

# STAHL UND EISEN

## ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

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

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

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

HEFT 38

17. SEPTEMBER 1942

62. JAHRGANG

### Erfahrungen bei der Verkokung und Schwelung von Saar- und lothringischer Kohle.

Von Walter Gollmer in Saarbrücken.

[Bericht Nr. 86 des Kokereiausschusses\*].]

*(Kokereitechnische Eigenschaften der Steinkohlen des Saarbeckens und Lothringens. Notwendigkeit des Zusatzes von Magerungsmitteln. Möglichkeiten der Magerung und bisher verwendete Zusätze. Schwelkoks als Magerungsmittel und seine Erzeugung aus Saar- und Lothringer Kohle. Eigenschaften der Schwelzerzeugnisse und ihre Beziehungen zu den in der Kohle enthaltenen Harzen.)*

An der Ruhr ist man dank der „Intelligenz der Flöze“ gewohnt, ohne großen technischen Aufwand aus der dortigen Fettkohle einen guten Koks zu erzeugen. Leider sind die meisten anderen Steinkohlenbezirke Großdeutschlands in viel weniger glücklicher Lage; für sie ist die Herstellung von gutem Hüttenkoks bereits eine Kunst, die nicht nur eingehende Kenntnis der inneren Eigenschaften aller zur Verfügung stehenden Kohlenarten, sondern auch den Einsatz weitgehender technischer Hilfsmittel verlangt. Dies gilt für das Steinkohlenbecken der Westmark in ganz besonderem Maße.

Der Gehalt an flüchtigen Bestandteilen der Saar- und lothringischen Kohlen liegt durchweg bei 30 bis über 40 %; sie würden also nach der alten Muckchen Einteilung den Gas-, wenn nicht gar den Gasflammkohlen zuzurechnen sein. Hier versagt jedoch diese Einteilung, denn man findet unter ihnen echte Fettkohlen, sowohl in bezug auf das Backvermögen als auch auf den inneren Aufbau, so daß der Gehalt an flüchtigen Bestandteilen überhaupt keine ausschlaggebende Rolle für die Einstufung mehr spielt.

Der hohe Gehalt an flüchtigen Bestandteilen verlangt jedoch bei der Verkokung besondere Maßnahmen, unter denen der Stampfbetrieb als wichtigste zu nennen ist. Daß auch die Saarkohle zum Zwecke einer möglichst gleichmäßigen Durchmischung der einzelnen petrographischen Bestandteile fein gemahlen werden muß, ist selbstverständlich. Ferner ist wohl auch allgemein bekannt, daß man derartig gasreiche Kohlen wegen ihres starken Schwindens beim Koken mageren muß, um der Sprödigkeit, Querrissigkeit und dadurch bedingten Kleinstückigkeit des erzeugten Kokses entgegenzuarbeiten.

Aus Mangel an eigenen geeigneten wohlfeilen Magerungsmitteln benutzen die Saarkokereien bisher Ruhr- und Aachener Kokskohle, wobei sie den treibenden Sorten den Vorzug geben. Abgesehen von den nicht unerheblichen Frachtkosten und der sich in Kriegszeiten besonders nach-

teilig auswirkenden Frachtraumbelastung, muß man sich darüber klar sein, daß man mit derartigem Zusatz den Koks wohl verbessert, andererseits aber recht erheblich von fremden Kokskohlenvorräten zehrt, die am Ort der Erzeugung schon knapp genug sind. Man wird eine derartige Maßnahme deshalb nur als vorübergehenden Behelf, keineswegs aber als Endlösung anzusprechen haben, und alle Maßnahmen sind willkommen, die eine Koksvergütung mit eigenen Hilfsmitteln und Rohstoffen ermöglichen.

Das einfachste und billigste Magerungsmittel ist die in der Kohle enthaltene Asche; leider ist sie jedoch bei jedem Verbraucher unbeliebt und daher nur bis zu gewissen festen Grenzen zugelassen. Oft bringt der Zusatz nichtbackender, hochgasreicher Flammkohle eine gewisse Koksverbesserung mit sich, besonders in Mischung mit anderen Magerungsmitteln. Auch der Zusatz von Flotationskohle hat sich recht gut bewährt, nicht allein wegen der darin nachzuweisenden Inertstoffe, wie Fusit, sondern sie stellt gut untermischt wegen ihrer Feinheit ein gutes Zementierungsmittel dar, das den Stampfkuchen besser verdichtet und standfester macht.

Ein sehr brauchbares Mittel zur Magerung ist sodann der Zusatz von feingemahlenem Hochtemperaturkoksgros, jedoch ist die hierfür zur Verfügung stehende Menge meistens durch den natürlichen Grusanfall von 4 bis 5 % beschränkt. Weiter hat sich gezeigt, daß das Mahlen des Gruses allein nicht genügt, sondern das zuzusetzende Mehl muß auch möglichst trocken sein, auf jeden Fall so trocken, daß die einzelnen Teilchen nicht mehr zusammenklumpen. Dies tritt bei etwa 5 bis 7 % Feuchtigkeit ein. Alle geklumperten Teilchen bedeuten dabei einen Verlust für die Magerung. Der Magerungserfolg ist ferner um so größer, je gleichmäßiger das Magerungsmittel auf die Gesamtmenge der Kohle verteilt wird.

Eine der Saarfettkohlen, die nur gemahlen und gestampft in einer 450 mm breiten Kammer bei 24stündiger Garungszeit eine Festigkeit von 35 bis 40 Trommleinheiten ergibt, läßt sich durch den natürlich anfallenden Grus in Form von 4 bis 5 % Hochtemperaturkoksmehl bis auf 58 bis 63 Trommleinheiten verfestigen. Diese Zahlen sind selbstverständ-

\*) Vorgetragen in der Sitzung des Deutschen Ausschusses für Kokereiewesen am 13. April 1942 in Saarbrücken und in der Arbeitstagung der Eisenhütte Südwest in Saarbrücken am 9. Mai 1942. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.



lich noch nicht ausreichend, auch kann der Koksgrus wegen der Notwendigkeit seiner Verwendung als Sinterbrennstoff für Feinerze von den Hütten nur in Ausnahmefällen angewandt werden.

Man mußte daher noch nach weiteren Mitteln suchen, um das angestrebte Ziel eines guten Hüttenkokes für alle Saarkokereien erreichbar zu machen, ohne auf den Bezug bezirksfremder Fettkohle angewiesen zu sein.

Auf den Vorarbeiten der französischen Vorgänger fußend, haben auch die Saargruben den Schwelkoks als ein sehr vollkommenes Magerungsmittel ansprechen müssen, dessen Einsatz folgende Vorteile bietet:

1. Die Koksfestigkeit läßt sich bis nahe an 80 Trommelnheiten, d. h. bis an die von Ruhrkoks, hinaufschrauben. Durch die Erhöhung der Festigkeit wird gleichzeitig der Anfall an Kleinkoks herabgesetzt und die Ausbeute an Hochofenkoks gesteigert.

2. Sofern der Schwelkoks einer nicht- oder nur schlechtbackenden Flammkohle entstammt, wird durch die zugesetzte Menge eine echte Streckung der Kokskohlendecke erreicht. Dieser Tatsache ist heute die größte Bedeutung zuzumessen.

Eingehende Großversuche haben ergeben, daß bei üblicher Saarfettkohle die günstigste Zusatzmenge an Schwelkoksmehl bei etwa 15 % liegt, womit Festigkeiten je nach Garungszeit und Kammerbreite von 75 bis 80 Trommelnheiten erreicht werden. Unter Einsparung der bisher bezogenen Fremdkohle ist man in der Lage, auf dem Wege der Schwelung und Magerung Flammkohle in Hochofenkoks von gesteigerter Güte umzuwandeln. Dabei darf auch nicht übersehen werden, daß sich bei der Schwelung ein erhebliches Mehr an wertvollen Oelen ergibt, worauf noch später einzugehen ist.

Selbstverständlich muß auch der Schwelkoks in mehlfeiner Form zugegeben werden. Da dieser Koks weich und spröde ist, sind die Mahlkosten geringer als beim Hochtemperaturkoksgrus. Wirtschaftlich wäre es nun verfehlt, für die Erzeugung dieses Mehles von einem stückigen oder sogar festen Schwelkoks auszugehen, zumal da dessen Gestehungskosten im allgemeinen zur Zeit noch recht hoch liegen, wie man dies z. B. bei den bisher bestehenden Heizflächenverfahren feststellen muß. Man kann deshalb von den Erzeugnissen derartiger Öfen für die Magerung höchstens den Grus ausnutzen. Da die beim Brechen und natürlich anfallenden Grusmengen — man kann wohl sagen erfreulich — gering sind, ermöglichen sie nur in unbedeutendem Umfang eine Lösung der in Rede stehenden Frage.

Für die Saargruben-A.-G. ergaben sich daher für ihre Schwelpläne sehr bald zwei Richtungen. Die erste lag in der Herstellung von stückigem, dichtem und festem Schwelkoks, der als dringend benötigter rauchloser Brennstoff hauptsächlich dem Hausbrand und dem Kleingewerbe zuzuführen ist; bei der zweiten wurde die Erzeugung von mürbem, grusigem Schwelkoks angestrebt, der dann an erster Stelle für Magerungszwecke Verwendung findet.

Um die letztgenannte Aufgabe vorwegzunehmen, so war sehr bald zu erkennen, daß hierfür die bisher vorgeschlagenen Schwelverfahren ausscheiden mußten. Weder Mühe noch Kosten sind gescheut worden, um alle bekanntgewordenen Verfahren zum größten Teil sogar im Großversuch mit den hierfür in Frage kommenden Kohlenarten zu erproben. Die Gründe für das Versagen sind sehr verschieden.

Die Heizflächenverfahren müssen jedenfalls für diesen Zweck wegen ihres zu geringen bezogenen Durchsatzes aus wirtschaftlichen Gründen ausscheiden, obwohl sie technisch durchaus brauchbar sind.

Die Spülgasschwelung im Schachtofen, gleichgültig welches Verfahren gewählt wird, bedingt den Einsatz von teuren Nußkohlen. Diese Verfahrensart mußte aber auch aus technischen Gründen verworfen werden, weil die Beschickungssäule mit Saarnußkohlen fast durchweg in den Schächten zum Hängen kam. Dies ist auf das auffallend hohe Blähvermögen der weitaus meisten Saar- und lothringischen Kohlen zurückzuführen, worauf noch eingegangen wird.

Das Kiviöli-Spülgasverfahren im Tunnelofen versagte aus den gleichen Gründen bei gröberen Nußkohlen, die dabei ebenfalls stets klumpig zusammenbackten. Der Einsatz von Feinkohle oder feinkörnigen Nußkohlen war

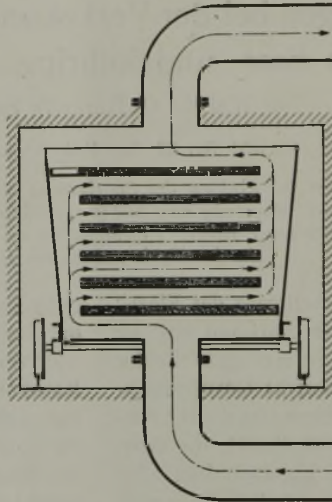


Bild 1. Drucklose Schwelung in dünner Schicht nach dem Kiviöli-Spülgasverfahren.

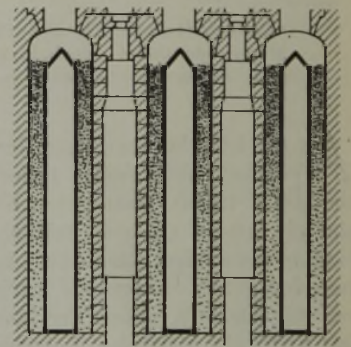


Bild 2. Schwelung im Kokssofen unter Verwendung eiserner Kerne.

wegen des hohen Widerstandes für das Heizgas völlig unmöglich. Im Versuchsbetrieb ließ das Verfahren dagegen den Durchsatz von Feinkohle und sogar Flotationsgut zu, wenn das durchzusetzende Gut in dünner Schicht auf Blechen in etwa 20 bis 30 mm dicker Schicht ausgebreitet wurde (Bild 1). Um Staubentwicklung zu vermeiden, wurden diese Bleche durch laminare Heizgasführung jeweils von unten her beheizt und das Gut oben überspült. Selbst gutbackende Fettfeinkohle oder deren Flotationsgut frittete bei derartiger Behandlung nur schwach zusammen, so daß der Schwelkoks locker und für den Sonderzweck durchaus brauchbar anfiel. Leider ließ sich das Verfahren bisher noch nicht zur technischen Reife für den Großbetrieb ausarbeiten.

Schließlich versuchte man noch, in Koksöfen zu schwelen. Hierfür wurde die Beheizung der Wände soweit als möglich herabgesetzt und die Kammern durch Einschieben eines eisernen Kernes in zwei schmale Hälften unterteilt, die nunmehr einer einseitigen Beheizung unterlagen (Bild 2). Die Schwelzeit der etwa 80 bis 100 mm breiten Kohleschichten ging auf etwa  $5\frac{1}{2}$  bis 6 h zurück, so daß ein derart betriebener Ofen täglich etwa die gleiche Menge an Schwelkoks lieferte, wie er sonst an Hochtemperaturkoks hergab. Leider bereitete das gleichmäßige und schnelle Füllen der schmalen Teilkammern große Schwierigkeiten. Sodann war der Verschleiß der eisernen Kerne recht groß, da der Koks an ihren Wänden kleben blieb und nur zusammen mit dem Kern herausgedrückt werden konnte. Durch den dann folgenden Löschvorgang wurden die Eisenkerne sehr stark beansprucht; selbst Gußeisen hielt nicht lange. Daher mußten auch diese Versuche, die sich über



mehrere Monate erstreckten, als hoffnungslos endgültig aufgegeben werden.

