

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 34

21. AUGUST 1941

61. JAHRGANG

Anordnung und Betrieb der Greenawalt-Sinteranlage auf der Julenhütte.

Von Carl Schrupp in Bobrek-Karf.

[Bericht Nr. 200 des Hochofenausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*].

(Beschreibung der Greenawalt-Sinteranlage und des Betriebes. Eigenschaften des Sinters und sein Einfluß auf den Hochofenbetrieb. Versuche mit eingesintertem Kalkstein und Dolomit.)

Die Greenawalt-Sinteranlage der Vereinigten Oberschlesischen Hüttenwerke, A.-G., Werk Julenhütte, besteht aus vier Pfannen. Die beiden ersten Pfannen wurden 1935, die dritte im Mai 1936 und die vierte im Februar 1938 in Betrieb

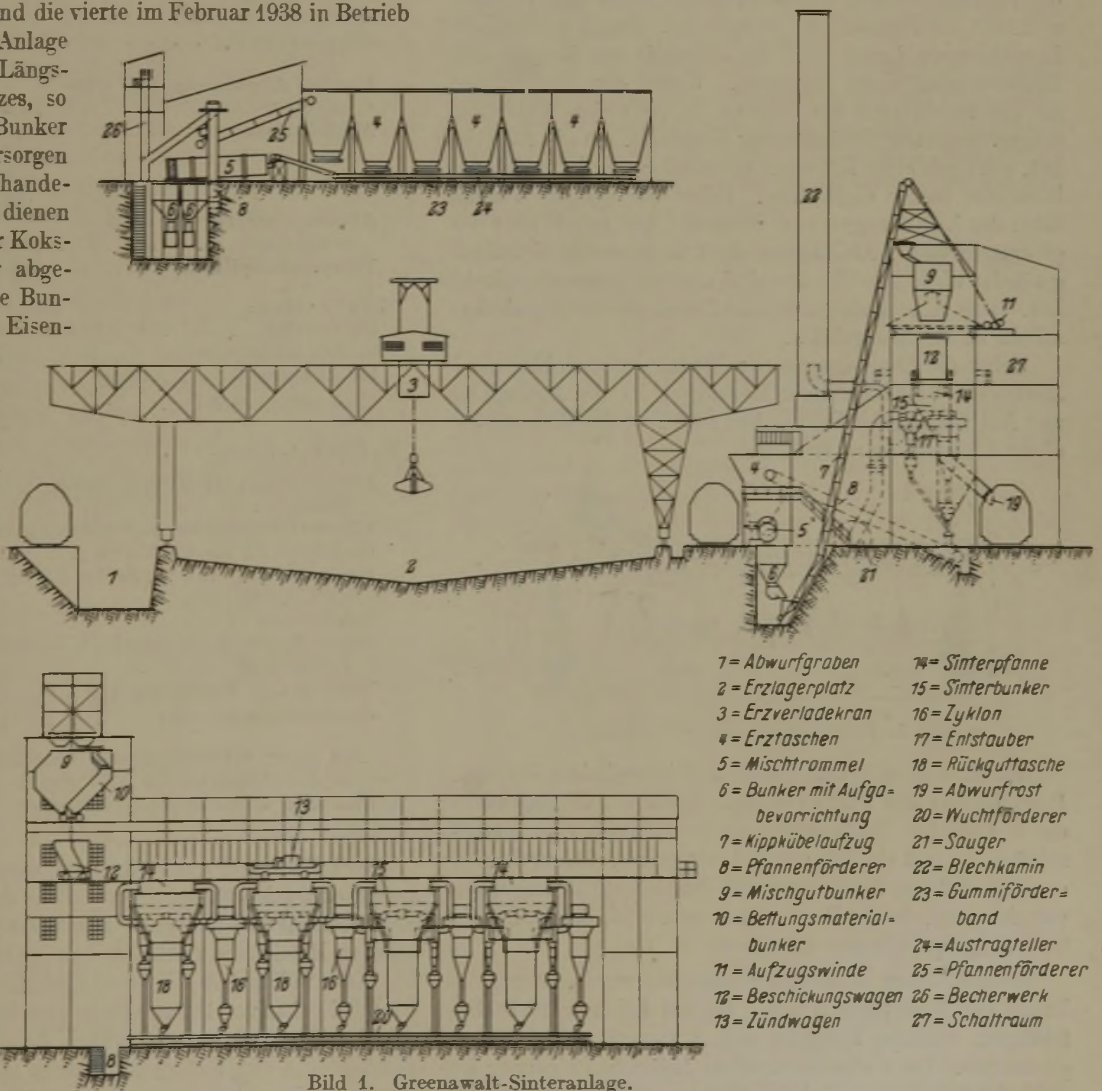
genommen. Die Anlage (Bild 1) steht an der Längsseite des Lagerplatzes, so daß dessen Kran die Bunker mit Rohstoffen versorgen kann. Von den vorhandenen sechs Bunkern dienen vier für Erz, einer für Koksgrus und einer für abgeseibtes Rückgut. Die Bunker bestehen aus Eisenbeton und sind mit Verschleißplatten

ausgekleidet und gegen Einfrieren im Winter mit Dampfheizung versehen. Alle Bunker sind oben mit einem Rost abgedeckt, um zu vermeiden, daß zu große Stücke eingeführt werden können, die beim Austragen Schwierigkeiten verursachen könnten.

Die Entnahme der Erze geschieht durch Drehteller und läßt sich durch Verstellen des Abstreifers regeln. Eine fahrbare Waage gestattet die Ueberprüfung der einzelnen aus jedem Bunker in der Zeitein-

heit zu entnehmenden Mengen. Das Erz fällt auf ein Gummiband und wird der Mischtrommel zugeführt.

Die Mischtrommel von 2,5 m Dmr. ist 7 m lang und



- | | |
|-----------------------------------|----------------------|
| 1 = Abwurfgraben | 14 = Sinterpfanne |
| 2 = Erzlagerplatz | 15 = Sinterbunker |
| 3 = Erzverladekran | 16 = Zyklon |
| 4 = Erzfaschen | 17 = Entstauber |
| 5 = Mischtrommel | 18 = Rückguttasche |
| 6 = Bunker mit Aufgabevorrichtung | 19 = Abwurfrost |
| 7 = Kippkübelaufzug | 20 = Wuchtförderer |
| 8 = Pfannenförderer | 21 = Sauger |
| 9 = Mischgutbunker | 22 = Blechkamin |
| 10 = Bettungsmaterialbunker | 23 = Gummiförderband |
| 11 = Aufzugswinde | 24 = Austragteller |
| 12 = Beschickungswagen | 25 = Pfannenförderer |
| 13 = Zündwagen | 26 = Becherwerk |
| | 27 = Schaltraum |

Bild 1. Greenawalt-Sinteranlage.

*) Vorgetragen in der 47. Vollsitzung des Hochofenausschusses am 22. November 1940 in Düsseldorf. — Sonderdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

macht 20 Umdrehungen in der Minute. Das in der Trommel gemischte und angefeuchtete Gut fällt in einen Bunker, aus dem es durch einen Kippkübelaufzug in den Vorratsbunker über der Pfannenbühne befördert wird. Das abgeseibte

Rückgut oder das Stückerz, das als Rostabdeckung dient, wird auf gleiche Weise einem zweiten Vorratsbunker zugeführt.

Auf der Pfannenbühne über den Pfannen verkehren der Füll- und der Zündwagen. Der Füllwagen (Bild 2) hat

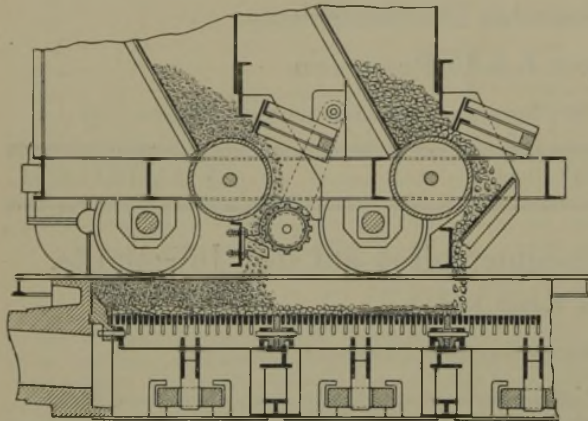


Bild 2. Beschickungswagen.

zwei Bunker mit Verteilern: einen für den Rostbelag und einen für das Rohgut. Zum Füllen fährt der Füllwagen über die Pfannen hinweg, belegt dabei die Roste mit Deckgut und füllt die Pfannen mit Rohgut auf. Durch verstellbare Einrichtungen lassen sich die aufgegebenen Mengen den Betriebsverhältnissen anpassen. Unter der Förderwalze für das Beschickgut der Pfannen ist noch eine Walze mit entgegengesetzter Drehrichtung eingebaut, die die Aufgabe hat, etwa gebildete Klumpen aufzulockern und die Füllung besonders locker einzufüllen. Ueber die gefüllte Pfanne fährt der Zündwagen und entzündet den Inhalt über der gesamten Fläche. Als Zündgas dient Gichtgas, das elektrisch gezündet wird. Die Pfannen sind um ihre Längsachse drehbar. Diese Achsen sind hohl und dienen gleichzeitig als Anschluß an die Sauggebläse.

Ueber die Abmessungen der Pfannen gibt *Zahlenfajel 1* Auskunft. Von besonderer Bedeutung ist die Anordnung und Aufhängung der Roste. Aus *Bild 3* ist das Wesentliche dieser Einrichtung zu ersehen.

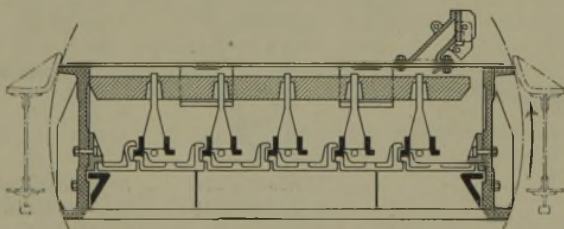


Bild 3. Schnitt durch die Sinterpfanne.

Der Rost besteht aus festen und beweglichen Stangen. Beim Drehen der Pfanne werden durch ein Gegengewicht die beweglichen Roste gegen die festen nach oben vorgeschoben, so daß sie sich von selbst reinigen. Dadurch wird erreicht, daß jede Sinterung unter den gleichen Bedingungen vor sich geht, da die Roste immer rein sind, das heißt, die freie Saugfläche immer die gleiche ist.

Als die Anlage in Betrieb genommen wurde, betrug die Breite der Rostspalte 5 mm. Da die Leistung nicht befriedigte, wurden Versuche mit 8 mm Spaltbreite vorgenommen. Die dadurch erreichte Leistungssteigerung ist *Bild 4* zu entnehmen. Zwei Pfannen wurden unter den gleichen Bedingungen, nur mit verschiedener Rostspalte betrieben.

Zahlenfajel 1. Kennzahlen der Greenawalt-Sinteranlage auf der Julienhütte.

Anzahl der in Betrieb befindlichen Pfannen	4
Erzeugung	20 000 t Sinter je Monat
Brennstoffverbrauch: Koks (0 bis 8 mm, 18 % Asche, 23 % H ₂ O)	3 bis 9 %
Zündgas (elektrisch gezündet)	Gichtgas
Zündgasverbrauch (1050 kcal/Nm ³)	20 bis 29 Nm ³ /t
Stromverbrauch	27 kWh/t

Pfannenabmessungen:

Pfannengröße	4125 · 2070 mm
Rostfläche	8,375 m ²
Reine Saugfläche	1,12 m ² = 13,37 % der Rostfläche
Rostspalte	8 mm
Roststabsverbrauch	0,135 kg/t Sinter
Höhe der Decklage	28,4 mm = 0,243 m ³
Höhe des Erzeinsatzes	321,6 mm = 2,746 m ³
Höhe des Füllraumes	350,0 mm = 2,989 m ³

Betriebsergebnisse:

Saugzeit	22 bis 28 min
Kippen und Füllen	2 bis 5 min
Gewicht der Sintermischung	3 bis 3,8 t/Pfanne
Sinterungen je 24 h und Pfanne	45 bis 57
Tagesleistung	150 bis 240 t/Pfanne
Tagesleistung	18 bis 28 t/m ² u. 24 h
Stundenleistung	7 bis 9 t/Pfanne
Stundenleistung	0,83 bis 1,20 t/m ² Rostfläche

Mittlere Abgasmenge je h reine

Saugzeit	16 269 Nm ³ /h
Abgasanalyse	3,5 % CO ₂
	16,7 % O ₂
	0,3 % CO
	0,21 % SO ₂

Abgastemperatur vor dem

Sauggebläse	180°
Temperaturspitzen	bis 340°

Staubentfall:

im Wirbler	5 kg/h
in den Staubkammern	150 kg/h
im Absaugerohr am Austrag	2 kg/h
Gesamtstaubentfall	157 kg/h = 22,2 kg/t Sinter

Betriebskosten:

Energiebedarf 27 kWh/t Sinter, Dampf, Prebluft	0,43 RM/t
Löhne (1 Vorarbeiter und 4 Mann je Schicht)	0,24 RM/t
Gichtgas: 27 bis 29 Nm ³ /t	0,04 RM/t
Koks: 8,34 % (18 % Asche, 23 % Nässe, 3,00 RM/t)	0,28 RM/t
Schmierung	0,01 RM/t
Instandhaltung, einschließlich Verbrauch an Roststäben	0,31 RM/t
Tilgung und Verzinsung (15 %)	0,60 RM/t
Gesamtbetriebskosten	1,91 RM/t

Bei einer Jahreserzeugung von 240 000 t Sinter betragen die Anlagekosten 4,17 RM je Jahrestonne (bei 5 Pfannen: 4,10 RM je Jahrestonne).

Nach Beendigung der Sinterung wird die Pfanne um die Längsachse gekippt, der Sinter fällt in den unter der Pfanne angeordneten und mit einer Brech- oder Austragwalze versehenen Brechraum (*Bild 5*). Die Walze ist 2 m lang und hat 600 mm Dmr. Auf ihr sind fünf Brechringe angeordnet, die mit Nocken von 120 mm Höhe versehen sind. Die Nocken der Brechwalzen drücken größere Stücke gegen die Brechplanken, die mit Federn abgestützt sind und bei hartem Brechgut bis zu 100 mm nachgeben können.

Der Sinter wird über einem Sieb von 15 × 30 mm² oder 20 × 40 mm² Lochweite abgesehen und in Selbstentladern

zum Hochofen gebracht. Das Feingut fällt in einen unter den Sieben angeordneten Bunker. Eine Schenksche Rinne, die zur Staubabsaugung schirmartig abgedeckt ist, führt das Feingut über einen Pfannenförderer einem Zittersieb

falls an den Kamin angeschlossen und tragen zur Verdünnung der Pfannengase bei, deren Schwefelgehalt von der Aufsichtsbehörde mit 3,6 g SO₂/m³ begrenzt ist. Durch

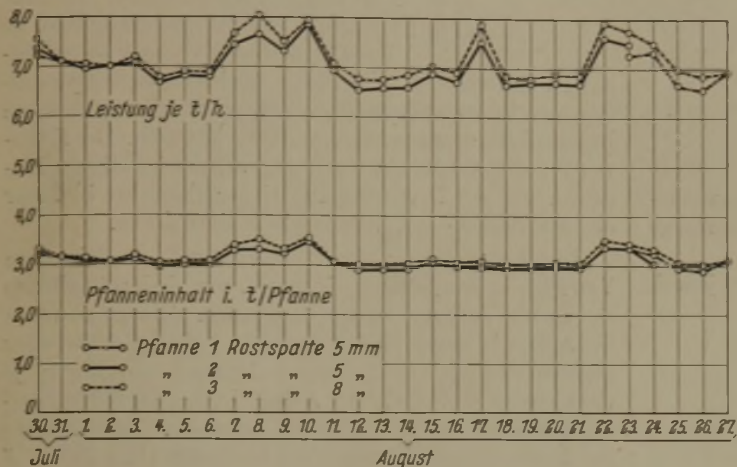


Bild 4.

Leistung und Pfanneninhalt bei verschiedener Rostweite.

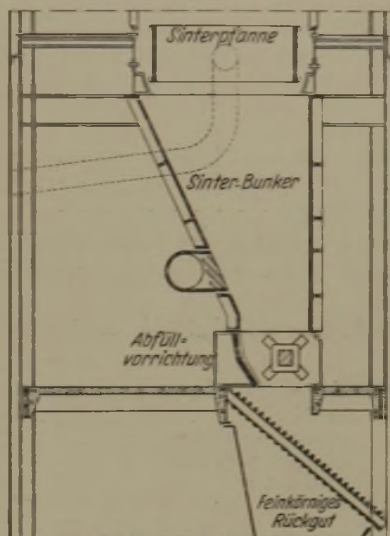


Bild 5. Kühlung des Sinters.

zu, wo es in Rückgut unter 10 mm und in gröberes Gut über 10 mm geschieden wird, das als Rostabdeckung verwendet oder auch, wenn andere Stoffe hierfür zur Verfügung stehen, unmittelbar im Hochofen verhüttet werden kann.

Der Anteil des feinen Rückgutes beträgt etwa 15 %, der des groben rd. 5 % des Pfanneneinsatzes. Die Menge des letzten hängt von der Spaltgröße der Siebbleche ab.

Um jede Staubbelastung zu vermeiden, sind alle Stellen, an denen Staub entsteht, an Entstaubungseinrichtungen angeschlossen. Bei dem Anschluß des Bunkerraumes wird neben der Entstaubung auch das Kühlen des Sinters bezweckt. Die Sintergase werden von je einem zu jeder Pfanne gehörenden Sauggebläse für 20000 Nm³/h bei 70 mm WS Unterdruck abgesaugt und in einen gemeinsamen Kamin geführt. Den Sauggebläsen sind Wirbler vorgeschaltet, die das mitgerissene Feingut zurückgewinnen. Alle Wirbler sind durch Rohrleitungen an die Schenksche Rinne angeschlossen. Die Entstaubungsgebläse sind eben-

Schreibgeräte wird die Temperatur der Pfannengase und die Höhe des Saugzuges aufgezeichnet und damit der Verlauf des Sintervorganges überwacht.

