenindustrie.

Gegenwärtig beläuft sich die Stahlerzeugung in den Vereinigten Staaten von Nordamerika auf etwa 60 % der Leistungsfähigkeit; gegenüber dem Juni (rd. 30 %) werden die Werke also um rd. 30 % mehr ausgenutzt. Verschiedene Anzeichen deuten darauf hin, daß die Erzeugung bis Ende des Jahres auf etwa 65 % der Leistungsfähigkeit ansteigen wird. Es ist aber „ein Gedeihen ohne Gewinn", wie es die amerikanische Stahlindustrie in der Vergangenheit schon oft erlebt hat.

Eingeklemmt zwischen hohen Löhnen und niedrigen Preisen, befindet sich die amerikanische Stahlindustrie in einer Zwangslage, die sie teilweise selbst verschuldet hat und die teilweise das Ergebnis behördlicher Maßnahmen ist. Vor einigen Monaten hatte man die Notwendigkeit von Lohnsenkungen erörtert, nachdem die Löhne im November 1936 und dann wieder im März 1937 erhöht worden waren; die Regierung hatte sich jedoch scharf gegen eine Herabsetzung der Löhne gewandt. Vom Arbeitsministerium sind vor einigen Wochen Untersuchungen eingeleitet worden, um die Festsetzung von Mindestlöhnen in der Stahlindustrie vorzubereiten, die von keiner Gesellschaft unterschritten werden dürfen, wenn sie noch Staatsaufträge zu erhalten wünscht. Die Entscheidung des Arbeitsministeriums, die man jeden Augenblick erwartet, wird zweifellos die gegenwärtig hohen Löhne als Mindestlöhne festsetzen. Bei der zunehmenden Beschäftigung ist es für die Stahlindustrie schwierig, Gründe für Lohnherabsetzungen vorzubringen, obwohl die Erzeugung noch nicht eine solche Höhe erreicht hat, daß sie den Unternehmungen Gewinne sichert.

Der Eisenindustrie ist es bisher nicht gelungen, gewinnbringend zu arbeiten. Die Preisherabsetzungen haben überhandgenommen, seit die United States Steel Corporation Ende Juli ihre Preise für das dritte Vierteljahr herabsetzte und diese Preise auch für das vierte Vierteljahr beibehielt. Anfang Oktober gingen die Preise für Bleche und Bandstahl um nicht weniger als 4 $ je t zurück, dem bald eine weitere Senkung um 2 $, im ganzen also um 6 $, folgte. Am 19. Oktober widerriefen plötzlich alle Stahlgesellschaften diese niedrigen Preise und stellten die frühere Höhe wieder her. Aber während diese Maßnahme durchgeführt wurde, erhielten fast alle bedeutenden Käufer noch die um 6 $ niedrigeren Preise für Bleche und Bandstahl zugebilligt für alle Lieferungen bis Ende des Jahres. Mithin haben die Gesellschaften in ihren Büchern umfangreiche Aufträge stehen, die ihnen nur geringen oder gar keinen Gewinn bringen, in manchen Fällen sogar Verlustgeschäfte sind. Derartige Verkäufe zu Vorzugspreisen sind eine der Schwächen im amerikanischen Stahlhandel. Fast ohne Ausnahme ist jede Preiserhöhung mit solchen Vorbehalten verknüpft, so daß die Gesellschaften monatelang warten müssen, bevor sie die erhöhten Preise tatsächlich anwenden können. Der neuerliche Preiseinbruch war von einigen unabhängigen Gesellschaften überstürzt worden. Seit vielen Jahren hat die United States Steel Corporation gegenüber der Stahlindustrie eine sozusagen väterliche Haltung angenommen („holding the umbrella" sagt man dazu in Amerika). Aber in diesem Falle war die United States Steel Co. sofort bereit, die niedrigen Preise der Wettbewerber anzunehmen, und auf dem offenen Markt setzte eine Zeit der Preisunterbietungen ein. In den letzten zwei oder drei Jahren haben die Leiter der United States Steel Co. fast völlig gewechselt mit dem Ergebnis, daß der größte Stahlerzeuger des Landes den Schirm nicht mehr schützend hält, sondern niedrige Preise mit niedrigen Preisen bekämpft.