So stand man der Frage der billigen Erzeugung von grusigem Magerungskoks schon längere Zeit vor Ausbruch des Krieges wenig hoffnungsvoll gegenüber. Ein mehr als glücklicher Zufall war es, daß die Saargruben-A.-G. im Sommer 1941 auf einen Drehofen besonderer Bauart aufmerksam gemacht wurde, der von F. Winkler<sup>1)</sup> entwickelt worden ist. Es handelt sich um eine Dünnschichtschwelung mit hohem Durchsatz, bei der das Gut in 12 bis 15 min durchschwelt. Nähere Einzelheiten müssen abgewartet werden, bis der zur Zeit laufende Großversuch abgeschlossen ist und die Ergebnisse ausgewertet worden sind. Schon jetzt läßt sich aber sagen, daß man auch schwachbackende Feinkohle auf diesem Wege zu schwelen vermag. Der Durchsatz ist jedoch stark von den Kohleeigenschaften abhängig und wird maßgeblich von dem Rauminhalt des erzeugten Schwelkokes beeinflusst. Der Schwelkoks fällt grusig und je nach Art der Ausgangskohle mehr oder weniger gebläht an. Für ihn ergeben sich eine Reihe von Verwendungsmöglichkeiten. Fein gemahlen ist seine Magerungswirkung sehr gut, wie bereits mehrtägige Versuche in ganzen Ofengruppen erwiesen haben. Vorversuche im Eisenhüttenmännischen Institut der Bergakademie Clausthal zeigten seine Brauchbarkeit als Sinterbrennstoff für feinkörnige und mulmige Erze. Für diese Zwecke besteht ein ausgesprochener Brennstoffbedarf. Das durch Sichten entstaubte Gut läßt sich im Winkler-Gaserzeuger zu Schwach- und Synthesegas recht gut vergasen, wie ein kurzfristiger Versuch zeigte. Diese Verwendungsmöglichkeit ist besonders deshalb sehr wichtig, weil dadurch Hochtemperaturbrechkoks eingespart werden könnte, der heute im Drehrostgaserzeuger für Kokereien und chemische Betriebe benötigt wird und somit für den sonstigen stark angespannten Koksmarkt ausfällt. Die hierfür in Frage kommenden Mengen sind beträchtlich.

Eine weitere Verwendung dürfte in der Verfeuerung des groben Kornes auf dem Unterwindwandrost zu finden sein, wobei dann noch der Schwelstaub, durch Sichtung oder durch Aufmahlen des Gesamtkornes gewonnen, auf seine Verbrennungseigenschaften in der Staubfeuerung zu erproben wäre. Damit stünde in diesem Schwelofen auch eine brauchbare und wahrscheinlich billige Vorschaltenschwelung für Großkraftwerke, die für nichtbackende Feinkohle eingerichtet sind, zur Verfügung.

Obwohl es sich bei dem Winkler-Verfahren um ein ausgesprochenes Heizflächenverfahren handelt, fällt der Teer in Form von asphaltischem, wenn auch vorläufig noch staubhaltigem Dick- und normalem Dünnteer an, ähnlich wie beim Spülgasverfahren. Mengenmäßig entspricht die Teerausbeute den theoretisch erreichbaren Zahlen, auch ist der bei 550° geschwelte Koks mit einem Gehalt von 10 bis 12 % an flüchtigen Bestandteilen praktisch teerfrei.

Das Auftreten von asphaltischem Dickteer ist auffällig, denn es steht genügend Heizfläche zur Teerkrackung zur Verfügung; zudem ist der Wärmeübergang auf die Kohle schnell und überfallartig. Deshalb muß nach einer neuen Deutung für die Bildung derartiger Dickteere gesucht werden; hierauf sei später eingegangen.

Ein für den Großbetrieb gebauter Ofen wird rechnerisch, je nach Art der Kohle, im Mittel etwa 150 t trockene Feinkohle je Tag durchsetzen können. Da das Verfahren durchlaufend und weitgehend selbsttätig arbeitet, darf man einen vergleichsweise recht billigen Betrieb erwarten und auch annehmen, daß die Umwandlungskosten für den Schwel-

koks zum allergrößten Teil von den Einnahmen für die Nebenerzeugnisse gedeckt werden können. Die Saargruben-A.-G. beabsichtigt, eine Anlage für den Durchsatz von etwa 150 t täglich zu erstellen, um die Brauchbarkeit des Verfahrens im Großversuchsbetrieb und für die einzelnen Kohlenarten zu erproben.

Auf Grund der bisherigen Versuchsergebnisse hofft die Saargruben-A.-G. in dem Winkler-Drehofen den Ofen gefunden zu haben, mit dem sich für die Saar- und lothringische Fettkohle aus Flammfeinkohle ein brauchbares Magerungsmittel bisher wohl am billigsten herstellen läßt.

Sehr wahrscheinlich kann man einen derartig gewonnenen Schwelkoks nicht nur als Magerungsmittel für jüngere, gasreiche Fettkohle, sondern auch als Streckmittel für normale Koks-kohle verwenden. Der größte Teil der normalen Fettkohlen Großdeutschlands verfügt über ein sehr gutes Backvermögen. Man wird diesen Fettkohlen daher erhebliche Mengen an Schwelkoks aus Flammkohle zumischen können, ehe eine Gefährdung der bisher geforderten Koksgüte eintritt. Durch eine derartige Streckung könnte eine wirksame Schonung der heute stark angespannten Koks-kohlenvorräte erreicht werden. Bei der Bemessung dieses Zusatzes wäre weiter zu prüfen, ob man die in Zeiten offenen Wettbewerbs durchaus berechtigten hohen Anforderungen an die Koks-festigkeit unter den gegebenen Verhältnissen noch heute in vollem Umfang aufrecht-erhalten soll oder darf. Die Hochöfen vieler Bezirke sind schon lange darauf eingestellt, mit einem Koks von erheblich geringerer Festigkeit als 78 Trommeleinheiten durchaus wirtschaftlich zu arbeiten. Das Schwelgroßprogramm der Reichsregierung könnte daher auf diesem Wege ebenfalls ganz erheblich unterstützt und gefördert werden.

Um nunmehr auf die Aufgabe der Erzeugung von stückigem Schwelkoks einzugehen, so stand der Saargruben-A.-G. im Jahre 1935 als einziges das Krupp-Lurgi-Schwelverfahren zur Verfügung, dessen Ofen man seinerzeit als einigermaßen betriebsreif ansprechen konnte. Mit zwei Versuchsöfen, die mit Zellen verschiedener Breite ausgerüstet waren, konnten dann ab Sommer 1936 die einzelnen Saarkohlen auf ihre Schwelfähigkeit und Schwelwürdigkeit erprobt werden.

Bei der Eigenart des Ofens ist Feinkohle zu verwenden, und es zeigte sich sehr bald, daß die Fettkohle ausscheiden muß, weil sich bei ihrer Verwendung in der Mitte der Koks-schicht eine Schaumnacht bildet, die den Koks nicht nur porig und unansehnlich macht, sondern auch den Abrieb, die Grusbildung und Kleinstückigkeit nachteilig beeinflusst. Mit dem Uebergang zur Flammkohle verschwand die Schaumnacht, das Koksgefüge wurde dicht und fest und der Koks entsprechend spezifisch schwerer, wenn man durch Schleudern für eine Vereinheitlichung des petrographischen Gefüges sorgte und die Kohlekuchen durch Stampfen im Ofen möglichst hoch verdichtete. Ferner stellte sich die Gesetzmäßigkeit heraus, daß mit sinkendem Backvermögen die Zellenbreite immer enger gewählt werden mußte; sonst fiel der Koks mürbe und grusig an.

Auf Grund dieser Versuchserfahrungen wurde dann im Jahre 1937 die erste größere Schwelanlage in Auftrag gegeben, die allerdings durch die Ungunst der örtlichen und zeitlichen Verhältnisse erst mit Beginn des Jahres 1942 in Betrieb genommen werden konnte. Die Haupterzeugnisse Schwelkoks, Schwelteer und Schwelgas fallen in ihrer Güte sehr befriedigend aus.

Mit diesem Koks wurden unter Reichsaufsicht auf den Versuchsständen des Rheinisch-Westfälischen Kohlen-Syn-

<sup>1)</sup> DRP. 624 275 vom 4. November 1928.



dikates in Essen Verfeuerungsversuche vorgenommen und die Ergebnisse den mit Ruhranthrazit erzielten gegenübergestellt, um die Einsatzfähigkeit vom Schwelkoks im Hausbrand unter Beweis zu stellen. Mit Ausnahme des geringeren Schüttgewichtes zeigte sich der Schwelkoks dem Anthrazit gegenüber zum mindesten gleichwertig, meistens wegen seiner hohen Reaktionsfähigkeit und der damit verbundenen Sparsamkeit im Verbrauch jedoch überlegen.

Der Teer ist wegen seiner Dünflüssigkeit, seines niedrigen Stockpunktes (etwa  $-15^{\circ}$ ) und außerordentlich geringen Pechgehaltes (Zahlentafel 1) ohne weitere Verarbeitung als Heizöl verwendbar, dessen Lagerbeständigkeit auffallend ist. Der hohe Gehalt an wertvollen neutralen und sauren Oelen macht seine Weiterverarbeitung notwendig. Wege für eine verlustarme Aufbereitung sind bereits gefunden. Diese guten Eigenschaften kennzeichnen den Teer bereits als äußerst wertvollen Rohstoff, der z. B. für Hydrierzwecke bereits zu schade ist. Bei den anfallenden Benzinen ist eine verlustarme Stabilisierung gelungen.

Zahlentafel 1. Eigenschaften des Schwelteers.

| Probe vom   | 2. 3. 1942 | 7. 4. 1942 | 11. 4. 1942 |
|---|------------|------------|-------------|
| Spezifisches Gewicht bei $20^{\circ}$                   | 1,051      | 1,048      | 1,052       |
| Flammpunkt nach Pensky-Martens . . . $^{\circ}\text{C}$ | 55         | 72         | 76          |
| Viskosität bei $50^{\circ}$ . . . $^{\circ}\text{E}$    | 3,9        | 3,25       | 3,59        |
| Stockpunkt . . . $^{\circ}\text{C}$                     | $-15$      | $-16$      | $-14$       |
| Oberer Heizwert . . . WE                                | 9315       |            |             |
| Unterer Heizwert . . . WE                               | 8886       |            |             |
| Wassergehalt . . . %                                    | 0,25       | 0,37       | 0,50        |
| Kohlenstoffgehalt . . . %                               | 83,91      |            |             |
| Wasserstoffgehalt . . . %                               | 7,95       |            |             |
| Freier Kohlenstoff . . . %                              | $< 0,01$   | $< 0,01$   | $< 0,01$    |
| Aschengehalt . . . %                                    | $< 0,01$   | $< 0,01$   | $< 0,01$    |

Das Schwelgas fällt infolge der gesteigerten thermischen Zersetzung der Bitumina außerordentlich heizkräftig an. Bemerkenswert ist der hohe Gehalt an Olefinen und Gasolbestandteilen.

Sofern die örtlichen Verhältnisse die unmittelbare Verwendung des Gases für die Ofenbeheizung nicht erfordern, wird man zweckmäßig die chemisch wertvollen Verbindungen wie Aethylen der chemischen Verarbeitung, den Rest jedoch der Gewinnung von „Flüssiggas“ und „Druckgas“ zuführen (Zahlentafel 2). Das letztgenannte wird

Zahlentafel 2. Zusammensetzung des Schwelgases.

|                                   |   |  |
|-----------------------------------|---|--|
| 6,2 % $\text{CO}_2$               | 47,1 % $\text{CH}_4$ (Methan)           | } „Permagas“   |
| 0,8 % $\text{O}_2$                | 5,0 % $\text{C}_2\text{H}_6$ (Aethan)   |  |
| 7,0 % $\text{CO}$                 | 3,1 % $\text{C}_3\text{H}_8$ (Propan)   | } „Gasol“  |
| 18,6 % $\text{H}_2$               | 1,0 % $\text{C}_4\text{H}_{10}$ (Butan) |  |
| 47,1 % $\text{CH}_4$              | 4,1 % $\text{C}_2\text{H}_4$ (Aethylen) | } chemische Weiterverarbeitung auf Alkohol, Aether, Ester usw. |
| 15,0 % schwere Kohlenwasserstoffe | 1,5 % $\text{C}_3\text{H}_6$ (Propylen) |  |
| 5,3 % $\text{N}_2$                | 0,3 % $\text{C}_4\text{H}_8$ (Butylen)  |  |

wegen des hohen Methangehaltes besonders hochwertig sein und einen willkommenen Ausweibrennstoff für den Fahrzeugbetrieb darstellen.