Bild 6 zeigt den gleichmäßigen Verlauf des Sintervorganges an der Gleichförmigkeit des Saugdrucks und der Temperatur.

In diesem Zusammenhang sei auch auf die Stoffbilanz hingewiesen. Dabei sind folgende Zusammensetzungen des feuchten Rohgutes und des Sinters als Mittelwerte aus dem Versuchsmonat zugrunde gelegt:

	Fe %	Mn %	P %	S %	Ca %	Zn %	Pb %	C %	Rückstand %	SiO ₂ %
Rohgut .	48,43	0,4	0,054	1,99	0,080	0,672	0,13	3,65	12,1	8,6
Sinter . .	48,51	0,48	0,051	0,12	0,095	0,608	0,09	0,136	15,1	12,20

Darüber hinaus weist das Rohgut 12,40 % Nässe und 3,20 % Glühverlust auf. Der Rostbelag besteht aus abgeseibtem Rückgut, Feinerz und Dolomitsplitt in den Korngrößen von 10 bis 30 mm und enthält 29,57 % Fe. Sein Anteil ist 10 bis 12 % des Einsatzes, sein Nässegehalt 5 %. Das Schüttgewicht des Rostbelags von 1,68 t/m³ und des

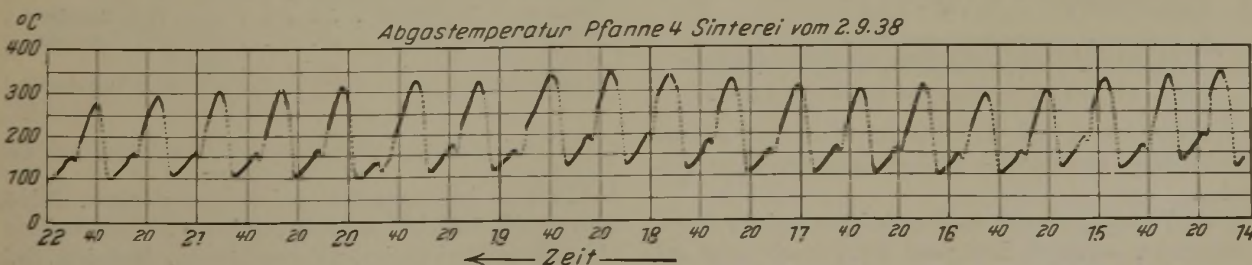
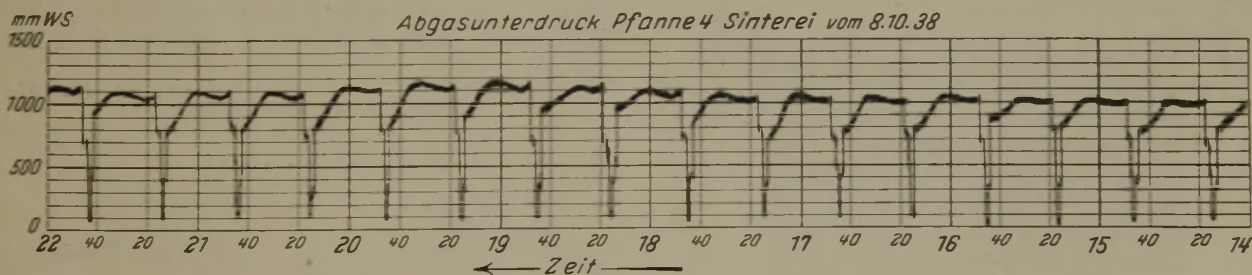


Bild 6. Temperatur und Unterdruck der Abgase.

Rohgutes von 1,64 t/m³ ist praktisch gleich. Dann ergeben sich folgende Einsatzmengen:

Rostbelag	0,243 m ³ × 1,68 = 408 kg, abzüglich 5 % Nässe . . .	= 378 kg
Rohgut	2,746 m ³ × 1,64 = 4503 kg, abzüglich 12,4 % Nässe . . .	= 3945 kg
Einsatz	2,989 m ³ , feucht 4914 kg, trocken:	4323 kg
Abzüglich	3,65 % C im feuchten Rohgut = 164 kg	= 4159 kg

Eisenbilanz:

Rostbelag	408 kg × 29,57 %	= 120,65 kg Fe
Rohgut	4503 kg × 48,43 %	= 2180,80 kg Fe
Eisen im Einsatz	2301,45 kg Fe

In 4159 kg trockenem und kohlenstofffreiem Einsatz demnach 55,34 % Fe. Folglich zu erwartende Sintermenge

$$\frac{55,34}{48,51} \times 4159 = 4745 \text{ kg. Als Ausbringen wurde jedoch}$$

festgestellt:

Staub	10 kg
Rückgut < 10 mm	1015 kg
Rückgut > 10 mm	184 kg
Stücksinter	3201 kg
	<hr/>
	4410 kg.

Demnach Mengenausbringen: 93 %.

Aus den für das Rohgut und den Sinter angegebenen Analysenwerten geht, was sich auch immer wieder bestätigte, hervor, daß der Schwefelgehalt um 94 %, der Zinkgehalt um rd. 10 % vermindert wird. Außerdem wurde eine gewisse Arsenabnahme beim Sintern festgestellt. Genaue Zahlenwerte können wegen der bekannten Schwierigkeit der Arsenbestimmung im Sinter noch nicht gegeben werden.

Die wesentlichen Vorteile des Greenawalt-Verfahrens sind:

Durch die feste Lage der Pfannen wird die hohe Porigkeit des Rohgutes, die bei der Einlagerung erzielt wird, auch während des Sintervorganges erhalten.

Durch den sich selbstreinigenden Rost ist die Saugfläche immer gleich, und dadurch verläuft jeder Sintervorgang unter den gleichen Bedingungen.

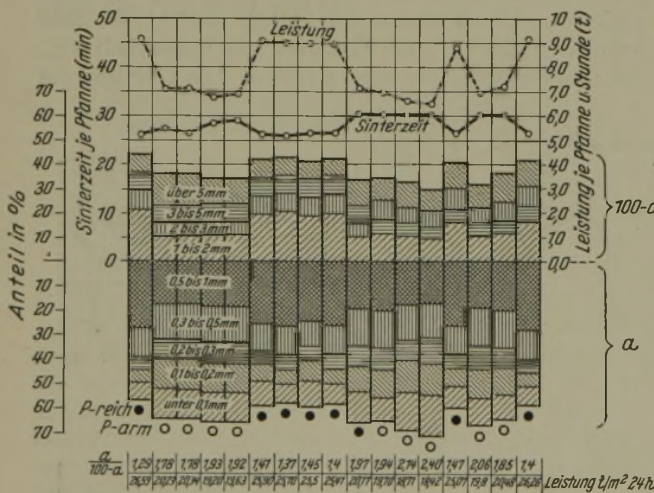


Bild 7. Einfluß der Körnung auf den Sintervorgang.

Bei der festen Lage der Pfannen sind nur geringe Abdichtflächen und dadurch geringe Saugzugverluste vorhanden.

Diese Vorteile gestatten die Verarbeitung geringwertigen Einsatzgutes, sowohl in bezug auf Feinheit als auch auf hohen Schwefelgehalt.

Zahlentafel 1 enthält die wichtigsten Kennzahlen der Sinteranlage. Ergänzend sei bemerkt, daß der Ausnutzungsgrad mit 97 bis 99 % im Jahresdurchschnitt darauf hinweist, daß die vorkommenden Instandsetzungsarbeiten sehr gering sind. In den Stillständen sind alle Zeiten erhalten, während derer eine Pfanne für Instandsetzungen ausfallen mußte, ferner auch alle Ausfälle, die durch Störungen am Brückenkran oder am Aufzug verursacht waren. Der Koksverbrauch richtet sich nach dem Schwefelgehalt des Einsatzes. Bei der Bewertung des Koksverbrauches ist ferner auf den Aschen- und Wassergehalt hinzuweisen.

Die Aufgliederung der Betriebskosten erfolgt zum Vergleich in dem gleichen Rahmen, wie sie im Schrifttum für andere Anlagen mitgeteilt wurden. Die Baukosten der Anlage betragen für 4 Pfannen rd. 1 Mill. *RM*. Bei einer Jahreserzeugung von 240 000 t betragen die Kosten je Jahrestonne 4,17 *RM*. Die Anlage ist in den Fördereinrichtungen für fünf Pfannen bemessen. Nach Ausbau der letzten Pfanne betragen die Baukosten 1,23 Mill. *RM* oder auf die Jahrestonne bezogen 4,10 *RM*.

Bild 7 zeigt die Abhängigkeit der Leistung von dem Feinheitsgrad des Rohgutes. Als Abszisse wurde die 1-mm-

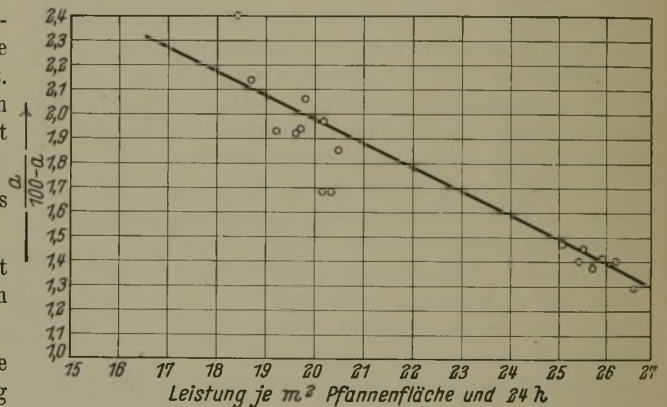


Bild 8. Einfluß des Körnungsverhältnisses auf die Leistung.

Linie gewählt und darüber und darunter der Anteil der einzelnen Korngrößen eingetragen. Gleichzeitig wurde die 1-mm-Linie als Nulllinie gewählt aus der Erkenntnis, daß die Korngrößen über 1 mm auf die Sinterleistung fördernd, dagegen die unter 1 mm hemmend wirken. Aus diesen Werten wurde die Summe der Anteile unter 1 mm

Zahlentafel 2. Technische Betriebszahlen für die Verhüttung des Sinters.

Nutzinhalt des Hochofens	343 m ³
Durchmesser in der Formenebene	3970 mm
Koksdurchsatz	434 t/24 h
Roheisenerzeugung	510 t/24 h
Gichtstaubentfall	17,2 kg/t Roheisen
Mittlere Gichttemperatur	302°
Mittlere Heißwindtemperatur	710°
Sinteranteil im Möller	4182 kg/t Roheisen
Schrottsatz im Möller	183 kg/t Roheisen
Möllerausbringen	50,8 %
Koksverbrauch	857 kg/t Roheisen

mit a bezeichnet, das Verhältnis $\frac{a}{100-a}$ gebildet und die Abhängigkeit in bezug auf die Leistung aufgetragen. Bild 8 zeigt die Abhängigkeit der Leistung je m² Pfannenfläche in 24 h von dem Verhältnis der Korngrößen an. Man sieht, daß die Leistung fällt, je feiner das Rohgut ist.

Ueber die Verarbeitung des Sinters im Hochofen geben **Zahlentafel 2** und **Bild 9** Auskunft. Ergänzend dazu zeigt **Bild 10** das Hochofenprofil. Bei steigendem Einsatz an Sinter ergibt sich eine Verbesserung der Roheisenerzeugung.

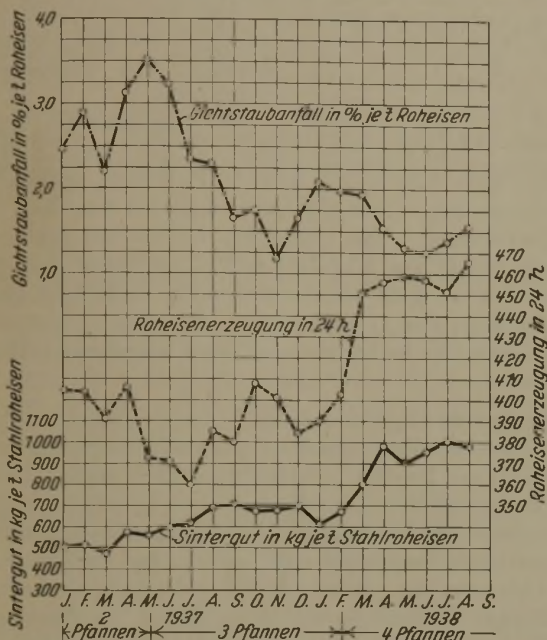


Bild 9. Einfluß des Sinteranteils auf die Roheisenerzeugung.

gung bei gleichzeitiger Verringerung des Gichtstaubentfalls. Der Sinter wird so aufgegeben, daß jede sechste Gicht als reine Sintergicht gefahren wird, um eine gute Gasverteilung zu erhalten.

Erzeugt wird Stahleisen mit 4,01 % C, 0,9 % Si, 2,08 % Mn, 0,28 % P und 0,05 % S.

Der Hochofenkoks enthält 86,17 % C, 1,23 % S, 12,5 % Asche und 3,2 % Nässe. Seine Trommelfestigkeit ist 56 % über 40 mm Stückgröße, 33 % der Körnung 20 bis 40 mm, 3 % von 10 bis 20 mm und 8 % unter 10 mm.

In diesem Zusammenhang sei noch auf einen bemerkenswerten Vergleich hingewiesen über das Raumgewicht eines Möllers mit dem gleichen Ausbringen in den Jahren 1935 und 1939, d. h. einmal mit reinem Erz-möller und das andere Mal mit 69,1 % Sinteranteil.

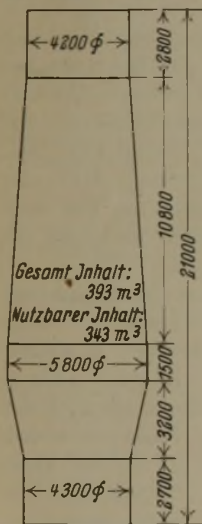


Bild 10. Profil des Hochofens 5.

Jahr	Einsatz je t Roheisen			Rauminhalt des Möllers je t Roheisen		
	Erzmöller t	Zuschlag t	Erz + Zuschlag Summe	Erzmöller m³	Zuschlag m³	Erz + Zuschlag Summe
1935	1,68	0,41	2,09	0,87	0,29	1,16
1939	1,67	0,38	2,05	1,32	0,27	1,59

Diese Zahlen besagen, daß der Rauminhalt des Erz-möllers je t Roheisen um 52 % gestiegen ist, das des Gesamt-möllers um 37 %, die Belastung des Kokes also um 15 % gefallen ist. In diesen Zahlen ist wohl die Leistungssteigerung bei Verwendung von Sinter begründet. Seine hohe Porigkeit läßt eine viel innigere Berührung des Gases mit der Beschickung zu und hat einen schnelleren Uebergang der fühlbaren Wärme des Gases an die Beschickung zur

Folge. Bemerkt sei, daß die erzielten Werte nicht die höchsten erreichbaren sind, da die Leistungsfähigkeit des Aufzuges eine höhere Erzeugung nicht zuläßt.

Im Anschluß an die Beschreibung der Sinteranlage soll noch über Versuche berichtet werden, Kalkstein und Dolomit im Sinter einzubinden. Auf Grund eigener, gemeinsam mit O. Rolfsen in Schweden durchgeführter Versuche und im Schrifttum mitgeteilter Erfahrungen¹⁾ hatte sich ergeben, daß, wenn überhaupt das Einsintern des Zuschlags zu einem Erfolg führen soll, der Zuschlag im fertigen Sinter nicht nur gebrannt sein, sondern auch der freie Kalk oder Magnesia mit der Gangart des Erzes in ein Silikat übergeführt werden muß, das nicht mehr zum Zerfallen neigt. Dies ist zu erreichen, wenn ein selbstgehender Sinter erzeugt wird, der also weder Kieselsäure noch Kalk im Ueberschuß aufweist.

In vier Versuchsreihen wurde das Einsintern folgender basischer Zuschläge untersucht.

1. Kalkmergel im Anlieferungszustand mit 0 bis 30 mm Stückgröße;
2. Feiner Kalkstein von 0 bis 5 mm Stückgröße;
3. Gebrannter, gemahlener Kalk von 0 bis 3 mm Feinheit;
4. Feiner Dolomit von 0 bis 5 mm Korngröße.

Entsprechend der Zusammensetzung des Rohgutes wurden die feinen Zuschläge so bemessen, daß die Anforderungen an einen guten Sinter nicht herabgesetzt wurden und ein möglichst selbstgehendes Sintergut erzeugt wurde.

Nach einer Reihe von Vorversuchen wurden folgende Zuschlagsmengen je t Sintergut gewählt:

- Versuch 1: 110 kg Kalkmergel
- Versuch 2: 180 kg Kalkstein
- Versuch 3: 100 kg gebrannten Kalk
- Versuch 4: 100 kg Dolomit.

Für die Reihenfolge der Versuche war bestimmend, daß dabei auch der Einfluß der Korngröße ermittelt werden sollte. Die Ergebnisse dieser Versuche waren, kurz zusammengefaßt, folgende:

Wie zu erwarten, war das Sintergut mit Kalkmergel nicht einwandfrei. Es enthielt zu große Stücke (bis zu 30 mm), die sich mit der Gangart des Erzes nicht umsetzen konnten. Diese großen Stücke waren zwar gut gebrannt, doch zerfielen sie bald. Die chemische Zusammensetzung des Sinters war mit 56,80 % Fe, 6,77 % CaO, 1,45 % MgO, 0,081 % P, Spuren S und 9,00 % Rückstand einwandfrei.