Die Mehrzahl der Unternehmen arbeitete im laufenden Jahr mit Verlust. Von den folgenden zwölf Stahlgesellschaften hatten nicht weniger als acht in den ersten neun Monaten 1938 Verluste in Höhe von zusammen 27,53 Mill. $ zu verzeichnen, während die übrigen vier Gesellschaften Gewinne im Gesamtbetrag von 9,36 Mill. $ erzielen konnten. Die zwölf Unternehmen schließen also die ersten neun Monate 1938 mit einem Reinverlust von rd. 18 Mill. $ ab. Im selben Zeitraum des Vorjahres hatten sie dagegen einen Reingewinn von 180 Mill. $ herausgewirtschaftet.

	Reingewinn (+) bzw. Verlust (—) in Mill. $	
	1937	1938
United States Steel Co.	+ 90,85	— 12,15
Bethlehem Steel Co.	+ 27,57	+ 1,59
Republic Steel Co.	+ 9,29	— 8,31
National Steel Co.	+ 16,94	+ 3,91
Inland Steel Co.	+ 12,96	+ 3,16
Youngstown Sheet Co.	+ 10,49	— 0,74
Jones & Laughlin Steel Co.	+ 6,19	— 4,88
Midland Steel Co.	+ 2,77	+ 0,70
Sharon Steel Co.	+ 1,65	— 0,36
Detroit Steel Co.	+ 0,57	— 0,03
Truscon Steel Co.	+ 0,46	— 0,88
Transue & Williams Steel Co.	+ 0,10	— 0,18

Der Wirtschaftsumschwung, der sich im dritten Viertel dieses Jahres angebahnt hat, hat übrigens an den mißlichen Ertragsverhältnissen noch nichts zu ändern vermocht. Vielmehr mußten dieselben acht Stahlwerke, die für die ersten neun Monate einen Verlust ausweisen, auch im dritten Vierteljahr Verluste hinnehmen. Der Reinverlust der zwölf Gesellschaften betrug im dritten Jahresviertel 7,57 Mill. $ gegen 7,61 Mill. $ im vorausgegangenen Vierteljahr und 2,99 Mill. $ im ersten Viertel dieses Jahres. Offensichtlich sind die Ertragsergebnisse des dritten Vierteljahres durch die Ermäßigung der amerikanischen Eisen- und Stahlpreise erheblich beeinflußt worden.

In den ersten neun Monaten 1938 wurden 18,3 Mill. t Rohstahlblöcke erzeugt gegen 43,2 Mill. t in der gleichen Zeit des Vorjahres. Die Gesamterzeugung dürfte im Jahre 1938 nicht über 25 Mill. t liegen gegen 51,1 Mill. t im vergangenen Jahre. Die Angaben beziehen sich nur auf Siemens-Martin- und Bessemerstahl ohne Elektro- und Tiegelstahl. Trotz manchen entmutigenden Umständen deuten die Anzeichen auf eine etwas höhere Erzeugung im Jahre 1939 hin; allerdings hängt dies stark von der Lösung einiger dringender Fragen ab, die mit den großen Stahlverbrauchern zusammenhängen. Die Eisenbahnen haben z. B. in diesem Jahre nur geringe Mengen gekauft, da sie von hohen Löhnen bei geringem Geschäft bedrückt wurden. Doch hat seit

kurzem eine Besserung im Versandgeschäft eingesetzt. Die Bemühungen der Eisenbahnen um Lohnherabsetzungen sind den Einsprüchen der Arbeiter begegnet; auf Empfehlung der Regierung haben sich die Vertreter der amerikanischen Eisenbahngesellschaften bereit erklärt, von der ihnen zugebilligten Lohnkürzung von 15 % Abstand zu nehmen, um den Ausbruch eines Streiks zu verhindern. Die Lohnkürzungen hätten insgesamt 960 000 Eisenbahnarbeiter betroffen. Die Gas-, Wasser- und Elektrizitätswerke, eine der bedeutendsten Stahlverbrauchergruppen, sind von der Bundesregierung sehr stark angegriffen worden, aber es sind Zeichen für eine Besserung vorhanden, und in diesem Falle würden die erwähnten Werke im nächsten Jahre wieder auf dem Markte erscheinen. Ferner hat die Oelindustrie Preiskämpfe hinter sich, was den Stahlkauf stark beeinträchtigt hat. Die Landmaschinen- und Traktorenindustrie hatte unter den niedrigen Preisen für landwirtschaftliche Erzeugnisse zu leiden, die gesunken sind, trotz allen Unterstützungsmaßnahmen der Bundesregierung zugunsten der Farmer.