In den Jahren 1936 bis 1938 wurden die Krupp-Lurgi-Versuchsöfen, die sich betrieblich als durchaus einwandfrei erwiesen, für die verschiedenen Saar- und auch bezirksfremde Kohlen allein und in Mischung nach jeder Richtung auf ihre Einsatzfähigkeit geprüft. Unter anderem wurde auch Formkoks hergestellt. Hierfür diente ein gußeiserner Wabenrost, der den Zellenmassen entsprach und der von unten her in den Ofen eingeführt wurde. In die freien Räume zwischen den Stegen eingepreßte Kohle schwelte infolge der guten Wärmeübertragung sehr schnell zu festen Formlingen. Leider war mit dieser Arbeitsweise sehr viel umständliche Handarbeit verbunden, so daß sie trotz der stark ver-

kürzten Garungszeit seinerzeit aufgegeben werden mußte. Wegen der Möglichkeit, auf diese Weise auch aus jüngerer Flammkohle bindemittellos sehr gute Formlinge herzustellen, wird man diesen Weg weiterverfolgen, zumal dabei gleichzeitig ein guter Teer anfällt.

Selbstverständlich hat sich die Saargruben-A.-G. mit diesem Verfahren allein nicht begnügt, sondern auch alle anderen Verfahren mit den verschiedenartigsten Kohlen geprüft. Hierbei mußte immer wieder festgestellt werden, daß die Nußkohlenschwelung fast durchweg auf Schwierigkeiten stieß, gleichgültig, welches Verfahren angewandt wurde. Dies ist darauf zurückzuführen, daß die Saarnußkohlen, im Gegensatz zu den meist stark schrumpfenden oberschlesischen, mehr oder weniger stark blähen, obwohl das Backvermögen der betreffenden Kohlen im allgemeinen nicht höher liegt als bei den oberschlesischen. Infolge dieses Blähvermögens tritt eine entsprechende Zunahme des Rauminhaltes ein, und die Beschickungssäule kommt im Schacht zum Hängen.

Schließlich bleibt noch der Weg über die Brikettschwelung offen, die erst seit Mitte 1940 stärker verfolgt wird. Die Versuche, an denen auch die Saargruben-A.-G. über das Reichsamt für Wirtschaftsausbau beteiligt ist, sind noch nicht abgeschlossen. In Eisenhüttenkreisen steht man dieser Verfahrensweise sehr hoffnungsvoll gegenüber. Man verspricht sich, aus Flammkohle auf diesem Wege einen für den Hochofen brauchbaren Koks in größtem Ausmaß zu erzielen, wenn die Schwelbriketts im hochbeheizten Ofen thermisch nachbehandelt werden. Der Großversuch im Hochofen mit derartigen Koksformlingen steht noch aus, und das Ergebnis muß abgewartet werden, ehe man über die weitere Entwicklung etwas aussagen kann. Zu dem üblichen Preise von Kammerkoks wird ein derartiger Koks jedenfalls nicht herzustellen sein.

Im Zusammenhang mit der Schwelung seien auch einige theoretische Betrachtungen über den jeweils bei den geschilderten Verfahren anfallenden Schwelteer angestellt. Wie schon betont, fällt bei der Spülgasschwelung und der Schwelung im Drehofen nach F. Winkler ein Teer an, der mengenmäßig ungefähr der theoretischen Ausbeute entspricht und in Form von Dick- und Dünnteer auftritt, obwohl verfahrensmäßig ein grundsätzlicher Unterschied besteht. Der Heizflächen-teer dagegen hat mengenmäßig einen geringeren Anfall, jedoch ist er bei hohem Oelgehalt stets dünnflüssig.

Planmäßige Großversuche im Heizflächenofen ergaben, daß der anfallende Schwelteer mit zunehmender

Verdichtung der Kohle in den Zellen immer dünnflüssiger und pechärmer wird, der Koks dagegen immer dichter und glänzender im Bruch. Die Erklärung für diese Erscheinung liegt darin, daß eine derartige Schwelung eine Druckschwelung darstellt, bei der der von den flüchtigen Zersetzungserzeugnissen zu überwindende Druck mit zunehmender Kohlenverdichtung entsprechend zunimmt. Dieser Druck, den man wohl am besten als Kapillardruck kennzeichnet, kann besonders bei den nach oben verengten Schwelzellen des Krupp-Lurgi-Ofens recht groß werden, weil die Kohle infolge ihrer Verteilung nicht ausweichen kann. Dieser hohe Kapillardruck, der in der ganzen Höhe der Kohlensäule herrscht, wird auch während der ganzen Zeit ausgeübt, während der die Destillationserzeugnisse die Säule durchdringen. Hierdurch wird eine weitgehende thermische



Zersetzung aller unbeständigen Bitumenbestandteile auf dem sich bildenden Schwelkoks veranlaßt. Pechartig schlagen sich die Zersetzungserzeugnisse auf dem Koks nieder und tragen zu dessen Vergütung durch entsprechende Beschwerung bei.

Im Gegensatz hierzu herrscht sowohl bei der Spülgasschwelung als auch bei der Heizflächenschwelung im Winklerschen Drehofen kein zusätzlicher Druck. Der Entbindungsdruck der Destillate ist nicht größer und dauert nicht länger, als daß er ausreicht, um das jeweilige Kohlekorn von der Mitte her zu durchdringen. Bei Nußkohle wird der Druck größer sein als bei Feinkohle. Bei Nußkohlen wird die Ausgasung andererseits durch Schichtung, Spalten und Druckschieferung begünstigt. Nach der Ausdestillation sind die Destillate praktisch drucklos und werden der weiteren thermischen Zersetzung durch die Saugung oder Spülung schnellstens entzogen. Demzufolge bleiben auch die entbundenen, hochsiedenden, asphaltartigen Bitumina weitgehend erhalten, wodurch die höhere Ausbeute an Gesamtteer ihre Erklärung findet. Da die Ausgasung in jedem Fall in lockerer Schüttung der jeweiligen Körnung erfolgt, damit im Vergleich zur Kammerschwelung eine große Entbindungsoberfläche gegeben ist, wird man diese Art der Schwelung zweckmäßig als drucklose Großoberflächenschwelung kennzeichnen. Diese Erkenntnisse sind sehr wahrscheinlich neu und bedürfen daher der Nachprüfung durch andere Stellen.

Weiter wird man bei der Beurteilung der Schwelteere aus verschiedenartigen Verfahren auch dem Sauerstoffgehalt in der heißen Schwelgasatmosphäre größere Beachtung schenken müssen als bisher. Angesaugte Luft im Ofen verdirbt den Teer in bezug auf seinen Oelgehalt. Nicht nur geht der Anfall an brauchbaren Oelen zurück, sondern durch die Anoxydation wird eine Selbstpolymerisation ausgelöst, durch die sich derartige Oele schon in kurzer Zeit in eine zähe, fast feste Masse verwandeln können.

Ferner seien noch einige Betrachtungen über die sogenannten sauren Oele angestellt. Man ist im allgemeinen gewohnt, im Schwelteer alles das, was mit Alkalien, z. B. Natronlauge, herauszulösen ist, mit der Sammelbezeichnung „saure Oele“ bzw. „Phenole“ anzusprechen und sucht sie gemäß ihrem chemischen und physikalischen Verhalten einzugliedern. Bei der Verarbeitung zeigt sich nun, daß es durch entsprechend geführten katalytischen Abbau gelingt, alle bis etwa 270° (Normaldruck) siedenden Bestandteile zu den Homologen des Phenols, dem Kresol und Xylenol, abzubauen. Die höher siedenden Bestandteile scheinen dagegen eine andere Gruppe von Verbindungen darzustellen, und zwar haben sie eine — man möchte sagen „verdächtige“ — Ähnlichkeit mit gewissen Oelen, wie sie bei der trockenen Destillation von Bernstein, den Harzölen, auftreten. Diese Ähnlichkeit ist nicht nur physikalischer, sondern auch chemischer Natur. Man geht daher wohl nicht fehl mit der Annahme, daß diese Schwelteerharzöle nichts anderes sind als Abbauerzeugnisse von Kohleharzen, also dem Bernstein in der Kohle, der nur nicht als solcher zum „Austränen“ gekommen ist.

Obwohl die Anwesenheit von Harzen in der Kohle schon seit langer Zeit durch die petrographische Forschung nachgewiesen worden ist, besteht anscheinend noch keine Klarheit über die Mengen, in denen die Kohlenharze auftreten können. An den Bruckstücken der Harze gemessen — hierzu ist wohl der größte Teil der alkalilöslichen Schwelteerbestandteile hinzuzurechnen —, muß die Menge in den schwelwürdigen Saarkohlen häufig sehr groß sein. Bei diesen Kohleharzen hätte auch die Kohlenforschung einzu-

setzen, denn hier können sich Erkenntnisse und Möglichkeiten für eine neue Steinkohlenchemie erschließen, selbst wenn sich diese Harze auf Kohle einer Süßwasserflora beschränken, wie sie die Saar- und lothringische Kohle darstellt. Man braucht dabei nur zu bedenken, mit welcher Sorgfalt und Mühe schon seit langem den winzigen Bruchstücken dieser Naturharze, der Karbolsäure, nachgegangen wird, wie sie bei der Kokung anfallen, um schließlich daraus wieder die technisch wichtigen Kunstharze zu erzeugen. Durch das Vorhandensein größerer Harzmengen in diesen Kohlen läßt sich auch zwanglos eine ganze Reihe von Erscheinungen erklären, die man bei der Schwelung und Verkokung beobachtet.

Ohne Zweifel ist hierzu das hohe Blähvermögen zu rechnen, auf das in der vorliegenden Arbeit schon mehrfach hingewiesen wurde. Dieses Blähvermögen macht z. B. die Verarbeitung von Nußkohle im Spülgasschachtofen unmöglich; es erzeugt andererseits bei der Schwelung von gestampfter Feinkohle im Heizflächenofen den hohen inneren und den Kapillardruck in den Kammern, so daß die Harze nicht mehr unzersetzt abdestillieren können, sondern zur Vergütung von Koks und Teer beitragen. Was aber bei der drucklosen Spülgas- und Drehtrommelschwelung von Saar- und lothringischer Kohle neben dem Staub als Dickteer anfällt, sind sehr wahrscheinlich Harze oder deren Großbruchstücke. Löst man nämlich den Staub aus dem asphaltischen Dickteer heraus, so verbleibt eine Stoffgruppe, die bei der Tiegelverkokung überschäumend bläht und, darauf sei ausdrücklich hingewiesen, dabei einen außerordentlich stark graphitisierten Koks liefert. Die Graphitbildung ist derart auffallend, daß es fast den Eindruck macht, als gehörten die Harze mit zu den Hauptträgern des Graphitierungsvermögens der Kohle.

Diese Erscheinung ist deshalb wertvoll, weil sie für die Beurteilung der Verwendungsfähigkeit von Schwelbriketts für Hochofenzwecke wichtig werden kann. Durch die Schwelung werden zweifellos verkokungstechnisch wichtige Bitumina ausgetrieben oder derart weitgehend vorzersetzt, daß es unwahrscheinlich, wenn nicht unmöglich zu sein scheint, daß man über die einstufige Brikettschwelung durch Nachglühen zu einem genügend graphitisierten Koks gelangen kann, wie er im Hochofen erwünscht ist.

Bei dem ebenfalls verfolgten zweistufigen Verfahren soll aus dem zunächst erzeugten Schwelkoksgrus unter Zugabe von Bindemitteln ein Preßling erzeugt werden, der dann im keramischen Vertikalkammerofen bei Verkokungstemperaturen nachbehandelt oder, wie es heißt, gehärtet wird. Als Bindemittel hat man unter anderen Schwelteerpech in Aussicht genommen. Soll unter diesem Pech der Destillationsrückstand des gesamten, das heißt des Dick- und Dünnteeres, verstanden sein, so ist es fraglich, ob damit bei der Weiterverarbeitung eine ausreichende Graphitierung möglich ist. Durch die Destillation des Teeres werden die thermisch empfindlichen asphaltischen Harzbitumina als Graphitträger weitgehend verändert. Auf Grund der vorliegenden Beobachtung kann es jedoch günstiger werden, wenn man sich als Bindemittel mehr auf das asphaltische Harzbitumen des Dickteeres stützt, wie er bei der drucklosen Großoberflächenschwelung anfällt. In ausreichender Menge zugemischt, besteht eine gewisse Aussicht, daß sich das Bitumen, bei richtig geführtem Wärmeüberfall des „Härtungs“vorganges, in genügendem Ausmaß auf den Preßlingen graphitisch zersetzt. Wegen dieser Beobachtungen wird es also zweckmäßig sein, den erörterten Zusammenhängen bei der Weiterarbeit auf diesem Gebiet Beachtung zu schenken.



Bei dem durch Extraktion vom Staub befreiten asphaltischen Dickteer wurde darauf hingewiesen, daß er bei der Tiegelverkokung „überschäumend“ bläht. Andererseits tritt bei der Tiegelverkokung des nicht entstaubten Erzeugnisses, je nach dem Staubgehalt, nur ein geringes oder überhaupt kein Blähen mehr auf. Man kann ferner den Blähgrad des Extraktes durch stufenweise erfolgenden Staubzusatz beeinflussen und das Blähen sogar völlig zum Verschwinden bringen. Diese Erscheinung tritt übrigens bei allen derartigen Bitumina, so auch bei normalem Kokereiteerpech, auf. Der Staubzusatz erfüllt damit sinngemäß den gleichen Zweck wie die Anwesenheit von Glas- und Tonscherben bei der Destillation von leichtsiedenden Flüssigkeiten: der Siedeverzug und das damit verbundene Schäumen werden vermieden.

Diese im übrigen wohlbekannte Erscheinung ist nun geeignet, eine neue, einleuchtende Erklärung zu bringen, weshalb die auffallend große magernde Wirkung schon durch einen verhältnismäßig geringen, 4 bis 5 % betragenden Zusatz von Koksmehl zur Saarkokskohle ausgelöst wird, zumal da diese Menge in keinem Verhältnis zur Gesamtkohle steht, um als Füller zu wirken, wie H. Koppers es bezeichnet.