Das Sintergut mit feinem Kalkstein war chemisch und physikalisch vollkommen einwandfrei. Es enthielt 56,33 % Fe, 8,94 % CaO, 1,52 % MgO, 0,55 % Mn, 0,099 % P, Spuren S, 8,50 % Rückstand. Aus dieser Analyse ist zu ersehen, daß der Schwefelgehalt von 1,99 auf 0,12 %, also um 94 %, der Zinkgehalt von 0,672 auf 0,608 %, also um etwa 9,5 % abnimmt. In welchem Umfange hierbei noch eine weitere Arsenminderung gegenüber Sinter ohne Kalkzusatz eingetreten ist, läßt sich zahlenmäßig noch nicht festlegen.

Bei dem Versuch mit gebranntem Kalk mußte sehr viel Wasser zugesetzt werden, weil der gebrannte Kalk bei der Aufgabe gelöscht werden mußte, um im Rohgut 12 bis 13 % Feuchtigkeit zu erzielen. Die einzelnen Erzkörner des Rohgutes waren mit feinem Kalkhydrat umhüllt. Der Sinter war chemisch und physikalisch einwandfrei. Die

¹⁾ Vgl. Schumacher, H.: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 353/63 (Hochofenaussch. 181). Greenawalt, J. E.: Amer. Inst. min. metallurg. Engrs., Techn. Publ. Nr. 963, 22 S., Metals Techn. 5 (1938) Nr. 6; vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 490. Klärding, J.: Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 525/28.

Zahlentafel 3. Chemische Zusammensetzung und Siebanalyse von Sintergut mit Zusatz von gebranntem Kalk.

	Fe %	Mn %	P %	S %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	CaO %	MgO %	Pb %	Cu %	Zn %
Chemische Zusammensetzung											
Rohgut . . .	51,84	0,34	0,05	1,03	5,30	1,96	10,60	1,42	0,038	0,032	0,288
Sinter . . .	57,41	0,43	0,058	0,03	6,10	1,59	9,29	1,38	0,00	0,064	0,088
Siebanalyse											
Korn über mm	50	40	30	20	15	10	8	5	3	2	1
Anteil . . . %	28,7	3,9	12,0	18,3	10,1	11,4	4,5	5,6	2,4	0,9	0,8
											unter 1 mm
											1,4

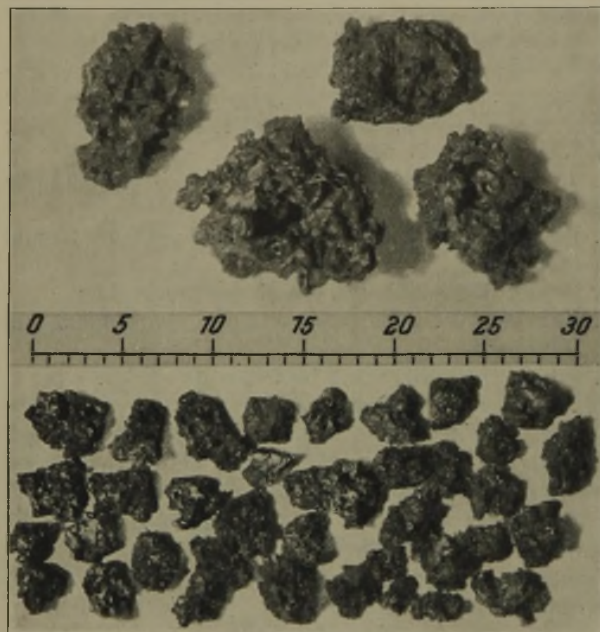


Bild 11. Sinter mit eingebundenem Kalk.

Zahlentafel 4. Wirtschaftlichkeitsrechnung für das Einsintern von Kalkstein.

A. Kosten im Sinterbetrieb:	Sinter	
	ohne 100 kg Kalksteinzuschlag auf 1000 kg Sinter	mit 100 kg Kalksteinzuschlag auf 1000 kg Sinter
Leistung t/24 h	662	665
Rohgut kg/t Sinter	1080	1121
Ausbringen %	92,5	89
Brennstoffverbrauch kg/t Rohgut	84	124
Brennstoffverbrauch kg/t Sinter	91	139
Umwandlungskosten:		
a) Betriebskosten <i>R.M./t Sinter</i>	1,64	1,64
b) Brennstoff (Koksgrus) <i>R.M./t Sinter</i>	0,27	0,42
Gesamtkosten <i>R.M./t Sinter</i>	1,91	2,06
1000 kg Sinter mit Kalksteinzuschlag = 945,5 kg Erzsinter + 54,5 kg gebrannter Kalk		
Sinterkosten für 100 kg Kalkstein:		
$2,06 - \frac{945,5 \cdot 1,91}{1000} = 2,06 - 1,80 = 0,26$		<i>R.M./100 kg Kalkstein</i>
Brechen des Kalksteins auf 0 bis 5 mm		0,05 <i>R.M.</i>
Aufzuwenden		0,31 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>
B. Einsparungen im Hochofenbetrieb:		
Koks zum Austreiben der Kohlensäure aus		
100 kg Kalkstein: 23 kg C = 33,6 kg Koks = 0,672 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
Windbedarf: 33,6 kg · 3,2 m ³ /kg · 0,50 <i>R.M./1000 m³</i> = 0,054 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
Gas für Winderhitzung:		
33,6 kg · 1,06 m ³ /kg · 1,55 <i>R.M./1000 m³</i> . . . = 0,055 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
0,781 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
Durch erhöhte Roheisenerzeugung eingesparte Betriebskosten		0,340 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>
1,421 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
abzüglich Kosten im Sinterbetrieb		0,310 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>
0,811 <i>R.M./100 kg Kalkstein</i>		
Auf 1000 kg Roheisen kommen rd. 1000 kg Sinter mit 100 kg Kalkstein, also 0,81 <i>R.M.</i> Ersparnis je t Roheisen.		

chemische Zusammensetzung des Rohgutes und des Sinters sowie die Siebanalyse zeigt Zahlentafel 3.

Auch beim Einsintern von Dolomit war das Sintergut chemisch und physikalisch einwandfrei.

Die Sinteranalyse ergab 57,48 % Fe, 4,33 % CaO,

3,48 % MgO, 0,34 % Mn, 0,027 % P, 9,70 % Rückstand. Bei diesem letzten Versuch wurde noch der freie Kalk im Sinter bestimmt. Das Fehlen von Glühverlust sowie der geringe Gehalt von höchstens 0,31 % an freiem Kalk beweist, daß der Kalk vollkommen in ein Kalksilikat übergeführt war. Bild 11 zeigt Proben dieses Sinters, und zwar sowohl das Durchschnittsgut als auch einige der größten Stücke.

Als weitere Ergebnisse dieser Versuche ist festzustellen, daß infolge des Saugzuges der Greenawalt-Sinteranlage der Kalk oder der Dolomit vollständig gebrannt werden. Dabei darf die Korngröße des Zuschlages 5 mm nicht überschreiten. Beim Einsintern von größeren Mengen feiner Zuschläge geht die Festigkeit des Sinters stark zurück, und ein Zerfall an der Luft tritt ein. Beim Sintern bildet sich ein wetterbeständiges Kalksilikat, sofern die Menge des Zuschlages richtig bemessen ist. Die schädliche Eisensilikatbildung wird vermieden, da die Kieselsäure an Kalk oder Magnesia gebunden ist. Zum Brennen von Kalkstein oder Dolomit für den Hochofen bedarf es keiner kostspieligen und platzraubenden Brennöfen, sondern die Sinteranlage im Verein mit einer Brechanlage reichen aus; nur muß die Sinteranlage um so viel vergrößert werden, als das Einführen des Zu-

schlages es bedingt. Die Versuche, besonders der mit Zuschlag von feinem Kalkstein, haben ergeben, daß der Schwefel nicht an den Kalk geht, sondern vollständig abgeröstet wird.

Die Wirtschaftlichkeit des Kalkbrennens zeigt die in Zahlentafel 4 wiedergegebene Bilanz. Einem Kostenaufwand von 0,31 *R.M.* je 100 kg Kalkstein stehen 1,42 *R.M.* je 100 kg Kalkstein an Ersparnissen im Hochofenbetrieb gegenüber. Da je Tonne Roheisen rd. 1000 kg Sinter mit 100 kg Kalkstein gesetzt werden, so ergibt sich demnach eine Senkung der Roheisenkosten durch Einsparungen an Koks, Wind und Gichtgas bei gleichzeitiger Steigerung der Roheisenerzeugung um 0,81 *R.M./t.*

Auch an dieser Stelle sei Herrn Dipl.-Ing. A. Riedel für seine Mitarbeit bei den Sinterversuchen bestens gedankt.

Zusammenfassung.

Die Juliehütte der Vereinigten Oberschlesischen Hüttenwerke, A.-G., betreibt für ihre Feinerze eine Greenawalt-Pfannensinteranlage mit vier Pfannen. Bei 3 bis 9 % Brennstoffverbrauch erzeugt die aus Bunkern, Mischtrommel und vier Pfannen bestehende Anlage monatlich 20 000 t Sinter. Außer der Beschreibung der Anlage werden technische und wirtschaftliche Kennzahlen gebracht. Um die Leistungsfähigkeit der Sinterpfannen zu steigern, hat man durch Versuche die günstigste Rostspaltweite ermittelt, die größer ist als die ursprünglich verwendete.

*

*

*

An den vorstehenden Vortrag und den Bericht von R. Hahn²⁾ über die GHH-AIB-Sinteranlage schloß sich folgende Erörterung an.

H. König, Kratzwiek: Wir haben seit September 1938 eine Lurgi-Drehtisch-Sinteranlage in Betrieb, meines Wissens die erste und zur Zeit einzige Anlage dieser Art, die auf Eisenerz arbeitet. Die Anlage ist gebaut für eine Leistung von 200 t/Tag. Der Abnahmeversuch hat eine Tagesleistung von 227,6 t ergeben. Die Mischung bestand aus 70 % Purpurerz, 21,6 % Gichtstaub, 4,9 % Rückgut und 3,5 % Koksgrus. Der Koksgrusverbrauch beträgt 80 bis 90 kg je t Sinter. Die Schichthöhe betrug 23 cm, einschließlich 5 cm Deckgut. Die Umlaufgeschwindigkeit des Drehtisches am Außenrand war 90 bis 100 cm/min, der Unterdruck des Abgases rd. 255 mm WS, die Temperatur des Abgases 80 bis 100°.

Die Anlage arbeitet nur zeitweise, d. h., wenn der Hochofen auf Stahlisen oder Hämatit geht, da bei anderen Roheisensorten kein Sinter verhüttet wird. Der Betrieb klagt über zu hohe Instandhaltungskosten und einen zu hohen Stromverbrauch, der bei ungefähr 28 kWh je t Agglomerat liegt. Wie ich höre, plant die Lurgi für die nächste Ausführung einige Verbesserungen. Vielleicht kann Herr Dr. Wittenberg dazu etwas sagen.

H. Wittenberg, Frankfurt a. M.: Die runden Sintermaschinen sind nichts Neues, sondern schon vor dem Weltkrieg bei den Metallhütten zum Abrösten von sulfidischen Feinerzen ausgebildet und etwa 60 Stück davon in Betrieb. Man hat bislang diese Maschinen noch nicht für das Sintern von Eisenerzen auf den Markt gebracht, weil an sie bei den Metallhütten besondere Anforderungen gestellt wurden und bauliche Änderungen nötig waren, um sie für Eisenhütten brauchbar zu machen. Hier haben sie nur die Aufgabe, Sinter zu erzeugen, während die Verwertung ihrer Abgase, die bei den Metallhütten auf Schwefelsäure verarbeitet werden, nicht in Betracht kommt. Die runde Sintermaschine hatte also, vom Standpunkt des Eisenhüttenmannes aus gesehen, einige Mängel, die eine gewisse Hemmung bildeten, sie für das Sintern von Eisenerzen zu verwenden.

Die runde Sintermaschine besteht aus einem ringförmigen Herd, der auf Rollen gelagert ist, durch einen Motor mit Getriebe und Zahnkranz angetrieben wird und waagrecht umläuft. Die einzelnen Abschnitte dieses Herdes haben radiale Gasabzugsrohre, die sich bei ihrem Zusammentreffen in einem Steuerkasten um die Drehachse des Herdes so vereinigen, daß auf Grund der Bauart des Steuerkastens immer nur die wirkliche nutzbare Saugfläche für die Durchführung der Sinterung mit dem Saugzuggebläse in Verbindung steht. Die Saugkästen, die sich bei ihrem Umlauf gerade zwischen dem Abstreichmesser des Sinterkuchens und der Aufgabevorrichtung für die neue Beschickung befinden, sind außer Tätigkeit gesetzt; sie können an ihrer Außenseite durch Putztüren von dem durch die Roste gefallenen Feinerz gesäubert werden.

Durch die Notwendigkeit, diese Saugkästen von Hand zu reinigen, was eine bestimmte nicht abkürzbare Zeit in Anspruch nahm, war man an eine gewisse Umlaufzeit des Sinterherdes gebunden, die bei den üblichen Abmessungen der Herde bei Metallern zwischen 1 und 2 h/U lag; diese Umlaufzeit mußte für Eisenerze auf 15 bis 20 min vermindert werden. Für die Reinigungsarbeit konnten im allgemeinen gleichzeitig nur zwei Mann angesetzt werden, die also bei Sinterherden von größeren Durchmessern und damit besonders für Eisenerz auch erhöhten Umfangsgeschwindigkeiten das einmal in jeder Schicht nötige Ausräumen der Saugkästen nicht mehr schnell genug durchführen konnten.

Weitere Versuche erstreckten sich auf die Beziehungen zwischen der Korngröße des zu sinternden Gutes und der Leistungsfähigkeit der Sinterpfanne. Die Auswirkungen der Verhüttung von Sinter auf den Hochofenbetrieb sind sehr günstig; dabei ist besonders auf die geringere Koksbelastung bei größerem Rauminhalt des Sintermöllers hinzuweisen. Schließlich wird über Versuche berichtet, durch Einsintern von Kalkstein oder Dolomit einen selbstgehenden Sinter zu erzeugen. Die damit verbundenen höheren Kosten des Sinterbetriebes werden durch Ersparnisse und Leistungssteigerungen im Hochofenbetrieb mehrfach aufgewogen.

Bei Metallhütten waren Leistungen von 60 bis 90 t/24 h schon in vielen Fällen ausreichend, während so kleine Mengen bei Eisenhütten nicht in Betracht kamen. Um diesen Mangel zu beseitigen, hat man neuerdings sein Augenmerk darauf gerichtet, das Reinigen der Saugkästen von Hand zu vermeiden und eine neue Bauart entwickelt, die es ermöglicht, das Abführen des in den Saugkästen anfallenden Staubes und Rostdurchfalles an einer einzigen Stelle unter der Drehachse der Maschine beliebig mechanisch auszuführen.

Beim Beschicken legt man mit Austragwalzen zunächst eine ziemlich starke Schicht von Rostbelag auf die Sinterfläche und darauf dann das Feinerz-Koksgemisch. Das Abheben des fertigen Sinterkuchens geschieht durch ein Abstreichmesser. Danach steht nichts mehr im Wege, runde Sintermaschinen auch für große Leistungen anzuwenden, und es ist beabsichtigt, dieselben zunächst bei Tagesleistungen von 500 bis 600 t Sinter bei Eisenhütten in Vorschlag zu bringen.

Die mittleren Durchmesser der bisher gebauten Sinterherde liegen bei 5 und 8 m und die Herdbreiten zwischen 1 und 1,50 m. Ein Sinterherd von 8 m Dmr. und 1,25 m Herdbreite würde eine nutzbare Saugfläche von rd. 20 m² haben. Man darf annehmen, daß mit diesen Maschinen fast dieselben Leistungen je m² erreicht werden wie mit Sinterbändern, weil genau so fortlaufend die Beschickung aufgebracht und der fertige Sinter abgehoben wird. Die runden Sinterherde haben gegenüber den bekannten wanderrostartigen geraden Sintermaschinen den Vorzug geringerer Anschaffungskosten und geringerer Instandsetzungen, denn sie weisen nur wenige sich bewegende und dem Verschleiß unterworfenen Teile auf.

Der Staubgehalt der Abgase ist keine Angelegenheit des ununterbrochenen oder abschnittweisen Sinterverfahrens, sondern eine Frage der zu verarbeitenden Feinerze und der angewandten Entstaubungseinrichtungen.

Zum Schluß möchte ich noch auf die Bemerkungen von Herrn König eingehen: Die kleine Anlage bei Stettin ist die erste, die als runde, fortlaufend arbeitende Sintermaschine besonders für Eisenerze gebaut worden ist. Früher war schon einmal eine ähnliche Maschine in Polen aufgestellt worden, die aber in keiner Weise auf Eisenerz zugeschnitten und für eine Tagesleistung von 70 bis 100 t Sinter bestimmt war; sie hat 120 t Sinter in 24 h erzeugt. Wenn die vorhin erwähnte Erstanlage bei Stettin noch hohe Instandhaltungskosten zeigt, so betreffen diese nicht die eigentliche Sintermaschine, sondern entstehen durch Mängel an den Nebeneinrichtungen, die zum Teil noch von einer alten Topf-Sinteranlage stammen, in deren Gebäude die runde Sintermaschine untergebracht werden mußte.

Der Kraftverbrauch der genannten Anlage kann jedoch vermindert werden durch günstigere Rohrführung der Abgasleitung und Veränderungen am Sauggebläse, das für eine Sinterleistung von 250 bis 300 t/24 h geliefert ist, während mit den augenblicklichen Feinerzen nur gegen 200 t Sinter in 24 h erzeugt werden können. Die Leistungen hängen natürlich in weiten Grenzen von den Eigenschaften der Feinerze ab.

E. Aye, Geisweid: Von besonderer Bedeutung scheinen mir die Versuche von Herrn Schrupp zu sein, den Kalkstein mit dem Erz zusammen zu sintern und dabei außerhalb des Hochofens zu brennen. In diesem Zusammenhang möchte ich an die Berichte erinnern, die K. Guthmann³⁾ über die Verwendung von gebranntem Kalk im Hochofen gebracht hat. Das erstrebte Ziel beider Berichte ist die Entlastung des Hochofens vom Brennen des Kalksteins. Im Hochofen ist hierzu ja fast die doppelte Brennstoffmenge erforderlich als im Brennofen oder auf der Sinterpfanne. Vielleicht ist schon festgestellt, wie hoch sich die Kalksteinbrennkosten im Brennofen gegenüber denen auf der

²⁾ Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 654/58 (Hochofenaussch. 199).

³⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 857/65 (Wärmestelle 259).

Sinterpfanne stellen. Sollte sich dabei annähernd Kostengleichheit herausstellen, so wäre doch dem Zusammensintern von Kalkstein mit Erz auf der Sinterpfanne der Vorzug zu geben, weil damit ein vollkommen selbstgehendes Erz erzeugt wird. Die Möllerrung eines solchen muß günstigen Einfluß auf den Hochofengang und auf den Koksverbrauch haben. Man ist dann nicht mehr von der Sorgfalt der Möllerleute abhängig, und eine Entmischung der zusammengehörigen Erz- und Kalksteinbestandteile der Beschickung beim Stürzen oder ungleichmäßigen Niedergehen, die allzu gern zu Störungen führen, ist ausgeschlossen. Der Hochofen, der durch selbstgehendes aufbereitetes Erz von Störungen durch Möllerfehler frei ist, nähert sich in seinem Gang einer Maschine und muß bei einem Kleinstwert an Brennstoffüberschuß Höchstleistungen ermöglichen. Ein gangbarer Weg zu diesem Ziel scheint mir im Einsintern des erforderlichen Kalksteins auf der Sinterpfanne zu liegen.

K. Guthmann, Düsseldorf: Zu der von Herrn Schrupp angeschnittenen Frage des Einsinterns von Kalkstein sei kurz Stellung genommen, zumal da sich hier einige Widersprüche zu bisherigen Veröffentlichungen ergeben.

W. Lennings berichtete schon vor drei Jahren⁴⁾, daß durch Einsintern von Kalkstein wesentliche Ersparnisse im Hochofenbetrieb erzielt werden können, vor allen Dingen wenn es sich um größere Kalksteinzuschläge bei Verhüttung von saurem Erz handelt. Weiter sind umfangreiche Versuche von H. Schumacher⁵⁾ durchgeführt worden, die ebenfalls ergaben, daß die Abrüstung des Kalksteins beim Sintervorgang große Vorteile bietet, zumal da sie sich ohne große Schwierigkeiten durchführen läßt. Die Versuche von Schumacher sind deswegen besonders bemerkenswert, weil sie mit größeren Kalksteinmengen durchgeführt wurden, die den heutigen hohen Kalksteinzuschlägen im eisenarmen Möller wesentlich näher kommen. Mit steigendem Kalksteinzuschlag ergab sich jedoch eine beträchtliche Leistungsverminderung bei der Sinterung, weil die Sintergeschwindigkeit durch die Austreibung der Kalkstein-Kohlensäure sehr benachteiligt wird und man die Bandgeschwindigkeit beim Lurgiverfahren nicht entsprechend dem durch das Einsintern von Kalkstein verminderten Ausbringen erhöhen kann, so daß die Leistung stark abfällt.

Was die Wetterbeständigkeit des Sinters mit eingebranntem Kalk betrifft, so stellte Schumacher im Gegensatz zu Herrn Schrupp fest, daß diese ungünstig ist: Der mit eingebundenem Kalk hergestellte Sinter war gegen Feuchtigkeit sehr empfindlich, er zerfiel und mußte schnell verarbeitet werden. Das hat seine Ursache darin, daß wesentlich höhere Mengen von Kalkstein eingesintert wurden als bei den Versuchen von Herrn Schrupp. Die Versuche seien wegen der verschiedenen Widersprüche einander gegenübergestellt, womit die Frage der Verwendung von Kalksteinbrennöfen auf Hochofenwerken gleich mit geklärt wird.

Herr Schrupp gibt als Grundlage seiner Berechnungen und Folgerungen einen Kalksteinzuschlag von 100 kg auf 4000 kg Sinter an, das entspricht aber in diesem Fall einer eingesinterten Kalksteinmenge von 100 kg/t Roheisen. Eine Verschlechterung der Sinterleistung ist hierbei nach *Zahlentafel 4* nicht eingetreten, da die Kalksteinmenge wesentlich geringer ist als bei den Versuchen von Schumacher, der 450 kg Kalkstein, also die viereinhalbfache Menge, in der Sintermischung eingesintert hat; hierbei ergab sich eine Verschlechterung der Sinterbandleistung von 14 %.

Der Brennstoffverbrauch zum Sintern ist natürlich infolge der zusätzlichen Kohlensäureaustreibung aus dem Kalkstein wesentlich gestiegen: Nach Angaben von Schrupp von 9,1 auf 13,9 %, also um 48 kg/t Sinter, nach Schumacher von 92 auf 124 kg Koks/t, also um etwa den gleichen Wert.

Die Verteuerung durch das Einsintern des Kalksteins beträgt bei Schrupp 8 %, bei Schumacher 12 %; die Sinterkosten selbst betragen 3,10 *R.M./t* eingesinterten Kalkstein und nach Schumacher 3,40 *R.M./t*, liegen also in der gleichen Größenordnung.

Daraus entsteht nun die Frage, ob das Einsintern von Kalkstein wirtschaftlicher ist als die Aufstellung von Kalkbrennöfen mit Streufeuer- oder Gichtgasbeheizung, um die heute benötigten großen Kalksteinmengen auf dem Hochofenwerk selbst zu brennen. Herr Schrupp kommt auf Grund seiner Zahlen zu dem Ergebnis, daß die Aufstellung von Kalksteinöfen sich erübrigt, jedoch wohl nur deswegen, weil die im Möller der Juliehütte aufgegebenen Kalksteinmengen von nur 100 kg/t Roheisen sehr gering sind. Bei solchen Mengen kann man einen Kalkbrennofen auf einem Hochofenwerk auch nicht wirtschaftlich betreiben. Wollte man andererseits die großen Kalksteinmengen von 500 bis

1000 kg/t Roheisen, mit denen wir heute rechnen müssen, auf dem Band oder in der Pfanne einsintern, so müßte man eine nicht tragbare Leistungsverminderung in Kauf nehmen oder aber eine Erweiterung der Sinteranlage vorsehen, so daß die Betriebskosten von 3,10 *R.M./t* eingesinterten Kalkstein sich um die Tilgungskosten für den Erweiterungsbau erhöhen würden.

Wichtig ist die Feststellung von Herrn Schrupp, daß der im Sinter eingesinterte Kalk sich im Hochofenmöller nicht anders verhält als ein im Kalkofen gebrannter Kalk.

Vergleicht man schließlich noch die Kosten für das Kalkbrennen im Kalkofen mit dem Einsintern auf dem Band oder in der Pfanne, so ergeben sich (unter Berücksichtigung des Kapitaldienstes) für das Brennen im Kalkofen 3,20 *R.M./t* Kalkstein, für das Einsintern dagegen mindestens 3,70 *R.M.* bis 4 *R.M./t*, also 15 bis 25 % mehr, wobei zu berücksichtigen ist, daß die Kosten noch wesentlich ansteigen und zuungunsten des Einsinterns sprechen, wenn die Kalksteinzuschläge bei stärker saurem Möller höher werden.

K. Grethe, Bochum: Herr Schrupp gibt als besondere Vorteile des Greenawalt-Verfahrens an:

1. Eine gleichmäßige Auflockerung der Mischung während des ganzen Sintervorganges.
2. Ausschwenkbare Roststäbe, die ständig eine gleichmäßig freie Saugfläche gewährleisten.
3. Die geringe Anlagefläche zwischen Pfanne und Saugkasten.

Eine gleichmäßige Auflockerung und damit eine gleichmäßig gute Sinterung hängt nur von der Aufgabevorrichtung ab. Eine gute Aufgabevorrichtung kann bei jedem anderen Sinterverfahren eingebaut werden. Sie ist also kein besonderer Vorzug einer Greenawalt-Anlage. Das gleiche gilt von der Roststabaufhängung. Es gibt eine ganze Reihe von Roststabilagerungen, die ausschwenkbar oder beweglich und bei Kesselfeuerungen schon lange bekannt sind. Diese Bauweisen können jedoch nicht sämtlich bei der Saugzugerichtung angewendet werden, weil dort andere Verhältnisse vorherrschen. Wir haben heiße und staubige Abgase. Bewegliche Sinteroste geeigneter Bauarten können bei allen Saugzugverfahren eingebaut werden. Auch dieser Vorteil ist keine Besonderheit des Greenawalt-Verfahrens. Die kleine Anlagefläche zwischen Pfanne und Saugkasten verringert fraglos die Möglichkeit des Falschlufteintritts und ist als Vorteil gegenüber den Sinterbändern zu bewerten. Bei geeignetem Werkstoff und richtiger Schmierung wird man aber auch bei den Sinterbändern gute Abdichtung erzielen.

Bei dem Schaubild über die Körnung der Mischung ist mir aufgefallen, daß die Kornzusammensetzung bei der Juliehütte außerordentlich günstig ist. Für die Leistung einer Sinteranlage ist das Korn unter 0,4 mm von großer Bedeutung. Dieses Korn ist bei den dichten Mischungen der Juliehütte bis höchstens 10 % vorhanden, während bei anderen Werken dieser Kornanteil 30 bis 40 % beträgt. Das muß man beim Leistungsvergleich der geschilderten Greenawalt-Anlage mit anderen Sinteranlagen berücksichtigen.

Bei den Betriebskosten ist der Stromverbrauch mit 27 kWh außerordentlich groß, gegenüber 11 bis 12 kWh bei anderen Werken. Außerdem ist der Brennstoffpreis sehr niedrig eingesetzt. Selbst wenn man den Gehalt an brennbaren Bestandteilen berücksichtigt, so ist der Preis des Koksgruses von 3 *R.M./t* sehr gering. Wir im Westen sind gezwungen, Hydrierrückstände zu verarbeiten, die auch nur etwa 55 bis 60 % brennbare Bestandteile haben. Sie sind erheblich teurer als der hier eingesetzte Preis für einen Brennstoff gleicher Beschaffenheit. Das muß man beim Selbstkostenvergleich ebenfalls berücksichtigen.

K. Kintzinger, Gelsenkirchen: Beide Vorträge behandeln die Sinterung nach nicht fortlaufend arbeitenden Arbeitsverfahren. Es wäre für mich aufschlußreich, warum das fortlaufende Bandsinterverfahren zugunsten der beschriebenen verlassen wurde, obwohl wir in der Hüttenindustrie bestrebt sind, soweit als irgend möglich fortlaufende Arbeitsweisen anzuwenden.

R. Hahn, Oberhausen: Der Hauptvorteil der Pfannensinterung liegt meines Erachtens darin, daß die Sintermischung während der Sinterung vollkommen ruht. Ich habe selbst viele Jahre Bandsinteranlagen im Betrieb gehabt und war zunächst von einem Vorteil einer Pfannensinterung gegenüber dem Arbeiten auf dem Band nicht überzeugt. Bald nach Inbetriebnahme der Anlage jedoch war ich überrascht über die Anpassungsfähigkeit der Pfannensinterung vom feinsten bis zum größten Korn, die allein schon das Abgehen vom fortlaufenden Arbeitsverfahren berechtigt erscheinen läßt.

Beim Vergleich der Leistung je m² Saugfläche muß man übrigens berücksichtigen, daß die eingebaute Rostfläche

⁴⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 623/25 (Hochofenaussch. 164 a).

⁵⁾ Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 353/61 (Hochofenaussch. 181).

beim Band viel größer ist als bei den Pfannenanlagen. Beim Band beträgt die Zeit zwischen dem Entleeren und dem Füllen der einzelnen Wagen etwa 15 Minuten, während die Pfannen sofort nach dem Kippen wieder gefüllt werden. Natürlich kann die Herstellung eines Sinters auch bei einer geringen Belastung je m² Saugfläche sehr wirtschaftlich sein, wenn die Anlage-, Brennstoff- und Unterhaltungskosten entsprechend niedrig sind.

K. Grethe: Ich sehe den Vorteil des Pfannen-Sinterverfahrens an erster Stelle darin, daß sich Undichtigkeiten leichter vermeiden lassen als beim Sinterband. Einen weiteren Vorteil erblicke ich darin, daß man es bei der Sinterpfanne viel besser in der Hand hat, den Sintervorgang zu beobachten. Beim Sinterband kann man erst beim Absturz feststellen, ob das Sintergut einwandfrei ist. Betriebsänderungen wirken sich erst nach geraumer Zeit aus. Man kann die Wirkung einer Betriebsänderung erst dann feststellen, wenn das neue Sintergut am Absturz ist, während bei der Pfanne schneller und leichter umgestellt werden kann.

Den Vorteil, den Herr Hahn für die Pfannensinterung anführt, daß dort die Mischung besser „ruht“, kann ich in gleicher Weise auch für das Sinterband geltend machen. Denn das Band gleitet sehr ruhig, so daß von einer Erschütterung der Mischung auch auf dem Band keine Rede sein kann. Bei großen Erzeugungsmengen von 50 000 bis 150 000 t Sinter im Monat ist vielleicht doch dem Band-Sinterverfahren der Vorzug zu geben.

H. Reinfeld, Donaueschingen: Zu den Ausführungen von Herrn Grethe habe ich zu bemerken: Ich hatte vor ein paar Monaten Gelegenheit, drei große Greenawaltanlagen kennenzulernen, und zwar die Anlage auf der Juliehütte und zwei weitere Anlagen im Protektorat. Entgegenkommenderweise wurde mir ein Einblick in die Selbstkosten dieser Greenawaltanlagen gewährt.

Ich kann Herrn Schrupp nur recht geben, wenn er angibt, daß der Brennstoffeinsatz nur den Betrag von 0,28 *R.M./t* Sinter für die Anlage auf der Juliehütte ausmacht. Als Verrechnungspreis hat Herr Schrupp den Betrag von 3,00 *R.M./t* Koks laut *Zahlentafel 1* angegeben. Ich habe damals die mir angegebenen Brennstoffeinsatzkosten der drei Anlagen auf eine Preisgrundlage umgerechnet, wie sie in Westdeutschland üblich ist. Hierbei hat es sich herausgestellt, daß sich die Brennstoffeinsatzkosten sowie die Kosten für den Gichtgas- und Stromverbrauch bei allen drei Anlagen sehr stark annähern. Diese Kosten sind verhältnismäßig niedrig und gelten angenähert für beide Hauptarten des Pfannensinterns.

Weiterhin möchte ich dem Einwand begegnen, daß die Greenawaltpfanne vielleicht nicht für Sintermischungen mit sehr viel Feinanteilen unter 1 mm Korngröße geeignet wäre. Als Halbjahresdurchschnitt für 1940 ist mir von einer Greenawaltanlage bekannt, daß zwischen 29 und 41 % Feinabbrände verarbeitet wurden, deren Korngrößenanteile unter 0,1 mm allein schon 34 % betragen haben. Außer diesen Abbränden sind noch weitere 7 bis 19 % Abbrände zum Einsatz gekommen, die einen Korngrößenanteil unter 0,1 mm von mehr als 23 % aufwiesen.

Auf einer GHH-AIB-Pfannenanlage sind in Gemeinschaft mit uns, wie Herr Hahn ausgeführt hatte, Sinterversuche mit Mischungen ausgeführt worden, die bis zu 75 % Gichtstaub enthalten haben. Auch diese Sinterungen sind zur vollen Zufriedenheit verlaufen. Damit dürfte der Nachweis erbracht sein, daß man auf einer Pfannenanlage, gleichgültig ob Greenawalt- oder GHH-AIB-System, jegliche Mischung verarbeiten kann.

K. Grethe: Mit meinem Hinweis, daß man Mischungen mit hohem Kornanteil unter 0,1 mm nach dem Greenawalt-Verfahren nicht sintern kann, wollte ich unter Kennzeichnung des Korns nur hervorheben, daß die Kornzusammensetzung auf der Juliehütte sehr günstig ist. Wir haben beispielsweise vor dem Kriege bis zu 40 % Sydvaranger-Konzentrat verarbeitet, dessen Kornanteil unter 0,1 mm 80 % beträgt.

Bezüglich der Betriebskosten behaupte ich nicht, daß sie bei dem Greenawalt-Verfahren nicht so günstig sind wie bei anderen Verfahren, aber ich bezweifle, daß sie niedriger liegen als die Betriebskosten anderer Sinteranlagen. Wenn man den Brennstoffpreis bei der Juliehütte ebenso hoch nimmt, wie er bei den Werken im Westen eingesetzt wird, d. h. entsprechend den brennbaren Bestandteilen 10 *R.M./t* Koksgrus zugrunde legt, so erhält man 0,93 *R.M.* Brennstoffkosten. Die Gesamt-Betriebskosten erhöhen sich demnach auf 2,56 *R.M.* und entsprechen damit den Betriebskosten anderer Saugzugverfahren.

K. Guthmann: Herr Hahn führte an, daß der Staubgehalt im Abgas hinter der Pfanne etwa bei 0,3 g/m³ liegt. Das ist außerordentlich niedrig, denn bei den Bandanlagen sind

von mir meistens Werte zwischen 1 und 2 g/m³ festgestellt worden, das ist das Fünffache. Ich glaube nicht, daß dies unbedingt auf das Sinterverfahren selbst zurückzuführen ist, d. h. daß etwa das Pfannenverfahren eine geringere Verstaubung hat, sondern daß die niedrigeren Staubgehalte auf eine wesentlich besser wirkende Entstaubungsanlage, also Wirbler mit günstigerem Abscheidegrad, zurückzuführen sind. Es wäre wünschenswert, wenn Herr Hahn oder Herr Reinfeld über die in dieser Hinsicht durchgeführten Versuche noch berichten würde.

H. Reinfeld: Herr Guthmann hatte ausgeführt, daß seines Wissens der Staubgehalt im Abgas bei Lurgi-Bandanlagen höher sei als z. B. bei der GHH-AIB-Pfannenanlage. Das ist tatsächlich der Fall.