Die günstigere Marktlage ist großenteils auf die Regierungshilfe zurückzuführen, die aber wahrscheinlich nach den Nationalwahlen Anfang November nachlassen wird. Sofern dann nicht die Privatindustrie dafür einspringt, dürfte die Besserung zum Stillstand kommen; trotzdem liegen genug Gründe vor, daß die gute Beschäftigung noch einige Monate anhält. Alle gut unterrichteten Marktbeobachter, die noch nicht politisch voreingenommen sind, stimmen darin überein, daß als Hauptgrund für die schlechte Geschäftslage das mangelnde Vertrauen in die gegenwärtige Regierung anzusehen ist. Wenn die Wahlen am 8. November eine wesentliche Zahl von Gegnern des neuen Planes in den Kongreß bringen, so dürfte damit die Gewähr gegeben sein, daß eine allzu radikale Gesetzgebung verhindert wird.

Der neuerliche Einbruch in die Preise brachte z. B. die Feinblechpreise auf 37 $ je t, den niedrigsten Stand seit 1936. Die Preise für Grobbleche unterlagen Zugeständnissen von 2 und 3 $ je t. Aufträge auf Baustahl wurden zu Preisen übernommen, die keinen Gewinn ließen; Betonstahl wurde von den Werken zu etwa 32 bis 35 $ je t verkauft. Nur wenige Erzeugnisse entgingen den unsinnigen Preisherabsetzungen.

Demgegenüber erhöhten die Hochofenwerke die Preise für Roheisen um 1 $ je t. Mit ihren Abnehmern schlossen sie Lieferungsverträge für den Rest des Jahres zu den vor der Erhöhung gültigen Preisen. Wenn sie auch kaum Geschäfte zu den neuen Preisen getätigt haben, so sind sie anderseits von den Preisherabsetzungen der Stahlindustrie verschont geblieben. Die Ausfuhrpreise gaben nach, die Inlandspreise blieben dagegen fest.

Das Ausfuhrgeschäft besserte sich nicht sehr. Einige Außenseiter verloren infolge der niedrigen Ausfuhrpreise den Mut und blieben dem Markt fern. Wenn aber die Preise anziehen, werden sie zweifellos wieder zur Stelle sein, eine Tatsache, mit der sich die Steel Export Association bisher erfolglos auseinandergesetzt hat. Die ständigen Bemühungen, die Außenseiter dem Kartell anzugliedern, hatten bisher keinen Erfolg. Die Zuteilungen an die amerikanischen Mitglieder des Kartells wurden auf den Versand des Jahres 1936 bezogen. Verschiedene amerikanische Werke führten nur wenig oder gar nichts in diesem Jahr aus, und dürften deshalb keine Zuteilungen erhalten. Sie haben daher durch den Zusammenschluß nichts zu gewinnen und können frei verkaufen, wenn sie dem Kartell fernbleiben.

Die Schrottausfuhr ging nach England, Deutschland, Japan und anderen Ländern, aber nicht mehr in dem Umfang des letzten Jahres. Deutschland versuchte zusätzliche Mengen zu kaufen, doch kam es nicht zu Geschäftsabschlüssen, wahrscheinlich, da die Schrotthändler nicht geneigt waren, zukünftige Geschäfte zu den gegenwärtigen Preisen zu tätigen. Der Schrotthandel hatte sich im Zusammenhang mit der wachsenden Stahlerzeugung um höhere Preise bemüht, dagegen versuchten die Stahlgesellschaften die Lage durch Verwendung größerer Mengen von Roheisen und geringerer Mengen Schrott zu beeinflussen. Die Werke verfügen noch über große Vorräte an Eisenerz, die im Jahre 1937 bezogen worden waren, und sie verbrauchen lieber diese Vorräte, als daß sie Schrott ansammeln. Bei der umfangreichen Ausfuhr in den letzten zwei bis drei Jahren ist das Land allerdings in großem Maße von gutem schweren Stahlschrott entblößt worden. Dieser Schrott würde fehlen, wenn die heimische Nachfrage erheblich ansteigen sollte, eine Tatsache, die eine Preissteigerung auf dem Schrottmarkt wahrscheinlich macht.

Vereins-Nachrichten.

Verein Deutscher Eisenhüttenleute.

Fachausschüsse.