Junge Kohlen weisen bekanntlich eine besonders starke Nachentgasung der bereits verfestigten Koksmasse auf, wobei der Stoffverlust der Massen durch Schrumpfung nicht mehr ausgeglichen werden kann. Gleich einer Glasröhre erhält das Koksstück dadurch innere Spannungen; die Sprödigkeit und die Spannungen entlasten sich teilweise durch die unerwünschten Querrisse. Nun ist nicht unwahrscheinlich, daß die schäumende Wirkung der Kohlenharze wirksam durch Koksmehl zurückgehalten wird, sofern man dieses, wie empirisch festgestellt, in genügender Feinheit und bester Verteilung zusetzt. Damit würde die Gesamtmasse des Kokses in sich dichter und fester, so daß nunmehr die Spannungen der Nachentgasung besser aufgenommen werden können; damit läßt wohl die Querrissigkeit nach; die innere Spannung und eine gewisse Sprödigkeit bleiben aber erhalten. Bei weiterem Zusatz von Koks- oder Schwelkoksmehl wirken sich diese dann erst als Füller aus; der Koks verliert seine Sprödigkeit und wird zähe. Beim Fallen klingt das Koksstück dann nicht mehr, sondern es poltert.

Betrachtet man das über die Kohlenharze Gesagte im Ganzen, so geht man wohl nicht fehl, in ihnen das schon vor nahezu 20 Jahren von F. Fischer und H. Broche entdeckte Blähbitumen zu erkennen. Die genannten Forscher stellten fest, daß das Schmelzvermögen dieses Bitumenbestandteiles mit zunehmendem Inkohlungsgrad, also mit dem Alter der Steinkohle, abnimmt. Darin läuft dieses Verhalten völlig gleichgerichtet mit dem der Kunstharze, nur daß der Mensch diesen die für den Gebrauch notwendige Alterung künstlich schneller vermittelt, als die Natur es tut.

Eine Unsicherheit dieser Betrachtungsweise besteht jedoch darin, daß auch die in den hiesigen ganz jungen Flammkohlen enthaltenen Harze kein Blähvermögen aufweisen. Hier hätte die Forschung ebenfalls einzugreifen, um über das gesamte Gebiet der Kohlenharze endgültig und eindeutig Klarheit zu schaffen.

Nach dieser abschweifenden Betrachtung über die Kohlenharze zu dem Hauptgegenstand, der Verkokung und Schwelung, zurückkommend, muß zusammenfassend festgestellt werden, daß sich die Saar- und lothringische Kokskohlendecke durch Zusatz von Hochtemperatur- und Schwelkoksmehl mit Sicherheit um mindestens 15 % strecken lassen kann. Diese Streckung kann durch Schwelkoks aus Flammkohle erfolgen, ist aber für die lothringischen Hütten mengenmäßig keineswegs befriedigend. Der weiter-

hin angestrebte Weg zur Erhöhung der Hochföfenkoksmengen über die Brikettschwelung bedarf noch der endgültigen Klärung seiner Brauchbarkeit und Wirtschaftlichkeit.

Aus diesen Gründen mußte dringend nach anderen Verfahren gesucht werden, welche den Einsatz von Flammkohle für Hüttenzwecke ermöglichen. Mit Rücksicht auf die Marktverhältnisse kommen hierfür hauptsächlich die lothringischen Vorräte in Betracht.

Erst seit kurzer Zeit konnte über das Verhalten der lothringischen Flammkohle Klarheit geschafft werden, hatte doch die kriegsbedingte Stillegung der Gruben die Kohle durch Altern, Ausgasen u. dgl. außerordentlich verändert. Nachdem die Förderung inzwischen weit genug fortgeschritten ist, fällt die Kohle frisch und stetig in ihrem Verhalten an. Die Untersuchungen ergaben, daß entgegen der bisherigen Anschauung auch auf den reinen Flammkohlengruben eine ganze Reihe von Flözen zu finden ist, deren Kohle verhältnismäßig gute Back- und Blähzahlen liefert. Ferner zeigte sich, daß das Backvermögen in sehr vielen Fällen mit der Stückgröße der Kohle erheblich zunimmt. Der petrographische Befund weist aus, daß sich der kokungsschädliche Vitrit in den kleineren Sorten und besonders in der Feinkohle anreichert. Ueber Einzelheiten dieser Tatsachen wird zweckmäßig später von berufener Seite berichtet.

Durch Modellversuche konnte schon jetzt nachgewiesen werden, daß man ausgesuchte lothringische Flammkohlen in Mischung mit guter Saarkokskohle und entsprechender Magerung zu verhältnismäßig gutem Hochtemperaturkoks verarbeiten kann. Eine derartige Mischung würde etwa die Verdoppelung der vorhandenen Kokskohlendecke durch Flammkohle bedeuten. Der Natur der Mischung entsprechend muß die Kohle durch Stampfen gut verdichtet und im übrigen möglichst in schmäleren Kammern heiß verarbeitet werden. Versuche im großen sind im Gange.

Bei weiteren Modellversuchen stellte sich heraus, daß man schon mit Flammkohle allein zu einem überraschend gut geflossenen Hochtemperaturkoks gelangt, wenn man sich die Erfahrungen der Druckschwelung für die Verkokung zunutze macht. Eine derartige

Druckverkokung spielt sich wie bei der Druckschwelung ab, wenn man den gut verdichteten Flammkohlenkuchen so fest in die Kammern einpreßt, daß er überall an den Wandungen anliegt. Hierbei wirken sich die Blähkräfte als Treibdruck für die Koksbildung aus. Ein derartiger Koks ist stets durch hohe Graphitierung auffallend.

Technisch läßt sich ein derartiges Verfahren wohl am besten mit schwach keilförmigen Kuchen und einem entsprechend geformten Kammerraum durchführen. Diese Kammern müssen allerdings ungewöhnlich schmal sein (100 bis 150 mm breit), und man muß sehr heiß arbeiten, um den notwendigen Wärmeüberfall zu erzielen (Bild 3). Man muß sich darüber klar sein, daß man die gewohnten

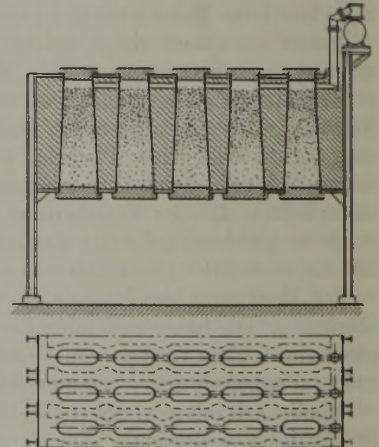


Bild 3.  
Druckverkokung in senkrechten Retorten.



Wege der Verkokung verlassen muß, um durch eine derartige Druckverkokung aus Flammkohle allein Hochtemperaturkoks zu erzeugen, denn bei 100 bis 150 mm Kammerbreite müssen auch alle übrigen Ofenmaße kleiner werden.

Die kurze Garungszeit von 2 bis 2½ h, die leichte Bauweise der Bedienungsmaschine bieten einen Anreiz, dem andererseits ein höherer Aufwand an Bedienungsmannschaft erschwerend gegenübersteht. Zweckmäßig wird man auch über diese Möglichkeit der Kokserzeugung noch eingehende Überlegungen und, wenn irgendwie möglich, auch Versuche im großen anstellen müssen.

## Die verschiedenen Arbeitsweisen zur Gewinnung von Vanadinschlacke.

Von Hans Zieler in Völklingen (Saar).

[Bericht Nr. 402 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NSBDT.\*].

*(Die verschiedenen Gewinnungsmöglichkeiten von Vanadinschlacke im Eisenhüttenbetrieb in Abhängigkeit von den jeweils gegebenen Betriebsbedingungen. Frischen mit Eisenoxiden und Wind. Verblasen von üblichem Thomasroheisen und angereichertem Vanadinroheisen.)*

Das Problem der Gewinnung von Vanadinschlacke aus Roheisen ist in den letzten Jahren immer dringlicher geworden, da Vanadin nicht nur eines der wertvollsten Ferrolegierungsmetalle ist, sondern sich gleichzeitig noch als wertvolles Austauschmetall für eine ganze Reihe anderer in der Edeldahlindustrie gebräuchlichen Legierungsmetalle erwiesen hat.

Der von Jahr zu Jahr immer mehr angestiegene Vanadinbedarf hat dazu geführt, daß die Mehrzahl der deutschen Thomaswerke Vanadinschlacke erzeugt. Die Vanadinschlackengewinnung besteht grundsätzlich in einem fraktionierten Frischen von vanadinhaltigem Roheisen, das immer so geleitet werden muß, daß einerseits das Vanadin möglichst weitgehend verschlackt und andererseits eine möglichst hochprozentige, gut verarbeitbare (auslaugbare) Vanadinschlacke anfällt. Das Frischen kann entweder mit festen Oxydationsmitteln (Eisenerz, Walzzunder usw.) oder mit Luft (Wind) vorgenommen werden. Bei dem Windfrischverfahren bestehen wiederum zwei Möglichkeiten, nämlich das Frischen von normalem Roheisen oder von angereichertem Vanadineisen.

Alle die verschiedenen Arbeitsweisen, die sich bei den einzelnen Thomaswerken eingeführt haben, beruhen auf dem obengenannten Grundgedanken und unterscheiden sich nur dadurch, daß sie den jeweiligen Arbeitsbedingungen auf den einzelnen Werken angepaßt sind.

Der Zweck der vorliegenden Arbeit soll nun nicht sein, festzustellen, welche der verschiedenen Arbeitsweisen die beste ist, und auch nicht, welches Hüttenwerk am günstigsten arbeitet, sondern es sollen lediglich sämtliche bestehenden Möglichkeiten gegenübergestellt werden, damit sich jeder Vanadinschlackenerzeuger für die Arbeitsweise entscheiden kann, die bei den in seinem Werk vorliegenden Betriebsbedingungen die beste ist.

### Das Frischen mit festen Oxydationsmitteln.

Das Frischen mit festen Oxydationsmitteln wird zweckmäßig am Hochofen vorgenommen, und zwar durch Zugabe des Frischmittels in den Strahl, d. h. durch Einschaufeln in die Rinne oder in die Pfanne oder aber nach dem Bodenreaktionsverfahren nach Naeser<sup>1)</sup> durch Ausstampfen

\*) Vorgetragen in der Sitzung der Eisenhütte Südwest am 9. Mai 1942 in Saarbrücken. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

<sup>1)</sup> Naeser, G., und E. Ritter: Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 217/22 (Stahlw.-Aussch. 394).

### Zusammenfassung.

Umfangreiche Untersuchungen haben ergeben, daß die Saar- und lothringischen Kohlen für die Kokung und Schwelung keineswegs so ungeeignet sind, wie von anderen Bezirken her betrachtet angenommen wird. In ihnen sind wertvolle Eigenschaften erkannt und geweckt worden, von denen bereits manche technisch weitgehend ausgenutzt werden; viele werfen noch schwierige Fragen auf, an deren Lösung jedoch mit allen Kräften und Mitteln zum Wohle der deutschen Volkswirtschaft ernstlich gearbeitet wird und weitergearbeitet werden muß.

der Roheisenpfanne oder der Roheisenrinne mit dem Frischmittel etwa unter Zusatz eines Bindemittels. Als bestes Oxydationsmittel hat sich immer wieder der Walzzunder erwiesen, da er ziemlich frei von fremden Bestandteilen ist und den höchsten Eisenoxydgehalt hat. Das Frischen mit Walzzunder oder Schwedenschlichen wurde seit dem Jahre 1934 bei einem südwestdeutschen Hüttenwerk betrieben und bald darauf auch bei einem Werk im Osten eingeführt. Es verlor jedoch in den späteren Jahren an Bedeutung dadurch, daß man verhältnismäßig niedrigprozentige Schlacken (meist unter 2 % V) erhält, deren Verarbeitung große Laugenkapazitäten erfordert; schließlich aber, und das ist das wichtigste, ist das Vanadinausbringen bei diesem Verfahren sehr schlecht. Es liegt praktisch immer unter 50 %, so daß die Erzeugung großer Vanadinmengen mit diesem Verfahren allein nicht mehr möglich ist. Beim Arbeiten mit minderwertigeren festen Oxydationsmitteln (Erze, Konzentrate), die in Ermangelung des hochwertigen Walzzunders mit herangezogen werden müssen, sinkt aber das Vanadinausbringen noch weiter herab. Schließlich aber bringt das Erzfrischen eine derartige Abkühlung des Thomasroheisens mit sich, daß eine alleinige Weiterverarbeitung des gefrischten Eisens im Thomaswerk nicht mehr möglich ist.

Das Verfahren hat sich daher im großen Maßstab nur noch bei einem Werk gehalten, bei dem praktisch das gesamte Roheisen mit Erz vorbehandelt und dann im Siemens-Martin-Ofen verarbeitet wird. Dort ist die Abkühlung natürlich belanglos, da der Temperaturverlust durch Aufheizen mit Gas ohne weiteres ausgeglichen werden kann. Es kommt dann nur noch darauf an, daß das vorgefrischte Roheisen eben aus der Pfanne fließt.