Bei den von Herrn Hahn im Vortrag erwähnten Sinterversuchen mit etwa gleichen Gichtstaubanteilen von 75 % in der Sintermischung wie bei einer großen Lurgi-Bandanlage ist der Staubgehalt im ungereinigten Abgas der GHH-AIB-Pfannenanlage bedeutend geringer als bei der oben erwähnten Lurgi-Bandanlage. Nach der Staubabscheidung durch Wirbler lag der Staubgehalt im gereinigten Abgas bei der Lurgi-Bandanlage bei 2 g/Nm³_{tr} und bei der GHH-AIB-Pfannenanlage bei rd. 0,2 g/Nm³_{tr}.

Wir führen diesen geringen Staubgehalt im gereinigten Abgas der GHH-AIB-Pfannenanlage auf die vorhandenen 12 Staubabscheider, d. h. je Pfanne ein gesonderter Abscheider, zurück. Bei Lurgi-Bandanlagen sind im allgemeinen in die gemeinsame Abgasleitung eines Bandes nur ein oder zwei große Staubabscheider eingebaut. Die Staubabscheidung ist bei der Vielzahl der Wirbler besser als bei ein oder zwei großen Staubabscheidern.

R. Hahn: Wenn auch meine Ansicht, daß das Ruhen der Mischung beim Sintern ein Vorteil der Pfannensinterung ist, nicht allgemein geteilt wird, so möchte ich als Beweis noch dafür folgendes angeben. Bei annähernd gleicher Mischung lag bei unseren Versuchen der Gehalt an Staub im ungereinigten Abgas in der Größenordnung, wie sie die Herren Guthmann und Reinfeld im gereinigten Abgas von Bandsinteranlagen festgestellt haben. Bei diesem Vergleich ist also der Einfluß der Wirbler ausgeschaltet.

Zum Schluß möchte ich noch ausführen, daß ein Vergleich der Bewegungsvorgänge bei den heute besprochenen Pfannensinteranlagen mit denen bei der Bandsinterung zeigt, daß die GHH-AIB-Sinteranlage eine Mittelstellung zwischen den beiden anderen Verfahren einnimmt. Beim Bandsintern übernimmt ein Wanderrost, also ein waagrecht laufendes Förderband, die Fortbewegung des Erzes während der Sinterung von einer einzigen Aufgabestelle zu der ebenfalls nur einmal vorhandenen Kippstelle. Beim Greenawalt-Verfahren ist die Zahl der Füllstellen durch den Füllwagen zum mindesten verdoppelt. Kippstellen gibt es so viele, wie Pfannen vorhanden sind. Dafür ruht das Erz beim Sintern. Auch beim GHH-AIB-Verfahren ruht die Mischung während des Durchsaugens. Dagegen ist, wie beim Sinterband, nur je eine Füll- und Kippstelle vorhanden. Die notwendigen Bewegungen des Erzes werden durch die altbewährten Hilfsmittel des Hüttenmannes, Kran und Rollgang, ausgeführt.

C. Schrupp, Bobrek-Karf: Herrn Kintzinger möchte ich erwidern, daß aus den Druck- und Temperaturschaubildern hervorgeht, wie gleichmäßig der Verlauf der einzelnen Sinterungen ist. Der Unterschied zwischen einer Bandsinteranlage und unserer Pfannenanlage ist der, daß das Band ersetzt wird durch mehrere Pfannen, die nacheinander bedient werden. Die Zeit für Kippen, Füllen und Zünden für fünf Pfannen reicht aus, um diese Arbeit während der Brennzeit der ersten Pfanne zu bewältigen, und um wieder mit dem Füllen der ersten Pfanne beginnen zu können.

Zu den Bemerkungen von Herrn Grethe ist zu sagen, daß ich in der gezeigten Aufstellung ein Bild zu geben suchte über die Abhängigkeit der Sintergeschwindigkeit von der Feinheit des Rohgutes. Ich habe damit nicht beabsichtigt, die Grenze des Feinheitsgrades weder nach der einen, noch nach der anderen Seite anzugeben. Vielmehr sollten meine Aufzeichnungen nur zeigen, in welchem Maße die Leistung der Sinteranlage von der Kornfeinheit abhängig ist.

Bei den Selbstkostenangaben gliedert sich der Energiebedarf in:

1. Erzeugung des Saugzuges	66 %
2. Transportanlagen	18 %
3. Entstaubung	16 %
	100 %

Unseren Selbstkosten liegen folgende Einheitspreise zugrunde:

1000 kWh	16,00 RM
1 t Dampf	2,50 RM
1000 m ³ Preßluft	2,50 RM
1000 m ³ Gichtgas	1,55 RM

Die für den Energiebedarf, Gichtgas und Koksgrus eingesetzten Preise sind unsere Verrechnungspreise. Da auch alle Analysen angegeben sind, ist es leicht, durch Einsetzen der eigenen Werte andere Betriebsverhältnisse bei der Bewertung des Endergebnisses zu berücksichtigen.

Zu den Versuchen des Kalkeinbindens habe ich zu bemerken, daß mir die Versuche des Herrn Schumacher bekannt waren. Herr Schumacher hat aber etwas ganz anderes gewollt, und aus diesem Grunde habe ich die Versuche nicht besonders erwähnt. Der wesentliche Unterschied zwischen den Versuchen von Herrn Schumacher und den meinigen besteht in dem Zweck des Versuches. Herr Schumacher hat den Zuschlagkalkstein auf dem Sinterband mit den zu sinternden Erzen aufgegeben, um ihn zu brennen. Ich habe aber den Kalkstein gebrochen und die Korngröße bestimmt, die der Zuschlag haben muß, um mit dem Rohgut sich so innig zu verbinden, daß der entstehende Sinter wetterbeständig ist, d. h., der eingesinterte Kalk ist gebunden und reagiert nicht mehr auf Feuchtigkeit.

Zuschriften an die Schriftleitung.

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

Neue Untersuchungen und Erkenntnisse über den Ablauf des basischen Windfrischverfahrens.

Die seit längerer Zeit strittige Frage bezüglich der Bestimmung des Stickstoffgehaltes in Eisen und Stahl nach dem Lösungsverfahren oder nach dem Aufschlußverfahren dürfte heute so weit geklärt sein, daß nochmals auf den ersten Teil der Zuschriften¹⁾ zu obigem Thema²⁾ von W. Eilender und W. Roeser einerseits und W. Eichholz, G. Behrendt und Th. Kootz andererseits eingegangen werden darf.

W. Eichholz, G. Behrendt und Th. Kootz nehmen an²⁾, daß bei der Ermittlung der Stickstoffgehalte der Schmelzen des Jahres 1936 in der Arbeit von W. Eilender und W. Roeser³⁾ Analysenfehler vorlagen, da der mittlere Stickstoffgehalt mit 0,0113 % sehr niedrig lag. Bekanntlich treten hauptsächlich zu geringe Stickstoffwerte bei der Ermittlung in vanadin- und titanhaltigem Stahl nach dem Lösungsverfahren auf. Für die strittigen Schmelzen trifft das allerdings nicht zu, da sie, wie schon erwähnt¹⁾, kein Vanadin enthalten. Außerdem haben auch die neuesten Untersuchungen an legierten Stählen gezeigt, daß in fast allen Fällen nach dem Lösungsverfahren gearbeitet werden kann. Von uns durchgeführte Versuche ergaben, daß nur in Stählen, die hohe Gehalte an Vanadin und Titan hatten, merkliche Unterschiede in der Bestimmung des Stickstoffgehaltes nach dem Lösungsverfahren und dem Aufschlußverfahren auftraten. Bei chromlegierten Stählen wurden immer praktisch übereinstimmende Werte bei beiden Verfahren gefunden, vorausgesetzt, daß man den Proben genügend Zeit zum Lösen ließ. Bestätigt werden unsere Versuche durch die von P. Klinger⁴⁾ besprochene Arbeit von

G. Phragmén und R. Treje⁵⁾ über vergleichende Untersuchungen von Verfahren zur Bestimmung des Stickstoffs in Stahl und Ferrolegierungen. Die in Zahlentafel 1 vorstehender Arbeit⁴⁾ niedergelegten Ergebnisse zeigen für fast alle Stähle praktisch übereinstimmende Werte. Eine Ausnahme bilden, wie schon erwähnt, die höher mit Titan und Vanadin legierten Stähle. Weiterhin ergibt sich aus der Zahlentafel in Übereinstimmung mit unseren eigenen Versuchen, daß der Chromgehalt des Stahles in der Ermittlung des richtigen Stickstoffwertes keine große Rolle spielt. Voraussetzung ist allgemein nur, daß man höherlegierten Stählen die nötige Zeit zum Lösen läßt. Dabei haben wir, wie früher stets, die Proben langsam über Nacht auf einer Heizplatte lösen lassen, sie dann am nächsten Tage nochmals gut durchgekocht, bis die Augenscheinprüfung quantitatives Lösen ergab. Dabei erbrachte das Aufschlußverfahren keine höheren Stickstoffgehalte. Für eine Schnellbestimmung ist gegebenenfalls das Aufschlußverfahren vorzuziehen.

Aus der Betrachtung der vergleichenden Untersuchungen der Stickstoffbestimmung nach dem Lösungsverfahren und dem Aufschlußverfahren an legierten Stählen geht damit hervor, daß kaum ein Analysenfehler für die niedrigen Stickstoffgehalte bei den Schmelzen der Versuchsreihe des Jahres 1936 verantwortlich gemacht werden kann. Die unterschiedlichen Stickstoffwerte der Untersuchungsreihen der Jahre 1936 und 1938 müssen also doch den Temperaturunterschieden der Schmelzen zugeschrieben werden.

Aachen, im Juli 1941.

Walter Eilender und Willi Roeser.

⁵⁾ Jernkont. Ann. 124 (1940) S. 511/35.

¹⁾ Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 660/61.

²⁾ Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 61/72.

³⁾ Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1057/67 (Stahlw.-Aussch. 358).

⁴⁾ Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 630/32.

Umschau.

Die Herstellung und Verwendung von nichtrostenden Stahldrähten.

St. P. Watkins¹⁾ teilt die vielen Möglichkeiten für die Zusammensetzung der nichtrostenden Stähle in drei Hauptgruppen ein:

- Gruppe I: Reine Chromstähle — vergütbar.
- Gruppe II: Reine Chromstähle — nicht vergütbar.
- Gruppe III: Chrom-Nickel-Stähle.

Neben den bereits bekannten Eigenschaften der ersten Gruppe für andere Verwendungszwecke werden in der Arbeit besonders auch die Verwendungsmöglichkeiten für Drähte aus diesen Werkstoffen erwähnt. Im geglühten Zustand

zeigen diese Chromstähle eine gute Kaltverarbeitbarkeit und lassen sich in Drahtform kalt stauen sowie zu Geweben verarbeiten. Eine Ausnahme hiervon bildet der 12prozentige Chromautomatenstahl infolge seines höheren Gehaltes an Schwefel. Für Erzeugnisse wie Körbe und Gitter, die gewöhnlich durch Zusammenschweißen von Drähten hergestellt werden, sind die härteren nichtrostenden Chromstähle nicht so gut zu gebrauchen wie die Legierungen mit 18 % Cr und 8 % Ni, da sie nach dem Schweißen an der Luft härten.

Die reinen, nicht härteren Chromstähle der Gruppe II haben gegenüber der Gruppe I einen höheren Chromgehalt und sind daher auch entsprechend rostbeständiger. Ihre Härte und Festigkeit kann durch eine Vergütungsbehandlung nicht gesteigert werden, wohl aber bis zu einem gewissen Grade durch Kaltverformung. Nach Bild 1 nimmt die Zugfestigkeit des

¹⁾ Wire & W. Prod. 14 (1939) S. 527/38.

geglühten Stahles mit 17 % Cr von 52 auf 82 kg/mm² durch eine Ziehbehandlung mit einer Querschnittsabnahme von 60 % zu.

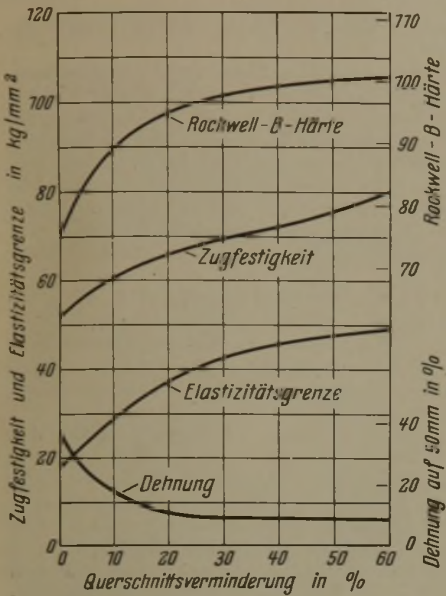


Bild 1. Einfluß des Kaltziehens auf die Festigkeitseigenschaften von geglühtem Stahldraht mit 17 % Cr.

Verwendung für Siebe im Kraftfahrzeugbau und in verwandten Gewerben stark zugenommen.

Der bekannteste Vertreter der Gruppe III der Chrom-Nickel-Stähle ist der Stahl mit 18 % Cr und 8 % Ni. Die allgemeinen Eigenschaften der Stähle dieser Gruppe sind so weit bekannt, daß es sich an dieser Stelle erübrigt, näher darauf einzugehen. Die Kaltverformbarkeit ist sehr gut, die Schweißeigenschaften sind ausgezeichnet. Der Chrom-Nickel-Stahl mit 25 % Cr und 12 % Ni zeigt neben seiner hohen Rostbeständigkeit noch eine gute Hitzebeständigkeit, so daß bis zu Temperaturen von 1100° kaum ein Verzundern eintritt.

Am beständigsten gegen die vielseitigen Angriffsmöglichkeiten erweist sich der Chrom-Nickel-Molybdän-Stahl mit 18 % Cr, 12 % Ni und 3 % Mo. Er verhält sich sehr gut gegenüber Sulfidlaugen und verdünnten Lösungen reduzierender Säuren, die gewöhnlich die übrigen nichtrostenden Stähle erheblich angreifen. Vor allem ist er, wie molybdänhaltige, nichtrostende Stähle allgemein, unempfindlich gegen Lochfraß.

Die nichtrostenden Stähle werden gewöhnlich in einem Héroult-Ofen oder in einem Induktionsofen erschmolzen. Die aus der Schmelze vergossenen Blöcke von etwa 450 kg werden nach ihrem Einsatz in Tiefföfen bei etwa 1150° auf Vorblöcke von 75 mm Kantenlänge ausgewalzt und, entsprechend dem späteren Drahtbündgewicht, auf Länge geschnitten. Zur Erzielung einer einwandfreien Oberfläche werden die Knüppel etwa 0,08 bis 0,12 mm abgeschliffen und nach einer möglichst raschen Erwärmung auf ungefähr 1120 bis 1176° zu Drähten von 6,35 mm Dmr. ausgewalzt. Größere Schwierigkeiten ergeben sich hierbei nicht. Nur beim Auswalzen hochlegierter Chrom-Nickel-Stähle mit etwa 25 % Cr und 12 % Ni vom Block zum Knüppel treten erhebliche Schwierigkeiten auf, die man gewöhnlich dadurch umgeht, daß der Rohblock zunächst erst auf einen Vorblock von 150 mm Kantenlänge entweder vorgeschmiedet oder auch vorgewalzt wird.

Entsprechend ihrer Zusammensetzung werden die Walzdrähte durch eine Wärmebehandlung auf größte Weichheit gebracht. Die härtbaren Güten werden durch eine Glühung zwischen 815 und 844° mit nachfolgender langsamer Abkühlung auf 704° und anschließender Luftabkühlung auf Zimmertemperatur zur weiteren Verarbeitung vorbereitet. Die Erweichung der 18- und 27prozentigen reinen Chromstähle erfolgt durch eine Glühbehandlung bei 774° mit nachfolgender Wasser- oder Luftabschreckung. Die Chrom-Nickel-Güten müssen jedoch auf 1038 bis 1149° erwärmt und dann mit Wasser abgeschreckt werden, um eine volle Erweichung zu erreichen. Der Zunder wird in üblicher Weise durch heiße Schwefel- oder Salzsäure abgebeizt. Für den anschließenden Ziehvorgang wird der gebeizte Walzdraht gekalkt oder erhält einen metallischen Ueberzug.

Bis zu einem Durchmesser von 0,9 mm werden Hartmetall-ziehsteine verwendet. Dünnere Drahtstärken werden durch Diamantziehsteine gezogen. Die Querschnittsabnahme kann in einem oder in mehreren Zügen erreicht werden und hängt sowohl vom Werkstoff als auch von den Festigkeitseigenschaften ab, die der fertige Draht aufweisen soll.

Folgende Arbeitsgänge und Ziehstufen werden für das Ziehen eines 18prozentigen Chromstahles oder eines Stahles mit 18 % Cr und 8 % Ni von 6,35 an 2,29 mm Dmr. angegeben:

1. Glühen, Beizen, Verbleien;
2. Ziehfolge: 6,35 — 5,08 — 4,32 — 3,55 mm Dmr.;
3. Entbleien, Blankglühen und Verbleien;
4. Ziehfolge: 3,55 — 3,05 — 2,67 — 2,29 mm Dmr.;
5. Entbleien, Blankglühen.

Die Querschnittsabnahme je Zug beträgt etwa 25 %, die Ziehggeschwindigkeit 30 bis 38 m/min, obwohl oft auch die genannten Ziehggeschwindigkeiten überschritten werden.

Bei der Herstellung von Seil- und Federdraht aus Chrom-Nickel-Stahl mit 18 % Cr und 8 % Ni sind größere Abnahmen gebräuchlich, da durch die Kaltverarbeitung höhere Festigkeiten erzielt werden. Die Gesamtquerschnittsabnahme kann in einigen Fällen bis zu 95 % betragen.