Freitag, den 25. November 1938, 15.15 Uhr, findet im Eisenhüttenhaus, Düsseldorf, Ludwig-Knickmann-Straße 27, die

44. Vollsitzung des Hochofenausschusses

statt mit folgender

Tagesordnung:

1. Geschäftliches.
2. Die Verhüttung eisenarmer Erze, insbesondere von geröstetem Gutmadinger Doggererz. Berichterstatter: Dr.-Ing. A. Wilhelmi, Oberhausen.
3. Erörterung unter Einbeziehung der Hauptversammlungsvorträge von W. Lennings und H. Schumacher.
4. Gesetzmäßigkeiten bei der Reduktion von Silizium und Titan im Hochofen. Berichterstatter: Dr.-Ing. Erich Faust in Lübeck-Herrenwyk.
5. Verhüttung von titanhaltigen Eisenerzen im Hochofen. Berichterstatter: W. Tillmann, Dortmund.
6. Die Roheisen-Gießmaschine auf der Duisburger Kupferhütte. Berichterstatter: Dr.-Ing. A. Koch, Duisburg.
7. Verschiedenes.

* * *

Dienstag, den 29. November 1938, 15.15 Uhr, findet in Düsseldorf, Eisenhüttenhaus, Ludwig-Knickmann-Straße 27, eine

Gemeinsame Sitzung des Maschinen- und des Schmiermittelausschusses

statt mit folgender

Tagesordnung:

1. Geschäftliches.
2. Neuerungen bei selbsttätigwirkenden Schmiereinrichtungen. Berichterstatter: Dr. phil. G. Baum, Essen.
3. Die synthetische Erzeugung von Schmierölen. Berichterstatter: Dr. Koch, Mülheim (Ruhr.)
4. Erdöl und seine Verarbeitung — deutsche Schmierölgewinnung aus deutschem Rohöl. Berichterstatter: Dr. Hundsdorfer, Misburg bei Hannover.
5. Verschiedenes.

Aenderungen in der Mitgliederliste.

Andersen, Holger, Ing., Snoghöj pr. Fredericia (Dänemark). *20* 005

Berndt, Norbert, Dipl.-Ing., Fried. Krupp A.-G., Essen; Wohnung: Essen-Bredeney, Alfredstr. 272. *29* 234

Böhne, Clemens, Ing., Fürstenfeldbruck, Ludwigstr. 20. *29* 019

Davidis, Ernst, Dr. phil., Chemiker i. R., Wien 3, Am Heumarkt 10. *17* 014

Grunert, Alfred, Ingenieur, Vorstandsmitglied der Stahlwerk Ergste A.-G., Ergste über Schwerte (Ruhr); Wohnung: Dortmund, Distelweg 11. *38* 053

Hengler, Erich, Dr.-Ing., techn. Leiter, Stahlwerk Carp & Hones K.-G., Düsseldorf 10, Jägerhofstr. 31; Wohnung: Duisburger Str. 110. *29* 072

Notthoff, Ferdinand, Hüttendirektor i. R., Bad Godesberg, Horst-Wessel-Str. 70. *20* 080

Pracht, Eugen, Ingenieur, Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Parkhausweg. *26* 078

Schulte-Wissermann, Hugo, Betriebsingenieur, H. A. Brassert & Co., Bauleitung Watenstedt, Watenstedt über Braunschweig. *27* 324

Gestorben:

Dostal, Leo, Dipl.-Ing., Direktor, Jesenice-Fuzine (Jugoslawien). † 3. 11. 1938.

Lämmerhirt, Hermann, Dipl.-Ing., Betriebschef i. R., Dortmund. * 12. 3. 1871, † 2. 11. 1938.

Schirp, Paul, Fabrikant, Wuppertal-Vohwinkel. * 25. 5. 1877, † 6. 11. 1938.

Eisenhütte Oberschlesien,

Zweigverein des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NS.-Bund Deutscher Technik.

Die Eisenhütte Oberschlesien veranstaltet am 25. November, 2. und 9. Dezember 1938, 20 Uhr, im Büchereisaal der Donnersmarckhütte zu Hindenburg (O.-S.) eine

Metallhüttenmännische Vortragsreihe,

bei der Professor Dr.-Ing. V. Tafel, Breslau, über die grundlegenden Fragen der Metallhüttenkunde und ihre Beziehungen zum Eisenhüttenwesen sprechen wird.

Von der Erhebung einer Teilnehmergebühr wird abgesehen. Möglichst zahlreiche Beteiligung besonders erwünscht.