Beim Bodenreaktionsverfahren wird das feste Oxydationsmittel nicht während des Abstiches zugesetzt, sondern die Roheisenpfanne oder die Roheisenabstichrinne wird z. B. mit Walzzunder und einem Bindemittel ausgestampft und dann notfalls noch festgebrannt. Dieses Verfahren hat den Vorteil, daß praktisch keine Abkühlung des Roheisens stattfindet, vor allem aber, daß die Reaktion zwischen Eisenoxyd und Roheisen nicht bis zum Gleichgewicht (dem bisherigen Idealfall) geht, sondern infolge des Hochsteigens der Schlackenteile durch das Eisenbad im Gegenstrom stattfindet. Man kann also dabei höherprozentige Schlacke gewinnen. Der Nachteil bleibt aber immer die größere Umständlichkeit.



Zusammenfassend kann man über alle Erzfrischverfahren sagen, daß das Vanadinausbringen schlecht und die entstehende Vanadinschlacke niedrigprozentig ist. Der Vorteil des Erzfrischverfahrens ist jedoch, daß es denkbar einfach, billig und praktisch mit keinen apparativen Schwierigkeiten verbunden ist. Die Verarbeitung der dabei entstehenden niedrigprozentigen Schlacke ist zwar wesentlich teurer als die einer hochprozentigen Schlacke; der Unterschied in den Verarbeitungskosten ist aber nicht so groß wie der Unterschied in den Herstellungskosten, allerdings nur dann, wenn die Schlackenverarbeitungsanlage unmittelbar auf dem Schlackenzeugungswerk liegt, weil dann die Anfuhrkosten zur Schlackenverarbeitungsanlage und die Kosten für die Rückbeförderung der ausgelaugten Schlacke zum Hochofen praktisch fortfallen.

Für ein mit Vanadin angereichertes Roheisen kommt das Erzfrischen wegen seiner schlechten Ausbeute nicht in Frage. Nach den bisher vorliegenden Erfahrungen ist das Vanadinausbringen bei angereichertem Roheisen sogar noch schlechter, während man aber gerade bei der teuren Anreicherung des Roheisens an Vanadin bestrebt sein sollte, dieses so vollständig wie möglich zu erfassen.

#### Das Frischen mit Wind.

Das Frischen mit Luftsauerstoff hat gegenüber dem Erzfrischen den großen Vorteil, daß das Frischen nicht bestenfalls bis zum Gleichgewicht zwischen dem Vanadiningehalt von Roheisen und Schlacke, sondern weit darüber hinaus geht. Es muß nur dafür gesorgt werden, daß sich eine möglichst dickflüssige oder gar feste Vanadinschlacke bildet, die nicht im Gleichgewicht mit dem Roheisenbad stehen kann. Man könnte also theoretisch beim Windfrischen das Vanadin vollständig herausholen; ein Gedanke, der auch beim Bodenreaktionsverfahren vorliegt, sich aber bei diesem viel schwerer durchführen läßt als beim Windfrischen. Um nun die wünschenswerte krümlige bis feste Schlacke zu erreichen, darf das Roheisen nur wenig Bestandteile enthalten, deren Oxydationsprodukte den Schmelzpunkt der Schlacke herabdrücken. Hierzu gehört hauptsächlich das Silizium, da Kieselsäure die entstehende Vanadinschlacke dünnflüssig macht. Sehr günstig wirkt dagegen ein hoher Vanadiningehalt im Roheisen, da dieser nicht nur den Vanadiningehalt der entstehenden Schlacke erhöht, sondern gleichzeitig auch infolge der Schwermelzbarkeit der niedrigen Vanadinoxide ( $V_2O_3$ ,  $V_2O_4$ ) den Schmelzpunkt der Schlacke stark heraufsetzt.

Das Windfrischen kann, wie bereits erwähnt, auf zwei Wegen vorgenommen werden, nämlich mit üblichem Thomasroheisen und mit angereichertem Vanadinroheisen. Um einem weit verbreiteten Irrtum vorzubeugen, muß betont werden, daß man an sich aus dem üblichen Thomasroheisen unter gewissen günstigen Umständen eine genau so vanadinreiche Schlacke erhalten kann wie aus einem mit Vanadin angereicherten Roheisen; denn der Vanadiningehalt der Schlacke ist ja nicht abhängig vom Vanadiningehalt des verblasenen Roheisens, sondern vom Verhältnis der Eisenbegleiter zum Vanadin. Eisenbegleiter, die den Vanadiningehalt der Vanadinschlacke herabsetzen, sind vor allem Silizium und Mangan, ferner Chrom und Titan, während Phosphor fast keinen Einfluß hat, da er beim fraktionierten Verblasen des Roheisens kaum verschlackt. Während nun der Siliziumgehalt des Roheisens durch entsprechende Hochofenführung geregelt werden kann, sind Chrom- und Mangangehalt des Roheisens praktisch nur vom Mäler abhängig und steigen gewöhnlich gleichzeitig mit dem Vanadiningehalt an; denn bei den zur Anreicherung des Roheisens verwendeten Vanadinträgern (Konverterauswurf, Dachstaub, Thomasschlacke,

Pfannenschlacke, Siemens-Martin-Schlacke) stehen Vanadin, Chrom und Mangan meist nahezu im gleichen Verhältnis zueinander. Beim Verblasen von üblichem Thomasroheisen (0,40 bis 0,45 % V) kann man bei der gebildeten Vanadinschlacke mit Gehalten rechnen, die zwischen 2 und 6 % V liegen, während aus angereichertem Roheisen (0,3 bis 1,5 % V) im allgemeinen Schlacken mit 6 bis 10 % V, in seltenen Fällen auch mit 12 bis 14 % V erzeugt werden. Der Hauptvorteil der Anreicherung des Roheisens ist somit nicht so sehr der höhere Vanadiningehalt der gebildeten Schlacke, als vielmehr die größere Vanadinmenge, die man dabei mit dem gleichen Arbeitsgang erhalten kann.

#### Windfrischen von üblichem Thomasroheisen.

Das Vorfrischen von Thomasroheisen, wie es zuerst von R. v. Seth<sup>2)</sup> vorgeschlagen wurde, ist an sich der billigste Weg der Vanadinschlackengewinnung, da man das Vanadin hierbei erfaßt, ehe es in die Thomasschlacke oder in den Konverterauswurf geht. Trotzdem hat sich dieses Verfahren erst nach nahezu 15 Jahren in großem Maßstab durchsetzen können. Die Gründe hierfür waren wohl die folgenden:

1. Man braucht zum Erblasen der Vanadinschlacke im allgemeinen einen besonderen Konverter, der möglichst nicht mit Thomasschlacke verunreinigt werden soll; dieser Konverter fällt also für die Thomasstahlgewinnung aus.
2. Zweckmäßig ist ein Kran über der Konverterbühne, mit dem man das samt der Vanadinschlacke in eine Pfanne gekippte Roheisen nach dem Abziehen der Vanadinschlacke wieder in eine Thomasbirne fahren kann.
3. Beim Umfahren des Eisens von einem in den anderen Konverter und beim Abziehen der Vanadinschlacke von der Roheisenpfanne geht Zeit verloren, und der Kran wird mehr als sonst beansprucht.
4. Durch das Umfahren von einem Konverter in den anderen verliert das Roheisen an Temperatur.
5. Mit dem Vanadin verschlackt auch nahezu das gesamte Mangan. Dadurch wird der Mangangehalt des Roheisens vor der Desoxydation um 0,1 bis 0,2 % niedriger, wodurch man mehr Ferromangan oder Spiegeleisen braucht.

Diesen Nachteilen stehen dagegen folgende Vorteile gegenüber:

1. Der überschüssige Siliziumgehalt wird beim Verblasen auf Vanadinschlacke ebenfalls entfernt, wodurch die Verblasbarkeit des Roheisens auf Thomasstahl, besonders wenn der Siliziumgehalt vorher sehr hoch war, besser wird.
2. Das sonst in die Thomasschlacke gehende Mangan wird in der Vanadinschlacke erfaßt und kann nach dem Auslaugen des Vanadins mit der ausgelaugten Schlacke wieder in den Hochofen zurückgeführt werden. Der Vorteil ist allerdings verhältnismäßig gering, da die Vanadin-Mangan-Schlacke meist ziemlich stark mit Phosphor verseucht ist (2 bis 3 % P bei 10 bis 30 % Mn), weswegen sie zur Verhüttung auf Spiegeleisen oder Stahleisen ungeeignet ist.

Aus den oben geschilderten Umständen ergeben sich wieder zwangsläufig zwei verschiedene Wege der Erfassung der Vanadinschlacke, nämlich:

1. das Abziehen der Vanadinschlacke unmittelbar aus dem Konverter und Fertigblasen der Schmelze im selben Konverter (Ein-Konverter-Verfahren),
2. das Abziehen der Vanadinschlacke aus der Roheisenpfanne, in die das auf Vanadin vorgeblasene Roheisen samt der Vanadinschlacke eingeleert worden ist, und

<sup>2)</sup> DRP. 409 487 vom 15. Januar 1924; schwed. Prior. vom 9. Februar 1923. Seth, R. v.: Metall u. Erz 22 (1925) S. 249/22; Jernkont. Ann. 108 (1924) S. 561/83; vgl. Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 839/41.



Fertigblasen der Schmelze in einem anderen Konverter (Zwei-Konverter-Verfahren).

Der zweite Weg, das Zwei-Konverter-Verfahren, hat den Vorteil, daß man die Vanadinschlacke einigermaßen vollständig erfaßt; denn man wird dann natürlich das Erblasen der Vanadinschlacke soweit wie möglich immer nur in einem und demselben Konverter vornehmen. Voraussetzung für diesen Weg ist allerdings, daß ein Gießkran über der Konverterbühne vorhanden ist. Da der Vanadinkonverter in diesem Falle dann für die Thomasstahlerzeugung ausfällt, stellt man ihn zweckmäßig sauer zu. Eine sauer zugestellte Birne hat außerdem eine viel längere Haltbarkeit als eine Thomasbirne, meist weit über 1000 Schmelzen. Ein weiterer Vorteil des sauren Futters ist, daß die entstehende Vanadinschlacke nicht mit Dolomit, also nicht mit Kalk verunreinigt wird, der nicht nur verdünnend auf die Schlacke wirkt, sondern auch ihre Auslaugbarkeit nach dem Rosten mit Kochsalz herabsetzt. Als Böden kann man dagegen ohne weiteres die üblichen Dolomitböden verwenden, da diese bedeutend leichter herzustellen sind als saure Böden. Ihre Haltbarkeit ist infolge der kurzen Blasezeit und der niedrigen Temperatur erheblich höher als beim Thomasverfahren, nämlich 300 bis 500 Schmelzen. Die Verwendung eines basischen Converters für die Vanadinschlackenherstellung kommt für solche Werke in Frage, die sehr knapp mit Konverterraum sind und den Vanadinkonverter zwischendurch auch für die Thomasstahlerzeugung benötigen; man verliert dann nicht unnötig Zeit durch das Wechseln des Futters. Vorbedingung für das Vorblasen im basischen Konverter ist aber ein siliziumarmes Thomasroheisen, da nur dieses eine dickflüssige bis krümlige Vanadinschlacke ergibt, die das basische Konverterfutter nur wenig angreift. Für Werke, die einen hohen Siliziumgehalt im Roheisen haben, kommt dagegen nur das Vorblasen in der sauren Birne in Frage; es bringt gleichzeitig den großen Vorteil, daß der für das Thomaswerk so unangenehme, überschüssige Siliziumgehalt mittels einer dafür zweckmäßigen Einrichtung sozusagen abgeschöpft wird. Auch der unangenehme Temperaturverlust fällt dann nicht so sehr ins Gewicht, da das Roheisen durch die Siliziumverbrennung stark aufgeheizt wird.

Das Ein-Konverter-Verfahren hat gegenüber dem Zwei-Konverter-Verfahren den Vorteil eines nur kleinen Temperaturverlustes, da das Umgießen fortfällt. Ein weiterer Vorteil ist die Zeitersparnis, und drittens muß es überhaupt durchgeführt werden bei den Thomaswerken, die keine Krananlage oder zum mindesten keine Möglichkeit der Rückführung des Roheisens auf die Konverterbühne haben. Aber es bringt den großen Nachteil mit sich, daß die gebildete Vanadinschlacke jedesmal durch noch im Konverter verbliebene Thomasschlackenreste der vorhergehenden Thomaschmelze verunreinigt wird. Ein weiterer Nachteil ist die Schwierigkeit des Abziehens der Vanadinschlacke aus dem Konverter. Dieses Abziehen ist bei den meisten Konverteranlagen so umständlich, daß es wohl noch mehr Zeit in Anspruch nimmt als das Abziehen aus der Pfanne einschließlich des zweimaligen Umschüttens, sofern man die gleiche Schlackenmenge erfassen will. Aus diesem Grunde wird man bei den Werken, die auf das Ein-Konverter-Verfahren angewiesen sind, auf einen Teil der Vanadinschlacke verzichten müssen und dafür entsprechend mehr Schmelzen auf Vanadin verblasen. Sehr wichtig ist es daher für das Ein-Konverter-Verfahren, daß man eine möglichst krümlige Schlacke erhält, die sich einigermaßen leicht und vollständig vom Bade abziehen läßt. Derartige Schlacken sind aber nur erzielbar, wenn man von einem siliziumarmen Roheisen ausgeht, oder aber vor der Vanadinschlacke eine Silikatschlacke er-

bläst und diese vorher vom Bade entfernt. Hierzu hat sich besonders bei einem Werke das Herunterblasen sehr bewährt. Allerdings ist dieses Herunterblasen bei vielen Werken nicht möglich, was teils auf die Konverterform, teils auf die Beschaffenheit der Schlacke zurückzuführen ist. Das Vorblasen auf Silikatschlacke bringt natürlich unvermeidlich gewisse Vanadinverluste mit sich, da mehr oder weniger Vanadin mit dem Silizium gleichzeitig verbrennt und damit verlorengeht. Einen Teil dieses Vanadins kann man allerdings dadurch retten, daß man die Silikatschlacke wieder in den Vanadinhochofen aufgibt. Untragbar hoch werden jedoch die Vanadinverluste, wenn man ein physikalisch kaltes Roheisen auf Silikatschlacke vorbläst, da das Vanadin in der Kälte stärker verschlackt als bei heißen Schmelzen.