Die gebräuchlichsten Ueberzüge für das Ziehen sind Blei oder Bleilegerungen, Kupfer, Seife in Verbindung mit Kalk und Fett. Im allgemeinen werden Blei und Bleilegerungen als Ueberzüge für die Grobzüge und Fett, Kupfer, Seife und Kalk für die Feinzüge verwendet. Notwendige Zwischenglühungen werden in einem Durchlaufofen vorgenommen, und zwar wird gewöhnlich blankgeglüht. Die Durchlaufgeschwindigkeit soll so gehalten sein, daß der Draht für eine Sekunde je 0,0254 mm des Drahtdurchmessers sich in der Heizzone befindet. So wird z. B. für einen Stahl mit 18 % Cr und 8 % Ni mit einer Drahtstärke von 3,81 mm Dmr. eine Durchlaufgeschwindigkeit von 3,66 m/min angegeben bei einer Ofenlänge von 9,14 m und einer Ofentemperatur von 1100°. Angaben über die Art des Blankglühens werden leider nicht gemacht.

Die Lieferung der nichtrostenden Drähte geschieht in Ringen bis zu einem Drahtdurchmesser von etwa 0,7 mm, darunter gewöhnlich auf Spulen, und zwar in gebeizter, blankgeglühter, blankgezogener, mit Metall überzogener und polierter Ausführung. Um ein einwandfreies Erzeugnis als Endergebnis zu erhalten, werden die Drähte während der Herstellung ständig gründlich überwacht.

Die Verwendung der gezogenen, nichtrostenden Stahldrähte ist sehr vielseitig. Es sei nur an die Speichen der Automobilkräder und Automobilantennen, die vorzugsweise aus Chrom-Nickel-Stahldraht mit 18 % Cr und 8 % Ni oder 12 % Cr und 2 % Ni hergestellt werden, erinnert. Aus reinen Chromstahldrähten werden Schrauben zur Befestigung von Türklinken, Armleuchtern und anderen Ziereinrichtungen erzeugt. Im Nahrungsmittel- und Fleischerzeugung wird der Draht mit 18 % Cr und 8 % Ni für Bratwurstspieße sowie Räucher- und Pökelpfannen verwendet. Im Luftfahrtgewerbe ist heute die ausschließliche Verwendung von Schrauben, Nieten, Schließbolzen, Drahtseilen und Verbindungsstangen aus nichtrostendem Stahl üblich.

Bei der Drahtherstellung für Schrauben und Nieten wird der Draht bis auf 0,075 bis 0,125 mm über das Nennmaß gezogen, blankgeglüht, mit einem Ueberzug versehen und dann erst auf die Fertigabmessung gezogen. Der Fertigzug dient dazu, den Draht zu glätten und seine Härte ein wenig zu steigern, was gleichzeitig die Kaltschlageigenschaften des Werkstoffes fördern soll. Bei der Herstellung von Nägeln aus Stahl mit 18 % Cr und 8 % Ni wird der Draht hart gezogen bis auf eine Zugfestigkeit von 98 bis 105 kg/mm², damit der fertige Nagel die genügende Steifigkeit zum Eintreiben hat.

Für das Kaltstauchen von Schrauben und Nieten nimmt man gewöhnlich Drähte, die noch ihren Seifenfilm vom Ziehen haben. Auf diese Weise werden die Stauchwerkzeuge geschont. Trotzdem beträgt ihre Lebensdauer beim Stauchen reiner nichtrostender Chromstähle nur etwa die Hälfte der beim Stauchen gewöhnlicher unlegierter Stähle und ist noch geringer beim Stauchen von Stählen mit 18 % Cr und 8 % Ni.

Bei der Schraubenherstellung werden die geschlagenen Rohlinge zuerst mit Kugeln getrommelt, um die Rohlinge abzugraten und den Rest des Ueberzuges zu entfernen. Gleichzeitig erzeugt dieses Trommeln eine gute Oberfläche, die in den meisten Fällen den Ansprüchen der Verbraucher genügt. Nach dem Walzen oder Schneiden des Gewindes werden die Schrauben zum Schluß in Sägemehl aus Hartholz getrommelt, um einen

spiegeligen Glanz zu erhalten; zuweilen werden sie auch noch durch Eintauchen in eine warme 20- bis 30prozentige Salpetersäurelösung passiviert.

Drähte zur Herstellung von Federn und Seilen werden gewöhnlich im blanken Zustand angeliefert. Hierfür eignen sich sowohl die Stähle mit 18 % Cr und 8 % Ni als auch die reinen härtbaren Chromstähle der Gruppe I, doch müssen die Letzten noch einer entsprechenden Wärmebehandlung unterworfen werden, um die hohen Festigkeiten zu erreichen. Wegen weiterer Einzelheiten sei auf die ursprüngliche Arbeit verwiesen.

In erheblichem Umfange werden die nichtrostenden Drähte als Webedrähte gebraucht für Gewebe im chemischen und Papiergewerbe. Ebenso eignen sie sich im Erz- und Kohlenbergbau für Siebe zum Absieben und als Spaltsiebe für Entwässerungszwecke. Diese Siebe haben eine weitaus größere Lebensdauer als die gleichen Siebe aus einem Nichteisenmetall. Aus wirtschaftlichen Gründen nimmt man gewöhnlich für Spaltsiebe den 18prozentigen Chromstahl. Ein Spaltsieb aus diesem Stahl, das in einer Kohlenwäsche gebraucht wurde, war noch nach dreijähriger Betriebszeit voll gebrauchsfähig, während ein gleiches Sieb aus einem Nichteisenmetall schon nach zehnmonatiger Betriebszeit ausgewechselt werden mußte.

Der Vollständigkeit halber soll auch noch die Verwendung des nichtrostenden Stahles zu Schweißdraht erwähnt werden. Sowohl nackte als auch umhüllte Schweißelektroden werden hergestellt. Im allgemeinen werden derartige Schweißdrähte in Ringen geliefert, und zwar, wenn Härte und Oberflächen-aussehen nicht ausschlaggebend sind, in geglühter und beheizter Ausführung; wenn der Draht jedoch für umhüllte Elektroden verwendet werden soll, muß er frei von Fett und Seife sein.

Der Verbrauch an nichtrostenden Stählen steigt ständig an. Nach Angaben des American Iron Steel Institute betrug das Ausbringen an Rohblöcken im Jahre 1929 55 000 t und wuchs auf 156 000 t im Jahre 1937, dem Jahr der bis jetzt größten Erzeugung.

Wilhelm Peters.

Reckalterung und Streckgrenze von kohlenstoffarmen Stählen.

C. A. Edwards, D. L. Phillips und H. N. Jones¹⁾ berichten über den Einfluß einiger Legierungselemente wie Aluminium, Kupfer, Nickel, Molybdän, Mangan, Chrom, Vanadin, Niob und Titan sowie von Kohlenstoff auf die Reckalterung und Streckgrenze von weichen Stählen und knüpfen damit an eine Untersuchung von C. A. Edwards, H. N. Jones und B. Walters²⁾ an. Während in dieser früheren Arbeit unterschiedliche Reckbeträge angewandt wurden, wie sie eben mit dem Eintritt der Streckgrenze zustande kommen, wurde nunmehr stets 6 % bleibende Dehnung angewendet; die Alterungstemperatur betrug 250°. Die Proben wurden derart hergestellt, daß in einem Hochfrequenzofen zu geschmolzenem Armco-Eisen die entsprechenden Legierungselemente in Form von reinen Metallen oder kohlenstofffreien Ferrolegierungen zugegeben wurden. Die Probeblöcken wurden zu dünnen Stangen von etwa 4,5 mm Dmr. ohne Zwischenglühung gezogen, anschließend zwischen 950 und 1050° in Argonatmosphäre geglüht und daraufhin im Ofen erkalten lassen. Die Festigkeitseigenschaften wurden sowohl für den geglühten als auch für den reckgealterten Zustand auf den ursprünglichen Querschnitt bezogen, d. h. die durch das Recken bewirkte Querschnittsverminderung wurde vernachlässigt.

Die Versuchsstähe mit Zugaben von Aluminium, Kupfer und Nickel, d. h. solchen Elementen, die im Stahl keine chemische Verbindung mit dem Kohlenstoff eingehen, zeigten eindeutige Alterung nach voraufgegangener Reckung. Bedeutungsvoller sind die Versuche mit karbidbildenden Elementen; bei dieser Gelegenheit setzen sich die Verfasser mit den bekannten Gedankengängen von L. B. Pfeil³⁾ und M. Kuroda⁴⁾ auseinander. Nimmt man die Erhöhung der Zugfestigkeit als Maß für die Reckalterung an, so ist festzustellen, daß mit steigenden Gehalten an karbidbildenden Elementen die Neigung zur Reckalterung abnimmt. Während bezüglich der Annahme Kurodas über die entscheidende Rolle einer zementitischen Korngrenze für das Entstehen der Streckgrenze der versuchsmäßige Nachweis noch aussteht, hat Pfeil gezeigt, daß geglühtes, völlig kohlenstoffreies

Weicheisen 1. keine Streckgrenze aufweist und 2. zur Reckalterung nicht befähigt ist.

Edwards, Phillips und Jones bestätigen die Schlußfolgerungen von Pfeil und kommen auf Grund der eigenen Versuche zu folgenden Ergebnissen:

1. Geringe Kohlenstoffgehalte des Eisens sind die Ursache der Reckalterung.
2. Die Streckgrenze ist keine dem Eisen eigentümliche Eigenschaft, sondern an die Anwesenheit von Kohlenstoff gebunden.
3. Diese beiden Wirkungen des Kohlenstoffs werden durch Zugabe von Elementen, die zum Kohlenstoff eine größere chemische Verwandtschaft haben als zum Eisen, aufgehoben. Wenn in genügender Menge vorhanden, vermögen diese Elemente den gesamten Kohlenstoff an sich zu binden. Die auf diese Art gebildeten Karbide sind entweder im Eisen nicht löslich, oder sie sind nicht fähig, einen Ausscheidungseffekt hervorzurufen.
4. Da die untersuchten Karbidbildner zum Teil auch eine große Verwandtschaft zum Sauerstoff und Stickstoff haben, ist die Frage offen, ob die durch Zugabe der genannten Karbidbildner hervorgerufenen Wirkungen nur durch die Bildung von Karbiden oder auch durch Bildung von Verbindungen mit Sauerstoff und Stickstoff verursacht werden.

Allgemein ist zu der vorliegenden Arbeit zu bemerken, daß die verschiedenen Arten der Alterung — Versprödung in der Blauwärme, Reckalterung und Abschreckalterung — nicht klar genug getrennt werden. Eine wertvolle Ergänzung würde es bedeutet haben, wenn die Untersuchung nicht auf 6 % Verformung beschränkt geblieben wäre, da die Möglichkeit nicht von der Hand zu weisen ist, daß gerade bei unterschiedlichen Verformungsgraden über die Rolle der Karbide bei der Ausscheidungshärtung weitere Aufschlüsse gewonnen werden können. Als Mangel muß wiederum¹⁾ bezeichnet werden, daß die grundlegenden Arbeiten von G. Masing²⁾ und W. Köster³⁾ keine Beachtung gefunden haben. Die Frage der Beeinflussung von Reckalterung und Fließgrenzenausbildung durch die unterschiedliche Löslichkeit der durch verschiedene Elemente gebildeten Karbide und ihre Ausscheidung aus dem Ferrit ist nach der angegebenen Wärmebehandlung (950 bis 1050° mit anschließender Ofenabkühlung) nicht zu beantworten. Der Wert der Arbeit liegt in dem Herausstellen der unterschiedlichen Rolle, die Karbidbildner einerseits und vorzugsweise im Eisen lösliche Elemente andererseits auf die Erscheinung der Fließgrenze sowie bei der Reckalterung spielen, ferner in der Feststellung, daß für den Ablauf der genannten Vorgänge die Natur der Karbide von wesentlichem Einfluß ist.

Carl A. Duckwitz.

Das neue Laboratorium für die Gasbestimmung in Metallen im Institut für Eisenhüttenkunde der Technischen Hochschule Aachen.

[Mitteilung aus dem Institut für Eisenhüttenkunde der Technischen Hochschule Aachen.]

Eines der unentbehrlichsten Hilfsmittel bei der Gasbestimmung in Metallen ist das Quecksilber. Dient es doch u. a. als Füllflüssigkeit für die Vakuumpumpen und die Quecksilbertropfpumpen, ferner als Sperrflüssigkeit bei den Gasanalysatoren, da es praktisch keine Gase absorbiert. Neben seinen unzähligen wertvollen Eigenschaften für Wissenschaft und Technik hat das Quecksilber jedoch eine sehr störende und gefährliche, nämlich die große Giftigkeit des Quecksilberdampfes. Der Gefährlichkeit des Quecksilbers hat man erst im vergangenen Jahrzehnt größere Bedeutung geschenkt, und als einer der nachdrücklichsten Warner sei besonders A. Stock⁴⁾ genannt.

Das Institut für Eisenhüttenkunde hat sich seit Jahren besonders mit der Bestimmung von Sauerstoff, Wasserstoff und Stickstoff im Eisen befaßt, ist also gezwungen, bei diesen Arbeiten große Mengen Quecksilber zu verwenden. In den letzten Jahren haben nun diese Arbeiten nach Art und Umfang derart zugenommen, daß die bis dahin für die Arbeiten mit Quecksilber im Dauerbetrieb zur Verfügung stehenden Räume in bezug auf Ent- und Belüftung versagten und es zu einem schweren chronischen und einem leichten akuten Vergiftungsfall kam. Es lag auf der Hand, daß unter diesen Umständen eine vollständige Umänderung der betreffenden Arbeitsräume unter gleichzeitiger Anpassung an die Betriebsvorschriften und hygienischen Verhältnisse notwendig war. Da ein Umbau der bisherigen

¹⁾ Iron Coal Tr. Rev. 441 (1940) S. 410/11 u. 419; Erörterung: Iron Steel 14 (1940) S. 127.

²⁾ J. Iron Steel Inst. 139 (1939) S. 341/85 u. 419/34; vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 950/51.

³⁾ J. Iron Steel Inst. 118 (1928) S. 167/94; vgl. Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 1837/38.

⁴⁾ Sci. Pap. Inst. phys. chem. Res., Tokyo, 20 (1932) S. 29/38.

¹⁾ Siehe Pribyl, R.: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 663/64.

²⁾ Arch. Eisenhüttenw. 2 (1928/29) S. 185/96 (Werkstoffaussch. 132).

³⁾ Arch. Eisenhüttenw. 2 (1928/29) S. 503/22 (Werkstoffaussch. 139); 3 (1929/30) S. 553/58 u. 637/58 (Werkstoffaussch. 162); 4 (1930/31) S. 145/50 (Werkstoffaussch. 165).

⁴⁾ Arch. Gewerbepathol. Gewerbehyg. 7 (1936) S. 388/413.

Arbeitsräume schwierig war, außerdem nur als Teillösung gegolten hätte, wurde beschlossen, einen anderen größeren Raum von Grund auf so auszugestalten, daß er allen Anforderungen entsprach.

Zu diesem Zweck wurde ein etwa 350 m³ großer Raum gewählt, der mit seinen vier Fenstern gute Frischluftbeschaffung

Leitung zu den gekapselten Abflußkästen abzweigt, die die hauptsächlich mit Quecksilberdampf angereicherte Abluft der Tropf- und Wasserstrahlpumpen absaugen.

Die im Raume befindlichen Abzüge für die Arbeiten mit Säure bei der Durchführung der Stickstoffbestimmung sind durch verbleite Rohre mit den Kanälen verbunden, so daß der ge-

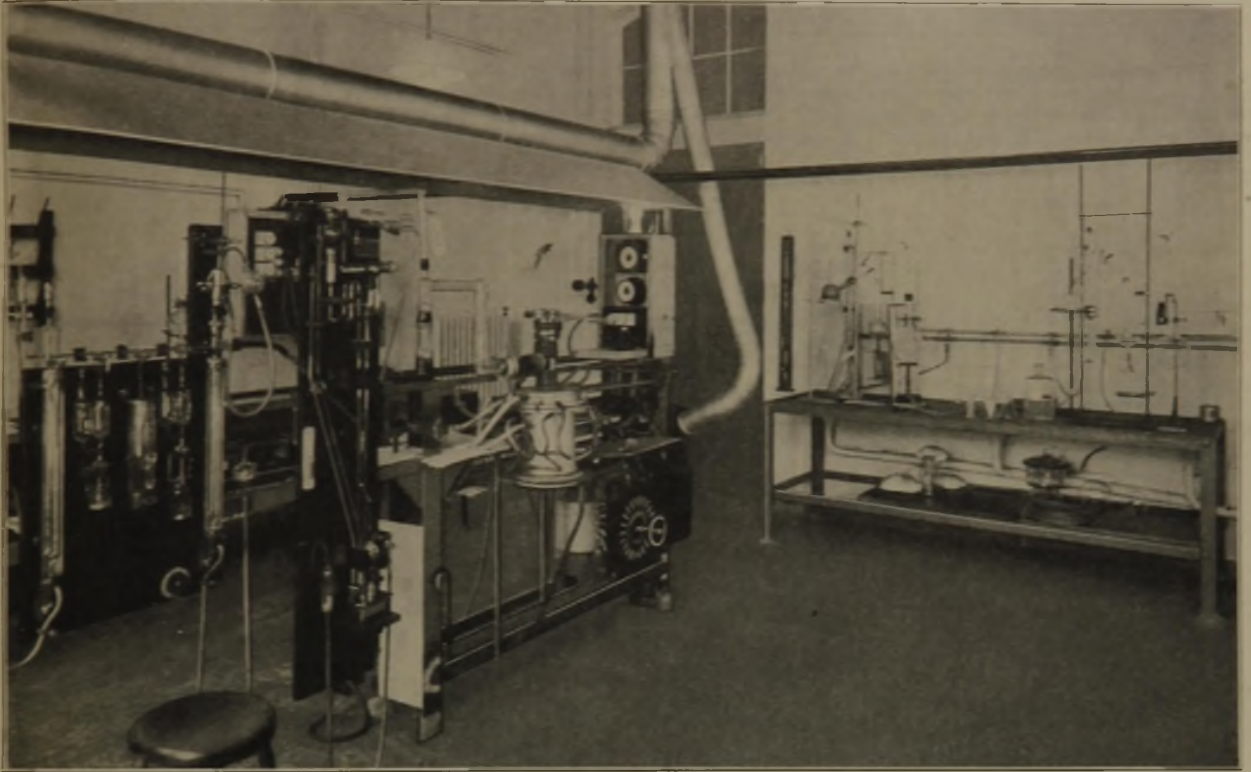


Bild 1 und 2. Räume für die Heißextraktionsapparate nach dem Umbau.

gewährleistete. Die Bilder zeigen den Raum nach seiner Ausgestaltung. Der Holzbelag und Teerunterbelag des Fußbodens wurde bis zur Betondecke entfernt, um etwaige alte Quecksilberherde im Boden unschädlich zu machen. Auf die Betondecke wurde dann ein fugenfreier Papiersteinboden aufgetragen, der sich, wellenförmig angelegt, zwischen den Apparaten einem Tiefpunkt zuneigt, an dem verstreutes Quecksilber in versenkten Gefäßen gesammelt und leicht entfernt werden kann. Die Mitte des Raumes nehmen drei in den Boden eingelassene massive Eisenstative ein, die als Aufhängevorrichtung für die Heißextraktionsapparate dienen, um so dem Quecksilber weitgehend die Möglichkeit zu nehmen, sich unter einer Bodenplatte od. ä. zu verlieren. Die Eisenstative wurden oberhalb des Bodens noch 10 cm hoch konisch mit Holzzementmasse umkleidet, um tote Winkel oder Quecksilberfallen zu vermeiden. Die Gas-, Wasser- und Stromzuführung erfolgt von oben her, so daß Bodenschächte fortfallen.