#### Frischen von angereichertem Vanadinroheisen.

Das Frischen von angereichertem Vanadinroheisen hat den Vorteil, daß mit einem Arbeitsgang bedeutend mehr und im allgemeinen auch vanadinreichere Schlacke erzeugt werden kann als beim Frischen des üblichen Thomasroheisens. Dies ist besonders dann ausschlaggebend, wenn das betreffende Thomaswerk über wenig Konverterraum verfügt.

Die Anreicherung ist nicht mit zusätzlichen Brennstoffkosten verbunden, solange man Vanadinträger zur Anreicherung verwendet, die sowieso im Hochofen verhüttet werden, weil dann lediglich der Möller aufgespalten wird. Hierbei handelt es sich hauptsächlich um Konverterauswurf und Dachstaub<sup>3)</sup>. Dieser wird wegen seines hohen Eisengehaltes, der etwa dem eines Eisenerzes entspricht, in roher (bei Grobauswurf) oder gesinterter Form (bei Feinauswurf, Dachstaub) dem Hochofen wieder zugeetzt. Die Anreicherung des Roheisens an Vanadin kann nun so geschehen, daß man den Auswurf, anstatt ihn auf alle Hochöfen gleichmäßig zu verteilen, nur einem Hochofen zumöhlert, das darin erschmolzene Vanadinroheisen auf Vanadinschlacke vorbläst und es anschließend nach Abtrennung der Vanadinschlacke zusammen mit dem Roheisen der übrigen Hochöfen in das Thomaswerk gehen läßt. Bei dieser Arbeitsweise erhält man ein Mischeisen, das außer seinem etwas niedrigeren Mangan- und Siliziumgehalt dem üblichen Thomasroheisen entspricht. Da aber die im Konverterauswurf des Thomaswerkes enthaltene Vanadinmenge nur etwa 10 bis 15% der gesamten im Thomasroheisen enthaltenen Vanadinmenge ausmacht, kann man bei dieser Arbeitsweise das Thomasroheisen in dem einen betreffenden Hochofen nur um wenige hundertstel Prozent anreichern, d. h. also z. B. bei 4 Hochöfen von 0,15 auf 0,20 % V.

Wesentlich günstigere Anreicherungsmöglichkeiten bestehen jedoch, wenn man den Konverterauswurf sammelt und gegebenenfalls noch fremden Konverterauswurf dazu nimmt und diesen dann periodisch zusammen mit noch anderen Vanadinträgern (Pfannenschlacke, Siemens-Martin-Schlacke, Konverterbären) und sauren Eisenerzen (da die Vanadinträger meist basisch sind) auf ein hoch vanadinhaltiges Roheisen verhüttet. Man kann bei dieser Arbeitsweise den Vanadiningehalt des Eisens bis auf 2 % steigern, wobei allerdings leider auch der Mangangehalt auf 4 bis 6 % und der Phosphorgehalt auf 6 bis 8 % steigt. Ein derartig hoch angereichertes Vanadinroheisen hat zwar den Vorteil, daß man aus ihm in kürzester Zeit eine sehr große Vanadinschlackenmenge mit 10 bis 15 % V erblasen kann; aber es entfällt nachher ein Resteisen mit so hohem Phosphorgehalt, daß man es nur in kleinen Mengen zum übrigen Thomasroheisen zusetzen kann. Man müßte also eigentlich einen besonderen Mischer haben, in dem man das von

<sup>3)</sup> DRP. 616 597 vom 19. August 1931. Zieler, H.: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 752/53.



Vanadin befreite Phosphoreisen längere Zeit stapeln kann. Ist dies nicht möglich, so bleibt nichts anderes übrig, als das phosphorreiche Resteisen in Masseln zu vergießen und langsam wieder auf die einzelnen Hochöfen zu verteilen. Diese Arbeitsweise erfordert natürlich zusätzlich Koks zum Einschmelzen des Phosphoreisens.

Wenn auch der Konverterauswurf ein wertvoller Vanadinträger ist, so reicht er doch bei weitem nicht mehr zur Deckung des heutigen Vanadinbedarfes aus, da er, wie schon erwähnt, nach Abzug aller Verluste beim Verhütten und dem nachträglichen Verblasen des Vanadineisens noch nicht einmal 0,1 kg V in Form von Vanadinschlacke je t Thomasroheisen liefern kann. Aus diesem Grunde müssen noch andere Vanadinträger zur Anreicherung des Roheisens herangezogen werden. Der Hauptvanadinträger ist aber die Thomasschlacke, die etwa drei Viertel des im Thomasroheisen enthaltenen Vanadins aufnimmt. Die Thomasschlacke hat allerdings den großen Nachteil, daß sie infolge ihres niedrigen Eisengehaltes nicht wie der Auswurf als „Eisenerz“ bezeichnet werden kann; außerdem enthält sie fast den gesamten Phosphor, der unnötigerweise zum zweitenmal zu 85 bis 90 % wieder im Hochofen reduziert werden muß. Wenn man das Vanadin gewinnen will, so muß also eine große Menge Energie zu einem überflüssigen Zwecke aufgewendet werden. Als Zuschläge zur Thomasschlacke müssen möglichst saure Erze verwendet werden, damit man wiederum möglichst viel Thomasschlacke im Vanadinhochofen aufgeben kann, ohne daß die Basizität der Hochofenschlacke zu sehr heraufgedrückt wird. Die Thomasschlacke enthält durchschnittlich 0,5 % V bei 8 % P; aus ihr läßt sich zusammen mit den im allgemeinen zur Verfügung stehenden sauren Eisenerzen ein Vanadinroheisen mit selten mehr als 0,7 % V, dagegen mit 10 bis 12 % P erschmelzen. Auch der Mangangehalt des Vanadinroheisens wird bei der Verhüttung von Thomasschlacke verhältnismäßig hoch, nämlich 2 bis 4 %, und wirkt somit wiederum verdünnend auf die zu erblasende Vanadinschlacke. Diese enthält gewöhnlich 6 bis 9 % V. Das daneben anfallende Resteisen mit 10 % und mehr Phosphor, das praktisch nicht in einer Hitze auf Thomasstahl verblasen werden kann, sondern vorher in Masseln vergossen werden muß, ist schwierig unterzubringen. Einen gewissen Vorteil hat allerdings ein erhöhter Phosphorgehalt im Thomasroheisen dann, wenn man ein verhältnismäßig mattes Roheisen gegen Ende des Blasens noch aufheizen will; fernerhin bietet er die Möglichkeit, größere Mengen Schrott einzuschmelzen. Für Werke, die im Konverterraum nicht zu sehr beschränkt sind und außerdem zwei Roheisenmischer haben, dürfte es das zweckmäßigste sein, möglichst laufend einen Hochofen mit Thomasschlacke und Konverterauswurf nur etwa auf 0,25 bis 0,30 % V anzureichern, dieses Roheisen im Vanadinconverter zu verblasen, in einen der beiden Mischer zu leeren und dann dauernd gleichmäßig dem übrigen Thomasroheisen flüssig zuzusetzen. Bei der schwachen Vanadinanreicherung im Hochofen gewinnt man mehr von dem aus dem Eisenerz stammenden Vanadin, d. h. also auf unmittelbarem Wege, wodurch der hohe zusätzliche Koksverbrauch durch die Reduktion des Phosphors der Thomasschlacke herabgemindert wird. Bei der weitgehenden Anreicherung des Vanadinroheisens mit Thomasschlacke dagegen müssen für jedes Kilogramm Vanadin rund 20 kg Phosphor reduziert werden. Das Endergebnis im laufenden Betrieb würde dann schließlich sein, daß sich die Thomasschlacke immer mehr an Phosphor anreichert, dagegen an Vanadin verarmt. Diese Anreicherung an Phosphor und Verarmung an Vanadin macht sich um so schneller bemerkbar, je größer der Anteil der in den Kreislauf einge-

fürten Thomasschlacke von dem Gesamtentfall ist. Will man die oben geschilderte allmähliche Aenderung der Thomasschlackenzusammensetzung vermeiden, so müßte man zwei Sorten von Thomasschlacke herstellen, eine aus dem üblichen Thomasroheisen, die man zur Anreicherung verwendet, und eine phosphorreiche und vanadinarme, die nur auf Thomasmehl verarbeitet wird.

Will man die geschilderten Schwierigkeiten mit dem Phosphor vermeiden, so kann man auch einen anderen Weg der Anreicherung gehen, wie er seit einiger Zeit auf einem nordwestdeutschen und neuerdings auch von einem südwestdeutschen Hüttenwerk durchgeführt wird. Man läßt das gesamte Thomasroheisen durch einen sauren Konverter gehen, befreit es von der Hauptmenge des Siliziums und Vanadins, wodurch es stark aufgeheizt und in der Thomasbirne besser verblasbar wird. Die dabei entstehende verhältnismäßig arme Vanadinschlacke, die nun aber im Gegensatz zu den bisher geschilderten Vanadinträgern nur wenig Phosphor enthält, wird gesammelt und periodisch mit basischen Eisenerzen oder sonstigen Vanadinträgern verhüttet. Das so erhaltene Vanadinroheisen wird auf Vanadinschlacke verblasen, das verbleibende Resteisen infolge seines verhältnismäßig niedrigen Phosphorgehaltes von etwa 3 % kann noch flüssig allein oder mit anderem Thomasroheisen vermischt auf Thomasstahl verblasen werden. Voraussetzung für diese Arbeitsweise ist natürlich wiederum neben dem Gießkran das Vorhandensein eines nur für die Vanadinerzeugung arbeitenden Converters sowie möglichst eines zweiten Roheisenmischer.

Sämtliche geschilderten Arbeitsweisen der Vanadinschlackengewinnung aus angereichertem Vanadinroheisen setzen das Vorhandensein eines Gießkrans voraus, zumindest muß aber die Möglichkeit bestehen, das phosphorreiche Resteisen in der Gießgrube irgendwie in Masseln zu vergießen. Fallen diese Möglichkeiten fort, so bleibt als einziger Weg das Verblasen des Vanadinroheisens unmittelbar am Hochofen auf kontinuierlichem Wege in der Frischtrommel<sup>4)</sup>. Das Roheisen wird hierbei aus dem Hochofen kontinuierlich abgestochen und fließt durch die mit Blasböden versehene Frischtrommel, an deren hinterem Ende sich ein Schlackenfuß befindet. Die Vanadinschlacke, die wegen ihrer Dickflüssigkeit nicht von selber abfließt, muß aus einer besonderen Oeffnung aus der Frischtrommel von Zeit zu Zeit herausgezogen werden, während das vanadinfreie Phosphoreisen in das Masselbett vor dem Hochofen läuft. Bei dieser Arbeitsweise kommt man mit wenig Gefälle aus und spart den Gießkran. Die Schwierigkeit beim kontinuierlichen Frischen ist natürlich, Roheisenfluß und Windmenge so aufeinander abzustimmen, daß das Vanadin möglichst vollständig aus dem Vanadinroheisen herausgeholt wird. Mit einiger Uebung läßt sich dies jedoch erreichen. Das Vorfrischen auf kontinuierlichem Wege kann natürlich auch mit dem üblichen Thomasroheisen durchgeführt werden.

Die geschilderten Arbeitsweisen lassen sich somit in folgende Gruppen zusammenfassen.

- A. Frischen mit festen Oxydationsmitteln (Erzfrischen):
  - I. Zusetzen des Frischmittels während des Abstiches in den Strahl.
  - II. Bodenreaktionsverfahren.
    1. Ausstampfen der Roheisenpfanne mit dem Frischmittel.
    2. Ausstampfen der Abstichrinne mit dem Frischmittel.

<sup>4)</sup> DRP. 597 839 vom 6. Juni 1930; ital. Prior. vom 13. März 1930. Zieler, H.: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 754.



## B. Windfrischverfahren:

## I. Ohne Anreicherung.

1. Ein-Konverter-Verfahren (Vanadinschlacke und Thomasstahl werden in ein und demselben Konverter erblasen).
2. Zwei-Konverter-Verfahren:
  - a) basischer Konverter,
  - b) saurer Konverter.

## II. Mit Anreicherung.

1. Anreicherung mit Konverterauswurf und anderen sowieso verhütteten Vanadinausträgern:
  - a) laufende (geringe) Anreicherung eines Hochofens,
  - b) periodische (starke) Anreicherung eines Hochofens.
2. Anreicherung mit Thomasschlacke.
3. Anreicherung mit Vanadinvorschlacke:  
Die Vorschlacke wird laufend in einem sauren Konverter erzeugt und periodisch auf Vanadinroheisen verhüttet; das nach der Vanadinschlackengewinnung verbleibende verhältnismäßig phosphorarme Resteisen ist unmittelbar auf Thomasstahl verarbeitbar.

Nachträglich eingegangene Erörterungsbeiträge.

H. Bansen, Rheinhausen (Vorsitzender des Vanadin-ausschusses): Herr Zieler gibt in seinem Bericht einen guten allgemeinen Ueberblick über die verschiedenen Arbeitsverfahren zur Herstellung von Vanadin aus Thomasroheisen.

Bei der Beschäftigung mit dem Verfahren zum Frischen von angereichertem Vanadinroheisen stellt er dem Verfahren der Herstellung eines hoch vanadinhaltigen Phosphoreisens aus Thomasschlacke, wie ich es, aufbauend auf dem Röchling-Verfahren, mit meinen Mitarbeitern entwickelt habe, das Verfahren gegenüber, bei dem man das gesamte Thomasroheisen durch einen sauren Konverter gehen läßt, wobei man es von der Hauptmenge des Siliziums und Vanadins — aber auch von Mangan — befreit.

Man braucht bei diesem Verfahren einen für die Vanadin-erzeugung arbeitenden Konverter sowie möglichst einen zweiten Roheisenmischer. Man muß die dabei entfallende verhältnismäßig arme Vanadinschlacke sammeln und periodisch mit basischen Eisenerzen verhütten. Man muß also den ganzen Kieselsäureentfall aus dem Verblasen des Thomasroheisens ohne Nutzen verschlacken. Für 1 000 000 t Thomasroheisen hat man etwa 10 000 t  $\text{SiO}_2$  zu verschlacken, also etwa 30 000 t zusätzliche Schlacke zu bilden, für die man etwa 13 000 t Koks braucht.

Weitere Koksmengen werden für die Reduktion der zugleich mit dem Vanadin verschlackten Mangan- und Phosphormengen verbraucht. Auch der Ersatz des herausgefrischten Mangans durch Spiegeleisen oder Ferromangan erfordert einen zusätzlichen Koksaufruf. Insgesamt werden auf vielleicht 500 t V in Ferrovanadin, die man aus 1 000 000 t Thomasroheisen erhält, etwa 17 000 t Koks zusätzlich verbraucht.

Für das Verfahren über Thomasschlacke gibt Herr Zieler an, daß man am besten zwei Sorten von Thomasschlacken herstellt, eine aus dem üblichen Thomasroheisen, die man zur Anreicherung anwendet, und eine phosphorreiche und vanadinarme, die nur auf Thomasmehl verarbeitet wird. Ich glaube, daß mit einer solchen Verfahrenslenkung am einfachsten und wahrscheinlich auch am billigsten die Deckung des deutschen Vanadinbedarfes zu erzielen ist. Wählt man dazu das Thomasroheisen, das man aus den vanadinhaltigsten Erzen, z. B. Salzgittererzen mit Mengen bis zu 0,3 % V, erzeugen kann und bei dem man als Ausgangsstoff für die Vanadinroheisenerzeugung eine Thomasschlacke mit über 1 % V erhält, so kann man einen deutschen Vanadinbedarf bis zu 2000 t V in Ferrovanadin mit etwa 2 bis 3 normalen Hochofen, die auf Vanadinroheisen gehen, und ebensoviel Konvertern decken.

Der Entfall an Phosphor im Phosphoreisen dürfte dabei nur etwa 1 kg P, bezogen auf die ganze Thomasroheisenerzeugung, betragen und läßt sich bei richtiger Verteilung im Austausch gegen Phosphate leicht im Thomasroheisenmüller unterbringen. Der zusätzliche Koksverbrauch für die Verschlackung der Kieselsäure der Thomasschlacke und für die Reduktion des Mangans aus der Thomasschlacke liegt in der gleichen Größen-

4. Verblasen des angereicherten Roheisens auf kontinuierlichem Wege in der Frischtrommel.

## Zusammenfassung.

Thomaswerke mit Krananlage und zwei Mischern, die außerdem im Konverterraum nicht zu sehr beschränkt sind, reichern zweckmäßig entweder laufend einen Hochofen mit Konverterauswurf und Thomasschlacke nur etwas an, verblasen das angereicherte Roheisen im sauren Konverter auf Vanadinschlacke, sammeln das Resteisen in dem zweiten Mischer und setzen es gleichmäßig dem Thomasroheisen der übrigen Oefen flüssig zu; oder aber sie stellen — besonders bei siliziumreichem Thomasroheisen — aus diesem eine Vanadinvorschlacke im sauren Konverter her, die sie dann auf Vanadinroheisen verhütten, das wiederum in üblicher Weise auf Vanadinschlacke und Thomasstahl weiterverarbeitet wird. Für diejenigen Werke, bei denen die oben genannten Betriebsbedingungen nicht oder nur teilweise vorliegen, ist es zweckmäßig, von Zeit zu Zeit eine besondere Vanadinreise unter Erschmelzung und Verblasung eines stark mit Konverterauswurf und Thomasschlacke angereicherten Vanadinroheisens einzulegen und in dieser Zeit die Vanadinschlackenerzeugung für einen möglichst großen Zeitraum zu erfüllen.

ordnung wie bei dem Vorfrischverfahren. Gegenüber diesem dürfte der Manganverbrauch in Spiegeleisen und Ferromangan um etwa 1 kg/t Thomasstahl niedriger sein.

Da es sich dabei um Beträge in der Größenordnung von 10 000 bis 20 000 t Mn in hochprozentigen Manganerzen handelt, so dürfte dies ein nicht zu übersehender Punkt für die Wahl des richtigen Verfahrens sein. Im Sinne der Rationalisierung liegt ohne Zweifel die Uebertragung solcher Sonderaufgaben auf möglichst wenige Hüttenwerke.

R. Frerich, Dortmund: Herr Zieler wies darauf hin, daß es wünschenswert ist, einen Kran vor oder über den Konvertern zu besitzen, mit dem man das, samt der Vanadinschlacke, in eine Pflanze gekippte Roheisen nach dem Abziehen der Vanadinschlacke wieder in eine Thomasbirne fahren kann. Ich mache in diesem Zusammenhang auf eine weitere Entwicklung der Arbeitsweise beim Thomaswerk des Dortmund-Hoerder Hüttenvereins, Werk Dortmund, aufmerksam, die von Herrn Zieler in seinem Vortrag noch nicht aufgenommen worden ist.

Im Thomaswerk haben wir uns die Möglichkeit geschaffen, nach dem Vanadinblasen das Zwischenmetall samt Vanadinschlacke in eine auf dem Thomasschlackengleis fahrbare Pflanze auszuleeren. Das Fahrgestell kann mit Hilfe einer auf dem Gießwagengleis verfahrbaren Gleisplatte bis über das Gießwagengleis gefahren werden. Die mit Roheisen und Vanadinschlacke gefüllte Pflanze wird unter die Mischerkranbahn gezogen, dort entschlackt und das Zwischenmetall in den Mischern mit gering vanadinhaltigem Thomasroheisen für die Stahlherstellung gekippt. Diese Arbeitsweise hat sich außerordentlich bewährt und entlastet die Krane in der Konverterhalle erheblich.

In Differenzen ist die gleiche Arbeitsweise eingeführt worden. Es ist anzunehmen, daß auf dem einen oder anderen Thomaswerk auch von dieser Möglichkeit Gebrauch gemacht werden kann. Neben einer weitgehenden mengenmäßigen Erfassung der gebildeten Vanadinschlacke werden die Blaseigenschaften des für die Thomasherstellung benutzten Thomasroheisens durch Verringerung des Siliziumgehaltes, Erhöhung der Anfangstemperaturen und Verkürzung der Blasezeit verbessert. In Dortmund ist diese Vanadintransportpflanze so groß ausgebildet, daß zwei übliche Thomasschmelzen in ihr untergebracht werden können. Auch läßt sich die Arbeitsweise so durchführen, daß die krümelige Vanadinschlacke im Konverter zurückgehalten und nach dem Ausleeren des Zwischenmetalls in einen besonderen Topf ausgeleert wird, um die Zeit zum Abziehen der Vanadinschlacke unter der Mischerkranbahn zu verkürzen. Mit dieser Arbeitsweise ist gewissermaßen der schon häufiger von den verschiedensten Seiten gemachte Vorschlag in etwa verwirklicht worden, einen Konverter vor dem Mischer zu haben, mit dem gewisse Vorfrischarbeiten am Roheisen durchgeführt werden können.

Herr Zieler weist außerdem wiederum darauf hin, daß die Vanadinschlacke möglichst kalkarm sein muß. Das ist nach unseren Erfahrungen nicht notwendig. Wir stellen seit Jahren



im basischen Konverter Vanadinschlacke her, die im allgemeinen 8 bis 12 % CaO hat. Diese kalkhaltige Vanadinschlacke zeigt die von Herrn Zieler angeführten Schwierigkeiten beim Auslaugen in keiner Weise. Das Gewinnen von Vanadinschlacke im basischen Konverter statt im sauren hat den nicht zu unterschätzenden Vorteil, daß dieser Konverter jederzeit für die

Stahlerzeugung zur Verfügung steht. Im übrigen hält ein basischer Konverter nach unseren Erfahrungen, wenn nur Vanadinschlacke in demselben erzeugt wird, das Doppelte und mehr als bei der Thomasstahlerzeugung. Ein saurer Konverter ist nur dann angebracht, wenn größere Siliziumgehalte des Roh Eisens entfernt werden sollen.

## Umschau.

### Pulvermetallurgische Herstellung von Eisenwerkstoffen.

Im Massachusetts Institute of Technology in Cambridge (Conn.) fand eine Tagung über Pulvermetallurgie statt<sup>1)</sup>, bei der sich bemerkenswerterweise der weitaus größte Teil der Vorträge mit Fragen der Eisenpulvermetallurgie befaßte.

Wie A. H. Allen in seinem Bericht über

#### Herstellung und Eigenschaften von Eisenpulver

betonte, hat der starke Rückgang in der Einfuhr von schwedischem Eisenschwamm den Ruf nach einem einheimischen Rohstoff zur Herstellung von Eisenpulver laut werden lassen. Dabei hat man sich in Amerika weniger den Eisenerzen als reineren Oxyden, wie z. B. oxydiertem Schrott, Zunder, Beizrückständen u. ä., zugewandt.

Zur Reduktion werden bei den verschiedenen Verfahren neben Wasserstoff auch Kohle oder Kohlegase verwendet. Besonders hervorgehoben wird ein Verfahren, das auf Erze aus Ostexas Anwendung findet; bei einer Temperatur von 750° wird als Reduktionsmittel stoßweise ein Naturgas von 3,5 kg/cm<sup>2</sup> Druck eingepreßt. Die Brennstoff- und Anlagekosten dieses Verfahrens sollen nur ein Viertel bis ein Achtel des Hochofenverfahrens betragen.

Nach der Reinheit der Eisenpulver werden vier Klassen unterschieden:

1. Pulver mit > 99 % Fe für Lager und sonstige auf Schlag beanspruchte Teile;
2. Pulver mit 96 bis 99 % Fe für übliche Maschinenteile;
3. Pulver mit 93 bis 96 % Fe für weniger beanspruchte Teile;
4. Pulver mit < 93 % Fe für Teile, bei denen Verunreinigungen erwünscht sind.

Der Preis für ganz reines Eisenpulver beträgt 16 bis 24 c/kg. Die Kornform, die Preßbarkeit und Härte hängen weitgehend vom Rohstoff und von dem Herstellungsverfahren ab. In diesem Zusammenhang wird ein neues Verfahren erwähnt<sup>2)</sup>, bei dem Späne aus Stahl mit etwa 0,12 % C, 0,75 % Mn, 0,11 % P und 0,25 % S mechanisch grob zerkleinert werden. Dieses Pulver wird mit 4,5 t/cm<sup>2</sup> vorgepreßt, bei 1000° gesintert und sofort in wassergekühlten Formen heiß nachverdichtet, sodann vergütet und kalt verformt. Dieser Werkstoff hat eine sechsmal höhere Festigkeit als Gußeisen, ist wesentlich härter und sehr verschleißfest. Solche Sinterkörper werden als Verschleißbüchsenringe für Kugellagerhalter in Chevrolet-Motoren verwendet.

Die Eisenpulvermetallurgie kann für die augenblickliche Umstellung der amerikanischen Industrie von der Friedens- zur Kriegserzeugung von großem Einfluß sein. So können z. B. Bremszylinder und Kolben für Kraftfahrzeuge, die bisher aus Aluminium hergestellt werden, genau so gut pulvermetallurgisch aus Eisenpulver gemacht werden, was mit einer bedeutenden Arbeits- und Zeitersparnis verbunden sein würde. Man kann überhaupt dort, wo besondere Maßhaltigkeit erforderlich ist, bei besonders verschleißfesten Teilen, bei sehr verwickelten Formteilen und bei Stählen mit besonderen Eigenschaften, die nach den bisherigen schmelzmetallurgischen Arbeitsverfahren nicht erzielt werden können, den Stahlsinterkörpern eine große Zukunft voraussagen. Andererseits muß man aber auch die vorhandenen Schwierigkeiten, z. B. bei der Matrizenherstellung, und die Tatsache, daß noch kein für alle Verwendungszwecke geeignetes Eisenpulver in ausreichender Menge zur Verfügung steht, berücksichtigen. In der an diesen Vortrag anschließenden Erörterung wurde u. a. der Wunsch nach einem Eisenpulver mit großer Kaltverformbarkeit und möglichst geringem Verzug und Schrumpf beim Sintern ausgesprochen.