Zur Entlüftung des Raumes wurde auf dem Dachboden ein starker Ventilator aufgestellt, der die Abluft durch gemauerte Kanäle aus dem Arbeitsraum absaugt. Die Betätigung des Ventilators geschieht vom Arbeitsraum aus, wo eine Signallampe eine einfache Ueberwachung gestattet. Die gemauerten Kanäle sind durch weite verzinkte Rohre mit den drei Arbeitsplätzen verbunden, die einmal in ihrer vollen Länge und Breite mit einer geschlitzten Haube überdeckt und unmittelbar an die Saugleitung angeschlossen sind, während außerdem eine gesonderte bewegliche

samte Raum mit sämtlichen Einrichtungen ständig entlüftet wird. Nach den gewerbepolizeilichen Vorschriften soll in den Arbeitsräumen, in denen Quecksilber verwendet wird, in der Stunde eine sechsmalige Lufterneuerung stattfinden. Die Sauganlage wurde jedoch auf einen zehnmaligen Luftwechsel bemessen. In dem Umfange, in dem verbrauchte Luft abgesaugt wird, strömt von der Fensterseite her durch eine etwa 40 mal 40 cm große Oeffnung Frischluft nach, die, um Zugluft zu verhindern, ein unter sämtlichen Fenstern sich hinziehendes Ver-

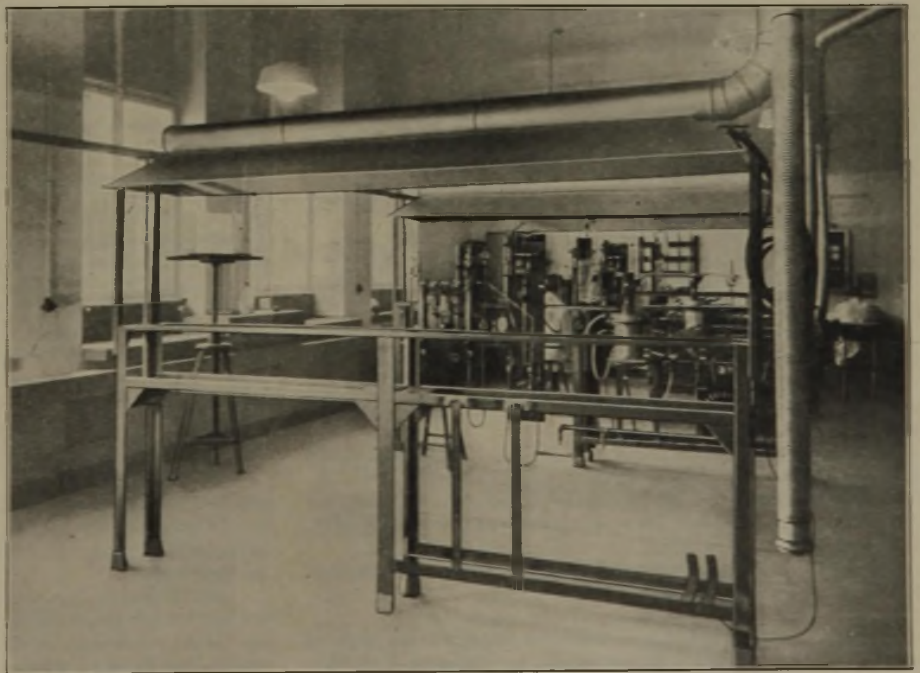


Bild 2.

(Lichtbilder: E. Kuphald, Aachen.)

teilersystem durchläuft, welches für sich nochmals regelbar ist. Es besteht jedoch außerdem die Möglichkeit, um vorübergehend eine Beschleunigung des Luftwechsels herbeizuführen, die Frischluft unter Druck dem Verteilersystem zuzuführen, wodurch im Raume ein kleiner Ueberdruck entsteht. Dies geschieht mit Hilfe eines in die Frischluftleitung eingeschalteten Ventilators, der überdies mit einer elektrischen Heizung verbunden werden kann, welche bei kühler Witterung nach Bedarf Warm- oder Heißluft liefert.

Der Raum ist zur Aufstellung von drei vollständigen Apparaten zur Bestimmung der Gase nach dem Heißextraktionsverfahren mittels Kohlespiralofen eingerichtet, von welchen bereits zwei aufgestellt und in Betrieb genommen wurden.

Außerdem enthält der Raum die zur Bestimmung des Stickstoffes nach dem Lösungs- oder Aufschlußverfahren notwendigen Einrichtungen.

Acht Beleuchtungskörper, paarweise zwischen den Eisenstativen bis auf 3 m Bodennähe herabgezogen, geben ein nach allen Seiten gutes Licht und erleichtern die Messungen. Der Entlüftungsventilator läuft während der ganzen Arbeitszeit, der Frischluftventilator nur nach Bedarf. Der Boden wird täglich bei Schichtschluß sorgfältig ausgekehrt und das Quecksilber mittels Saugpumpe entfernt, damit die Quecksilberverdampfung während der Nacht möglichst gering bleibt. Die so geschaffene neuzeitliche Anlage hat sich bis heute in allen Punkten bestens bewährt.

Franz Willems.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 33 vom 14. August 1941.)

Kl. 7 a, Gr. 12, Sch 112 943. Verfahren zum Erzeugen von stabförmigem Walzgut. Herbert Scholz, Düsseldorf-Unterrath.

Kl. 18 a, Gr. 12, Sch 114 094. Rekuperativ betriebener Hochofenwinderhitzer. Paul Schwarze, St. Gallen (Schweiz).

Kl. 18 c, Gr. 8/80, S 130 545. Verfahren zum Reinigen von Schutzgas, insbesondere für Blankglühzwecke. Erf.: Homer D. Holler, Jeanette, Pennsylvania (V. St. A.). Anm.: Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 24 c, Gr. 6, P 76 806. Verfahren zum Betriebe von flugaschebeanspruchten mit einem wärmespeichernden Gitterwerk besetzten Ofenkammern, wie Regeneratorkammern von mit Generator-, Misch- oder Koksofengas und/oder Kohlenstaub gefeuerten Siemens-Martin-Oefen. Erf.: Dr.-Ing. Carl Kreutzer und Dr.-Ing. Alfred Mund, Düsseldorf. Anm.: Preß- und Walzwerk, A.-G., Düsseldorf-Reisholz.

Kl. 31 c, Gr. 18/02, T 54 468. Vorrichtung zum Herstellen von feuerfesten Futtern in Schleudergußkokillen. Erf.: Wilhelm Müller, Duisburg-Hamborn. Anm.: August-Thyssen-Hütte, A.-G., Duisburg-Hamborn.

Kl. 42 k, Gr. 20/02, L 87 131. Dauerprüfmaschine zur Erzeugung von Wechselkräften. Dr.-Ing. habil. Ernst Lehr, Augsburg.

Kl. 42 k, Gr. 20/02, L 100 375. Dynamisch wirkende Werkstoffprüfmaschine. Dr.-Ing. habil. Ernst Lehr, Augsburg.

Kl. 42 k, Gr. 29/03, M 142 713. Prüf- oder Stauchpresse für Rohre. Erf.: Heinrich Heetkamp, Buderich (Bez. Düsseldorf). Anm.: Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 33 vom 14. August 1941.)

Kl. 18 c, Nr. 1 506 722. Ein- und Ausstoß-Muldenanordnung in Glühöfen, insbesondere Schrittmacher- bzw. Hubbalken-Glühöfen. Stahl & Droste, Industrie-Ofenbau, Düsseldorf-Oberkassel.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 725. Elektrisch beheizte Kammer für Durchgangsöfen zum ununterbrochenen Blankglühen. Deutsche Waffen- und Munitionsfabriken, A.-G., Berlin-Charlottenburg 2.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 748. Glüh- und Härtekasten. Stahlwerke Röchling-Buderus, A.-G., Wetzlar.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 749. Türziehvorrückung für schwere Industrieöfen. Carl Dickmann, Essen.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 755. Beschickungskorb für Vergütungsöfen. Olga Uhlendorff, geb. Engelhardt, Berlin W 15.

Kl. 18 c, Gr. 1 506 756. Beschickungswagen für Industrieöfen. Olga Uhlendorff, geb. Engelhardt, Berlin W 15.

Kl. 18 c, Gr. 1 506 757. Deckelhebevorrichtung für Industrieöfen. Olga Uhlendorff, geb. Engelhardt, Berlin W 15.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 758. Schaffplatte für Industrieöfen mit selbsttätiger Bedienungseinrichtung. Olga Uhlendorff, geb. Engelhardt, Berlin W 15.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 761. Druckstück für Punktiervälzen an Bandenknickanlagen. Hoersch, A.-G., Dortmund.

Kl. 18 c, Nr. 1 506 764. Umwälz- und Kühlvorrichtung für Abschreckbäder. Blank & Flemmig, Industrieofenbau-Boyeöfen, Berlin-Kaulsdorf.

Kl. 21 h, Nr. 1 506 657. Schmelzrinne für Induktionsöfen. Rheinmetall-Borsig, A.-G., Berlin W 8.

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

Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 c, Gr. 8₅₅, Nr. 685 657, vom 5. Dezember 1934; ausgegeben am 9. Juni 1941. Eisen- und Hüttenwerke, A.-G., in Bochum. *Verfahren zur Behandlung von gezünderten, warmgewalzten Transformatorenblechen.*

Die Bleche werden zuerst gebeizt, gepulvt und getrocknet, dann durch Kaltwalzen geglättet, darauf durch Eintauchen in ein Phosphatbad, das vorzugsweise aus Trinatriumphosphat besteht, mit einem Schutzüberzug versehen.

Kl. 18 c, Gr. 14, Nr. 690 484, vom 27. Oktober 1936; ausgegeben am 22. Mai 1941. Ing. Franz Köhler in Wien. (Erfinder: Rudolf Schmidt in Wien.) *Verfahren, auf hohe Festigkeit, z. B. Dauerfestigkeit, beanspruchte Werkstücke aus Metall oder Metallegierungen durch Kaltverwindung von Stäben, Drähten od. dgl. in sich herzustellen.*

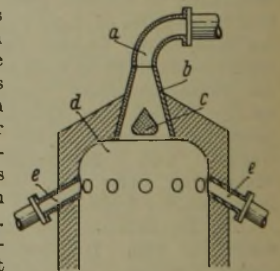
Der einzelne Stab wird beim Verwinden einer axialen, unter der Fließgrenze liegenden Zugbelastung ausgesetzt. Bei Betonarmierungseinlagen aus etwa kreisrunden, mit Längsrippen versehenen Profilstäben wird der einzelne eine oder mehrere durchgehende oder unterbrochene Rippen aufweisende Profilstab derart in sich verwunden, daß ein oder mehrere möglichst flache Schraubgänge entstehen und gleichzeitig sowohl die Haftfestigkeit als auch die Streckgrenze erhöht werden.

Kl. 48 c, Gr. 2₀₁, Nr. 704 222, vom 16. April 1939; ausgegeben am 26. März 1941. Walter Kerstan in Frankfurt (Main)-Eschersheim. *Verfahren zur Herstellung von Emails unter Verwendung von Hochofenschlacke.*

Sodaentschwefelungsschlacke wird unter Zusatz von hochdisperser Reduktionskohle entschweifelt; außer Kohle können auch noch Fluoride zugesetzt werden. Bei dem Entschwefelungs- oder Entfärbungsverfahren kann der Schlacke gleichzeitig Kieselsäure zugesetzt werden.

Kl. 40 a, Gr. 2₀₁, Nr. 704 397, vom 21. April 1936; ausgegeben am 29. März 1941. Oesterreichische Dynamit-Nobel-A.-G. in Wien. (Erfinder: Dr. Heinrich Hiller und Dipl.-Ing. Rudolf Pitz in Wien.) *Schachtofen.*

Durch die Leitung a wird das Erzstaub-Luft-Gemisch in die kegelförmig nach unten erweiternde Vorkammer b des Schachtofens zum Abströmen von staubförmigem Gut zugeführt. Durch den in der Vorkammer angeordneten Prallkörper c wird den senkrecht abwärts strömenden Erzteilchen bereits ein Teil der Strömungsenergie entzogen. Eine weitere wesentliche Verlangsamung der Sinkgeschwindigkeit dieser Teilchen bewirken dann die aus den schräg aufwärts gerichteten, unterhalb der Vorkammer gleichmäßig am Umfang verteilten und in den Reaktionsraum d mündenden Düsenröhren e austretenden Gas- oder Zweitluftstrahlen.



Kl. 18 b, Gr. 1₀₂, Nr. 704 495, vom 14. April 1937; ausgegeben am 1. April 1941. Deutsche Eisenwerke, A.-G., in Mülheim a. d. Ruhr. (Erfinder: Dr.-Ing. Harald Bruhn in Duisburg-Meiderich.) *Verfahren zur Verfeinerung des Graphits im Gußeisen.*

Der flüssigen Schmelze werden titanhaltige Stoffe, z. B. kohlenstoffhaltiges Ferrotitan, und sauerstoffhaltende nicht an Titan gebundene Stoffe, z. B. Eisen- oder Manganerz, in einem dem Einsatz entsprechenden Verhältnis als beide Stoffe enthaltende Formlinge zugesetzt.

Kl. 48 b, Gr. 9, Nr. 704 434, vom 28. April 1937, ausgegeben am 31. März 1941. Hoesch A.-G. in Dortmund. (Erfinder: Dr. phil. Wilhelm Bohnholtzer in Dortmund.) *Umkehrrollenführung für Aluminiumtauchbäder.*

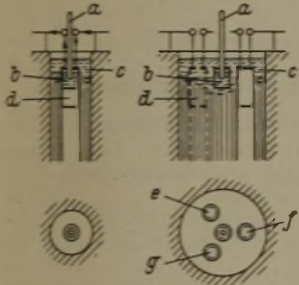
Für die beweglichen und auf Reibung beanspruchten oder die nur auf Reibung beanspruchten Teile wird Kohle, besonders Graphit, verwendet, dem noch Ton, gegebenenfalls Siliziumkarbid, zugesetzt werden kann.

Kl. 40 b, Gr. 17, Nr. 704 463, vom 28. August 1938; ausgegeben am 31. März 1941. Fried. Krupp A.-G. in Essen. (Erfinder: Dr. Walther Dawhl in Kohlhasenbrück, Post Babelsberg, und Dr. Hermann Franßen in Essen.) *Verfahren zur Herstellung von gesinterten Hartmetallen aus pulverförmigen Ausgangsstoffen.*

Die Ausgangspulver der Hartmetalle werden zum Mischen und/oder zur Vorbereitung des Pressens nach Einfüllen in das Mischgefäß und/oder nach Einfüllen in die Preßform der Einwirkung von Ultraschallschwingungen unterworfen. Das Mischen kann in einer Flüssigkeit, vorzugsweise in einer nicht oxydierend wirkenden, vorgenommen werden.

Kl. 31 e, Gr. 21, Nr. 704 511, vom 9. Mai 1937; ausgegeben am 1. April 1941. Siegfried Junghans in Stuttgart. (Erfinder: Siegfried Junghans in Stuttgart und Erich Müller in Stuttgart-Obertürkheim.) *Verfahren und Vorrichtung zum ununterbrochenen Gießen von rohrförmigen Gußstücken oder mehreren Strängen.*

Durch das Rohr a fließt das Metall in den unter der Rohrmündung angebrachten Becher b und verteilt sich von dort aus gleichmäßig über den ganzen Gießformquerschnitt, so daß sich der flüssige Gießkopf c bildet. Das Metall erstarrt nicht nur an der Gießformwand, sondern auch an den Wandungen des durch Wasser, Öl, Luft od. dgl. dauernd gekühlten unterhalb des Bechers b vorgesehenen hohlen Dornes d unter dem Gießkopf, so daß sich an dieser Stelle in dem erstarrenden Gußstück ein der Gestalt des Dornes entsprechender Hohlraum bildet. Da beim ununterbrochenen Gießen der gesamte Gußquerschnitt dauernd nach unten weggezogen wird, wird auch der am Dorn bestehende Hohlraum sich fortlaufend in dem Gußstück ausbilden und somit ein durchgehendes Loch in der Mitte des Gußstückes bilden (Bild 1). Bei der Ausführung nach Bild 2 sind drei Dorne e, f, g vorgesehen, so daß beim Gießen ein Körper mit drei durchgehenden Hohlungen entsteht (Bild 2).



bildet. Da beim ununterbrochenen Gießen der gesamte Gußquerschnitt dauernd nach unten weggezogen wird, wird auch der am Dorn bestehende Hohlraum sich fortlaufend in dem Gußstück ausbilden und somit ein durchgehendes Loch in der Mitte des Gußstückes bilden (Bild 1). Bei der Ausführung nach Bild 2 sind drei Dorne e, f, g vorgesehen, so daß beim Gießen ein Körper mit drei durchgehenden Hohlungen entsteht (Bild 2).

Kl. 1 a, Gr. 35, Nr. 704 645, vom 30. Dezember 1938; ausgegeben am 3. April 1941. Röchling'sche Eisen- und Stahlwerke, G. m. b. H., in Völklingen, Saar. (Erfinder: Dr.-Ing Hans Zieler in Völklingen, Saar.) *Verfahren zur Trennung von metallgranalienhaltigen Schlacken.*

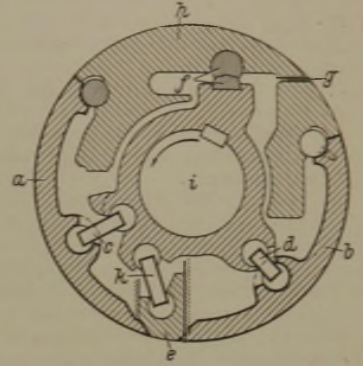
Die Schlacken werden in nahezu reines Schlackenmehl und blanke Granalien durch Umführen des Gemisches im Kreislauf zwischen einer Trommelmühle und einem Windsichter unter ununterbrochener Aufgabe des Schlacken-Granalien-Gemenges getrennt, wobei die Gutaufgabe nach übermäßiger Anfüllung der Mühle durch Anreichern des aufgegebenen Gutes an Granalien zeitweise abgestellt und dann das Aufgabegut solange im Kreislauf zwischen Mühle und Windsichter befördert wird, bis die gesamten reinen Schlackenbestandteile herausgemahlen und in Mehlförmigkeit herausgeblasen sind, während die zwischen Mühle und Windsichter kreisenden nicht gemahlene Granalien für sich abgeführt werden.

Kl. 7 b, Gr. 5₀₁, Nr. 704 646, vom 12. Februar 1937; ausgegeben am 3. April 1941. Demag, A.-G., in Duisburg. (Erfinder: Erich Zschülle in Duisburg.) *Wickeltrommel für bandartiges Walzgut.*

Vor Beginn des Aufhaspeln befindet sich die Trommel im zugeklappten Zustand, d. h. die einen Teil des Trommelumfang bildenden Segmente a, b sind nach innen eingeschwenkt, wobei auch die Gelenke c, d eine andere als im Bild dargestellte Lage haben. Auch die Fülleiste e befindet sich in zurückgezogener Lage, wobei die beiden Teile f der Klemmvorrichtung auseinandergerückt sind, so daß die durch den Schlitz g eingeführte Bandspitze zwischen die beiden Teile f eingeschoben werden kann. Hierauf wird bei gleichzeitigem

Festhalten des aus den Segmenten a, b, h gebildeten Teiles zuzüglich der Fülleiste e die Welle i in Bewegung gesetzt, und zwar im Sinne des Pfeiles. Dabei werden die Gelenkstücke c, d in die radiale Lage zur Welle, d. h.

in die Totlage gedrängt und rücken hierbei die Segmente a, b nach außen. Das gleiche Bewegungsspiel findet bei der Gelenkleiste k statt, jedoch eilt hierbei wegen der größeren Schräglage der Gelenkleiste k das Füllstück e nach und schließt den zwischen den beiden Segmenten a, b bestehenden Spalt. Gleichzeitig wird die Bandspitze zwischen den beiden Teilen der Klemmvorrichtung f eingeklemmt und festgehalten, so daß im Weiterlauf der Trommel nach Aufheben oder Lockern der Abbremsung das Aufwickeln vor sich geht.

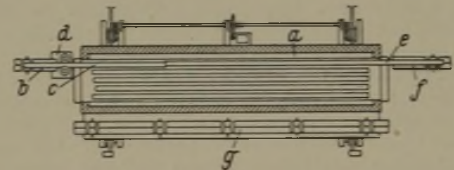


Kl. 7 a, Gr. 8, Nr. 704 659, vom 2. August 1935; ausgegeben am 3. April 1941. Dipl.-Ing. Friedrich Eugen Maier in Berlin-Charlottenburg. *Walzverfahren zur Erzeugung von Blechen oder Profilen.*

Gemeinsam mit dem Walzgut von zunächst gleicher Dicke wird in einem geschleppten oder angetriebenen Walzenpaar eine Schablone aus hartem, unverformbarem Werkstoff oder ein Dickenlehrenblech durchgewalzt, dessen über seine Länge nach vorausbestimmter Gesetzmäßigkeit veränderliche Dicke sich auf das Walzgut umgekehrt mit der gleichen Gesetzmäßigkeit und Genauigkeit überträgt und so das Fertigerzeugnis bestimmt. Dabei ist die Höhe des Walzspaltes gleichbleibend, und die Dickenlehre liegt an der einen und das Werkstück an der anderen Walze an; das Fertigerzeugnis nimmt also die keilförmige Neigung der Dickenlehre an.

Kl. 7 a, Gr. 27₀₁, Nr. 704 660, vom 12. Juli 1938; ausgegeben am 3. April 1941. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. (Erfinder: Heinrich Heetkamp in Düsseldorf-Büderich.) *In die Fördervorrichtung zweier hintereinanderliegenden Warmbearbeitungsvorrichtungen (Walzwerke) eingebauter Ofen.*

Der z. B. als Zwischenwärmofen zwischen zwei Rohrwälzwerken dienende Ofen a ist senkrecht zur Förderrichtung der



Rohre verfahrbar. Soll er das Walzgut auf die für den nachfolgenden Arbeitsgang erforderliche Temperatur erhitzen, so wird er mit der Türseite vor den Zufuhrrollgang b gefahren. Das zu wärmende Rohr c wird von der Einstoßvorrichtung d in den Ofen hineingeschoben. Durch das Rohr c wird zugleich ein fertiggewärmtes Rohr e aus dem Ofen gedrückt und gelangt über den Abfuhrrollgang f zum nachfolgenden Walzwerk. Ist eine Zwischenwärmung nicht nötig, so wird der Hilfsrollgang g in die Bahn der Rollgänge b und f eingefahren. Die Rohre werden durch die angetriebenen Rollen des Hilfsrollganges g zum Abfuhrrollgang f befördert.

Kl. 1 a, Gr. 28₀₅, Nr. 704 918 vom 14. Juni 1936; ausgegeben am 10. April 1941. Metallgesellschaft, A.-G., in Frankfurt a. M. (Erfinder: Dr.-Ing. Carl Paul Debuch in Frankfurt a. M. und Dipl.-Ing. Karl Gröppel in Bochum.) *Verfahren zur Mitgewinnung der Phosphorite bei der Aufbereitung armer oolithischer und Konglomerateisenerze.*

Die durch oxydierende oder reduzierende Röstung behandelten Erze werden zum Trennen der eisenreichen und phosphorischen Bestandteile von den armen Bestandteilen einer Luftaufbereitung unterworfen. Auch kann nach magnetisierender Röstung das Röstgut magnetisch geschieden und das unmagnetische Gut zum Gewinnen der phosphorischen Bestandteile der Luftaufbereitung unterzogen werden.

Wirtschaftliche Rundschau.

Bestellregelung für spanabhebende Werkzeuge.

— Die in § 5 der Gemeinsamen Anordnung der Reichsstelle für Eisen und Stahl und des Bevollmächtigten für die Maschinenproduktion über die Bestellregelung für spanabhebende Werkzeuge vom 1. Juli 1941¹⁾ festgesetzte Frist für die Zurückziehung der die Bestellberechtigungen überschreitenden Aufträge ist bis zum 10. September 1941 verlängert worden²⁾.

Maßnahmen in den Vereinigten Staaten von Nordamerika zur Milderung des Roheisen- und Stahlmangels. — Die Regierung der Vereinigten Staaten von Nordamerika hat in der letzten Zeit verschiedene Maßnahmen getroffen, um den Rohstoffmangel, der sich in allen Zweigen des industriellen Schaffens gezeigt hat, zu mildern. Diese Mangelerscheinungen haben sich besonders dadurch gezeigt, daß die Anforderungen, die durch das Englandhilfe-Gesetz an die Industrie gestellt werden, immer größer werden. Man hat an ihnen auch nichts ändern können, indem man auf Grund privater Abmachungen Einschränkungen in der Erzeugung von Gegenständen des täglichen Bedarfs vornahm. Nunmehr hat das

¹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 783.

²⁾ Reichsanzeiger Nr. 186 vom 12. August 1941.

Buchbesprechungen.

Seith, W., und K. Ruthardt: Chemische Spektralanalyse. Eine Anleitung zur Erlernung und Ausführung von Spektralanalysen im chemischen Laboratorium. 2., verb. Aufl. Mit 68 Abb. im Text u. 1 Taf. Berlin: Julius Springer 1941. (X, 125 S.) 8°. 7,50 *R.M.*

(Anleitungen für die chemische Laboratoriumspraxis. Hrsg. von E. Zintl. Bd. 1.)

Nachdem die erste Auflage dieses Buches¹⁾ in den analytischen Laboratorien außerordentlich schnell Eingang gefunden und damit einem dringenden Bedürfnis entsprochen hat, dürfte auch die vorliegende Neubearbeitung mit ihrer inhaltlich weitgehend übereinstimmenden Gliederung diese Aufgabe weiterhin erfüllen. Einige kleinere Aenderungen und Ergänzungen erfolgten in Anpassung an die letzten Fortschritte der Emissionsspektralanalyse. Bei der Beschreibung der allgemeinen Grundlagen sind die theoretischen Ausführungen über die Dispersion und Auflösung etwas ausgedehnter behandelt. Im Abschnitt über die qualitative Analyse erfolgt eine eingehendere Darstellung der photographischen Arbeitsweise und Auswertung im Projektor. Den Darlegungen über die quantitative Analyse ist ein kurzes Kapitel über die halbquantitative Bestimmung vorangestellt. Bei den zum Schluß besprochenen Verfahren für besondere Zwecke sind Uebungsaufgaben der Flammenspektralanalyse nach Lundegardh und Schuhknecht-Waibel neu hinzugezogen.

Die Verfasser haben in dieser Schrift mit großem Geschick die für die technische Analyse wichtigsten Arbeitsverfahren und Anwendungsgebiete zusammengestellt. Sie ermöglichen, dank einer klaren und übersichtlichen Darstellung, eine ausgezeichnete Einführung und Bekanntschaft mit dem handwerklichen Rüstzeug dieses Analysegebietes. Das vorliegende Buch wird weiterhin viele neue Freunde gewinnen. *Otto Schließmann.*

Münzinger, Friedrich: Ingenieure. Betrachtungen über Bedeutung, Beruf und Stellung von Ingenieuren. Mit 34 Abb. u. 10 Bildnissen. Berlin: Julius Springer 1941. (VII, 136 S.) 6,90 *R.M.*

Ein Ingenieur singt hier das Hohelied seines Standes, rückblickend auf ein arbeits- und erfahrungsreiches, ein von Erfolg gekröntes Berufsleben. Mehr als eine kritische Besprechung mögen zwei Stellen den Geist des Buches zeigen:

„Der Umstand, daß Konstruieren von Maschinen sachliches Denken und nüchterne Berechnung verlangen und eine Fabrik nach kaufmännischen Grundsätzen arbeiten muß, trug zu dem Trugschluß bei, der Ingenieurberuf sei etwas Nüchternes, rein Materialistisches.“

„Ganzer Ingenieur sein heißt, zu einem gesunden Ausgleich zwischen seinem Beruf als Existenzquelle und als einer innerlich befriedigenden Lebensaufgabe kommen. Ganzer Mensch sein heißt, einen gesunden Ausgleich zwischen den Anforderungen des Berufes und denen des übrigen Lebens zu finden.“

Freuden und Leiden unseres Berufes schildert Münzinger als werbender Ratgeber auch für den heutigen und künftigen Nachwuchs, an den er verba magistri richtet. Durch seinen Mund sprechen die großen Ingenieure vergangener Zeiten; der Triumphzug der Technik wandert an uns vorüber. Wir sehen den

Produktionsamt die Einführung eines uneingeschränkten Zwangsvorrechtes für den Bezug von Roheisen sowie die Errichtung einer alleinigen Verkaufsstelle für Roheisen bekanntgegeben, an die monatlich bestimmte Mengen, die durch das Produktionsamt nach Maßgabe der Dringlichkeit zugeteilt werden, abzuführen sind. Die Abgabepflicht beginnt im September. Die abzugebende Menge wird vom Produktionsamt festgesetzt.

Wie empfindlich der Stahlmangel in den Vereinigten Staaten sein muß, ergibt sich daraus, daß sich die Regierung nunmehr gezwungen sieht, die gesamten Stahlvorräte unter Regierungsaufsicht zu nehmen, d. h., daß sämtliche Stahlvorräte beschlagnahmt wurden. Eine solche Verlautbarung erfolgte am 10. August 1941 durch das Produktionsbüro der Regierung. Man begründet diese Maßnahme mit der zunehmenden Verknappung gewisser Stahllieferungen und der Notwendigkeit, den Rüstungsaufträgen unter allen Umständen den Vorrang vor privatwirtschaftlichen Wünschen zu sichern. Diese Begründung der neuerlichen Maßnahme läßt ohne weiteres erkennen, daß man in den Vereinigten Staaten die Ansprüche der Privatwirtschaft noch weiter erheblich zurückschrauben wird, weil eben die für die Rüstungswirtschaft notwendigen Rohstoffmengen mit jedem Tage knapper werden.

Ingenieur als Kulturschöpfer und Mitglied der deutschen Kulturgemeinschaft; aber auch manches sehr nachdenkliche Wort spricht er zu den Standesgenossen. So ist dieses Berufsbild auch für den älteren Ingenieur ein anregender Lesestoff für den Sonntag. *Kurt Rummel.*

Vereins-Nachrichten.

Verein Deutscher Eisenhüttenleute.

Änderungen in der Mitgliederliste.

<i>Baldwin, Gert</i> , Dipl.-Ing., Kassel, Heeringenstr. 14.	38 006
<i>Baum, Carl</i> , stellv. Vorstandsmitglied der Klöckner-Werke A.-G., Duisburg; Wohnung: Am Kaiserberg 3 I.	27 016
<i>Fromm, Hans</i> , Dr.-Ing., München 23, Kaulbachstr. 91.	12 028
<i>Gaertner, Friedrich-Wilhelm</i> , Dr., Direktor, Berlin-Charlottenburg 9, Olympische Str. 12.	03 024
<i>Klinar, Hermann</i> , Dr.-Ing., Direktor, Krainische Industrie-Gesellschaft, Assling-Wurzener Save (Südkärnten).	24 045
<i>Leithner, Hermann</i> , Dipl.-Ing., Reichswerke A.-G. Alpine Montanbetriebe „Hermann Göring“, Hütte Linz, Linz (Oberdonau); Wohnung: Spallerhof, Angestellten-Ledigenheim.	27 155
<i>Oroszy, Karl</i> , Dipl.-Ing., Krainische Industrie-Gesellschaft, Assling-Wurzener Save (Südkärnten).	23 133
<i>Reit, Hans</i> , 1. Hochofenassistent, Reichswerke A.-G. für Erzbau u. Eisenhütten „Hermann Göring“, Watenstedt über Braunschweig; Wohnung: Braunschweig, Robert-Ley-Platz 9.	38 149
<i>Riener, Franz</i> , Dipl.-Ing., Leiter der Stahlgießerei der Lindener Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Hannover-Linden; Wohnung: Hannover S, Auf dem Emmerberge 4.	39 454
<i>Rösner, Oskar</i> , Dr. mont., Dipl.-Ing., Direktor, „Ruda“ A.-G., Preßburg (Slowakei); Wohnung: Brückengasse 6.	24 082
<i>Scherber, Rudolf</i> , Dipl.-Ing., Betriebsleiter, Poldihütte A.-G., Kladno (Böhmen); Wohnung: Quergasse 1533.	40 228
<i>Strasmann, Wolfgang</i> , Dipl.-Ing., Düsseldorf 1, Bismarckstr. 29.	40 194
<i>Thiele, Arthur</i> , Dr.-Ing. E. h., Professor, Hüttendirektor i. R., Rhöndorf (Rhein), Adolf-Hitler-Str. 60.	03 036
<i>Weber, Ernst Karl</i> , Ingenieur, Direktor, Betriebsführer der Temag, Teplitzer Maschinenfabrik A.-G., Teplitz-Schönau (Sudetenland); Wohnung: Meißner Str. 20.	19 106

Neue Mitglieder.

<i>Back, Ernst</i> , Dr. rer. nat., Dipl.-Chem., Chefchemiker, Metallwerke, Hulleischen (Sudetenland); Wohnung: Haus 159.	41 304
<i>Hesse, Rudolf</i> , Ingenieur, Betriebsführer der Fa. OEKONA-Kesselreparatur- u. Schweißwerk Renger & Hesse, Tetschen (Sudetenland); Wohnung: Gartenstr. 1062.	41 305
<i>Höllershinken, Anton</i> , Dipl.-Ing., Oberingenieur, Hoesch A.-G., Dortmund; Wohnung: Zietenstr. 20.	41 306
<i>Koch, Franz</i> , Dipl.-Ing., Poldihütte A.-G., Kladno (Böhmen); Wohnung: Tomekgasse 2801.	41 307
<i>Neuman, Heinrich</i> , Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Differdinger Stahlwerke A.-G., Differdingen (Luxemburg); Wohnung: Alexanderstr. 14.	41 308
<i>Schmick, Otto</i> , Geschäftsführer der Mannesmannröhren- u. Eisenhandel G. m. b. H., Frankfurt (Main) 17, Westendstr. 45.	41 309

¹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 243.