John Wulff sprach von einer neuen Art der

#### Pulvermetallurgischen Herstellung von Teilen aus nichtrostenden Chrom-Nickel-Stählen.

Da reine Nickel- und Chrompulver wegen ihrer zu geringen Diffusion zur pulvermetallurgischen Herstellung entsprechender

Eisenlegierungen nicht ohne weiteres zu verwenden sind, ging er von einem Pulver aus, das aus Schrott von austenitischem Chrom-Nickel-Stahl gewonnen wurde. Feil- oder Drehspäne oder Stanzabfälle wurden bei 500 bis 800° geglüht, um Verunreinigungen und Karbide an den Korngrenzen zur Ausscheidung zu bringen. Nach der Abkühlung können diese Korngrenzenausscheidungen dann weggeätzt werden, wenn deren Potentialdifferenz gegen die reinen Kristalle dazu ausreicht. Zu diesem Zweck wird der hochoerhitzte Schrott mit einer Lösung aus 3 % CuSO<sub>4</sub> + 3 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> behandelt; man erhält so ein sehr reines und weiches Stahlpulver, das aus Einkristallteilchen besteht, deren Größe durch die Korngröße des Ausgangswerkstoffs bedingt ist, und zwar unabhängig von der Glühbehandlung. Ebenfalls maßgeblich für die Teilchengröße ist die Abkühlungsgeschwindigkeit. Bei geeigneter Auswahl des Ausgangsstoffes kann man ein Pulver in der Korngröße < 0,05 mm erhalten. Die Dichte des so erhaltenen Stahlpulvers liegt zwischen 2,9 und 3,6 g/cm<sup>3</sup>. Es läßt sich ausgezeichnet pressen und sintern. Bei einem Preßdruck von 5,5 t/cm<sup>2</sup> wird eine Dichte von 7 g/cm<sup>3</sup> erzielt. Bei einer Sintertemperatur von 1250° wird eine Zugfestigkeit von 28 kg/mm<sup>2</sup> bei 22 % Bruchdehnung (die Probenform ist nicht angegeben; vermutlich bezieht sich die Dehnung auf eine Meßlänge von 50,8 mm) erreicht und bei einer Sintertemperatur von 1375° eine Zugfestigkeit von 44 kg/mm<sup>2</sup> bei 48 % Bruchdehnung. Diese letzten für Sinterkörper sehr beachtlichen Werte können nur mit einer geeigneten Sinteratmosphäre erzielt werden, wie z. B. sorgfältig gereinigtem und getrocknetem Wasserstoff, was am besten mit Titanhydrid oder metallischem Kalzium zu erreichen ist. Bei einer 8prozentigen Verformung unter einem 180-kg-Hammer hatte der bei 1250° gesinterte Werkstoff eine Zugfestigkeit von 56 kg/mm<sup>2</sup> bei 60 % Bruchdehnung. Diese nichtrostenden Sinterkörper sind im Gegensatz zu den entsprechenden Gußlegierungen auf Grund ihrer Porigkeit kurzspanend.

Nach diesem Verfahren kann man mit Ammoniumpersulfat auch Armcö-Eisen pulvern. Das so erhaltene Eisenpulver ähnelt in der Kornform dem Karbonyleisen, ist preislich jedoch nicht wettbewerbsfähig.

Sodann hielt R. P. Seelig einen Vortrag über

#### Die Preßtechnik bei der Herstellung besonders dichter Sinterwerkstoffe

mit annähernd 90 % Raumerfüllung. Dieser Bericht stand im engen Zusammenhang mit einer Veröffentlichung des Vortragenden<sup>1)</sup> und beschäftigte sich hauptsächlich mit mechanischen Fragen der Preßtechnik. In diesem Zusammenhang zeigte er an Hand einiger Beispiele, welche Formteile man heute schon pulvermetallurgisch herstellen kann. Die daran anschließende Erörterung ergab, daß gesinterte Werkstoffe durchweg gegenüber geschmolzenen und gewalzten eine erhöhte Verschleißfestigkeit aufweisen. Man war der Ansicht, daß durch einige mögliche Vereinfachungen an Maschinenteilen die Anwendung pulvermetallurgischer Arbeitsverfahren preßtechnisch noch erheblich erleichtert werden könnte.

Der Vortrag von F. V. Lenel behandelte ein neues Verfahren zur

#### Herstellung besonders harter und verschleißfester selbstschmierender Eisenteile,

die bei der Führung von Sägeblättern, als Lager, als Ausstoßer in Oefen und Kältemaschinen oder als Kolben in Diesel-Brennstoffpumpen Verwendung finden. Das Verfahren besteht darin, daß die Sinterkörper einer Dampfbehandlung ausgesetzt werden. Nach einer Sinterung bei 1100° werden die Teile in einem geschlossenen Behälter einem stetigen Dampfstrom ausgesetzt, wobei die Porenwandungen zu Eisenoxyd oxydiert werden. Vor einem zu weit gehenden Angriff werden die Proben durch eine sich oberflächlich bildende Oxydschicht geschützt und die Oxydation hört somit selbständig auf. Dabei entsteht innerhalb des Sinterkörpers ein Gerüst von magnetischem Eisenoxyd, das mengenmäßig bis zu ungefähr 30 % ausmachen kann. Bei einem Sinterstahl mit 2 % Graphit entsteht

<sup>1)</sup> Iron Age 148 (1941) Nr. 18, S. 29/35 u. 100.

<sup>2)</sup> Steel 108 (1941) Nr. 21, S. 76.

<sup>1)</sup> Metals & Alloys 12 (1940) S. 744/48.



so ein gleichmäßig ferritisch-perlitisches Gefüge, unterbrochen von einem Netzwerk von Hohlräumen und Oxydzeilen. Manchmal sieht man das Oxyd unmittelbar an Perlit angrenzen. Demnach müßten während der Dampfbehandlung zu einem kleinen Teil auch Umsetzungen zwischen der Kohle und dem Sauerstoff stattfinden. Bei einer Steigerung des Preßdrucks von 1,6 auf 7,9 t/cm<sup>2</sup> steigt bei diesen Sinterkörpern die Dichte von 5,1 auf 6,6 g/cm<sup>3</sup>, der Porenraum sinkt dabei von 5,75 auf 2,11 % und die Gewichtszunahme bei der Oxydation fällt von 12,1 auf 1,6 %. Die Härte dieser Proben beträgt 37 Rockwell-E-Einheiten und 68 Rockwell-B-Einheiten. Bei anderen Versuchsreihen wurden bei dampfbehandelten Proben fast unabhängig vom Preßdruck Härtewerte gefunden, die bei 100 Rockwell-B-Einheiten lagen. Die Zugfestigkeit dampfbehandelter Proben aus Eisenschwamm war mit 15,5 kg/mm<sup>2</sup> etwas niedriger als bei einfach gesinterten Proben mit 19,7 kg/mm<sup>2</sup> Zugfestigkeit. Ein aus feingekörntem unlegiertem Stahl hergestellter Sinterstahl zeigte nach einer Dampfbehandlung eine Zugfestigkeit von 28,8 kg/mm<sup>2</sup> gegenüber dem nichtbehandelten Werkstoff mit 32,3 kg/mm<sup>2</sup> Zugfestigkeit. Beim Druckversuch hatte der dampfbehandelte Werkstoff eine Quetschgrenze von nahezu 56,3 kg/mm<sup>2</sup> gegenüber einer solchen von 28,1 kg/mm<sup>2</sup> beim nur gesinterten Stahl. Die einzelnen Eisenpulver zeigen gegenüber einer solchen Dampfbehandlung keine Unterschiede. Die Oxydteilchen sind sehr widerstandsfähig gegen Korrosion und Verschleiß. Der Korrosionswiderstand ist bedeutend besser als bei einfach gesinterten Proben. Selbst nach mehreren Monaten zeigten sich unter den verschiedensten Bedingungen an dampfbehandelten Proben noch keine Rosterscheinungen.

Dann hielt R. P. Koehring einen Vortrag über das

#### Warmverdichten von Sinterkörpern.

Einleitend beschrieb er drei Verfahren zur Herstellung metallischer Sinterwerkstoffe.

1. Kaltpressen, Sintern und Kalibrieren;
2. Kaltvorpressen, Heißpressen in erhitzten Formen und Glühen;
3. Kaltpressen, Sintern mit anschließendem Warmverdichten in gekühlten Formen und Glühen.

Welches Verfahren man von Fall zu Fall wählt, hängt einmal von wirtschaftlichen Gesichtspunkten ab, dann aber auch von den erwünschten physikalischen und technologischen Eigenschaften des Enderzeugnisses. Das Verfahren 1 ermöglicht wohl eine hohe Erzeugung, jedoch hat der erhaltene Werkstoff eine geringe Festigkeit und Zähigkeit. Nach dem zweiten und dritten Verfahren ist die Erzeugungsleistung ziemlich gering; dafür erhält man aber Werkstoffe mit guten technologischen und physikalischen Eigenschaften.

Es wird dann über einige Versuche nach dem Arbeitsverfahren 3 berichtet. Diese Versuche wurden mit fünf verschiedenen Ausgangsstoffen durchgeführt:

1. mit Stahldrehspänen der Art, wie sie schon vorher von A. H. Allen beschrieben wurde;
2. mit entkohltem Stahlpulver in einer Körnung < 0,15 mm;
3. Probe 2, vermischt mit 0,6 % Graphit;
4. Eisenpulver, das durch Reduktion von Walzsinter erhalten wurde, in einer Körnung < 0,15 mm;
5. Probe 4, vermischt mit 0,6 % Graphit.

Die Proben wurden 1 h bei 1050° gesintert, und zwar die Reineisenproben unter Wasserstoff und die kohlenstoffhaltigen in einem mit Kohle gefüllten geschlossenen Behälter. Das Gefüge der warm nachverdichteten Sinterkörper zeigte bei allen kohlenstoffhaltigen Proben eine durchschnittlich 50 % tragende Entkohlung. Die erzielten Festigkeitseigenschaften sind aus *Zahlentafel 1* zu ersehen. Eisenschwamm ließ sich nach diesem Verfahren nicht gut verarbeiten. Wird besondere

**Zahlentafel 1. Festigkeitseigenschaften warm nachverdichteter Stahlsinterkörper aus verschiedenen Ausgangspulvern.**

| Probe | Dichte g/cm <sup>3</sup> | Zugfestigkeit kg/mm <sup>2</sup> | Streckgrenze kg/mm <sup>2</sup> | Bruchdehnung <sup>1)</sup> % |
|-------|--------------------------|----------------------------------|---------------------------------|------------------------------|
| 1     | 7,79                     | 38,2                             | 26,8                            | 11                           |
| 2     | 7,82                     | 38,9                             | 26,6                            | 14                           |
| 3     | 7,78                     | 51,5                             | 36,1                            | 23                           |
| 4     | 7,39                     | 28,1                             | 23,2                            | 3                            |
| 5     | 7,39                     | 31,5                             | 26,0                            | 4                            |

<sup>1)</sup> Meßlänge 50,8 mm.

Maßhaltigkeit gefordert, so ist das Kaltpressen günstiger als das Warmpressen. Zusammenfassend wurde festgestellt, daß für porige Sinterkörper mit nur geringen Maßabweichungen Pulver 1 am geeignetsten ist, während die besten Festigkeitswerte mit Pulver 2 und 3 erzielt werden. Ueberraschend waren

für den Vortragenden die geringen Festigkeitswerte, die er mit dem Eisenpulver aus Walzsinter erzielt hat.

Der anschließende Vortrag von C. G. Goetzel über das

#### Warmpressen von Eisenpulver

war eine Fortsetzung des Berichts von R. P. Koehring und beschäftigte sich mit dem von ihm unter 2 angegebenen Arbeitsverfahren: Kaltvorpressen, dann in heißen Matrizen nachverdichten und glühen<sup>1)</sup>.

In der Besprechung der beiden letzten Vorträge wurden Fragen über die Erzeugungsmenge und die Verwendungsmöglichkeiten für so hochfeste Eisenteile besprochen. Nach Ansicht der Vortragenden können nach diesem Verfahren 400 bis 600 Teile in der Stunde gefertigt werden. Seltsamerweise zeigt der schwedische Eisenschwamm einen höheren Widerstand beim Warmpressen als Elektrolyteisenpulver oder durch Wasserstoffreduktion hergestelltes Eisenpulver, was durch starke oberflächliche Verunreinigung des Schwampulvers erklärt wird. Dann wurde auch die Frage des Matrizenverschleißes beim Warmpressen angeschnitten; obwohl darüber keine genauen Angaben gemacht werden konnten, war man doch der Ansicht, daß bei geeigneter Werkstoffwahl und bei Anwendung von Wasserkühlung die Lebensdauer an die der Kaltpreßmatrizen heranreichen dürfte. Das Warmpressen dürfte zukünftig in erster Linie für die Herstellung verwickelter Eisenteile von hoher Dichte in Frage kommen.

Ueber

#### Die Vorgänge beim Sintern

berichtete P. E. Wretblad. Er bezeichnete das Sintern als einen Vorgang, bei dem feste Teilchen durch atomare Kräfte untereinander verbunden werden, wobei über Einflüsse, wie z. B. Temperatur, Druck oder Phasenübergänge, keine Vermutungen geäußert wurden. Der Idealfall einer Sinterung zweier Oberflächen ist dann gegeben, wenn die ursprüngliche Grenzfläche verschwindet, dabei aber nicht in eine Korngrenze übergeht, sondern zu einer neuen Kristallfläche wird. Daraus ist die Folgerung zu ziehen, daß Preßdruck und Temperatur für den Sintervorgang nur von untergeordneter Bedeutung sind. Kristallisationserscheinungen wie Rekristallisation, Kornwachstum und auch Schwindungserscheinungen sind eher eine Folge von Diffusionsvorgängen als auf Oberflächenspannungen oder chemische Reaktion zurückzuführen. In der darauffolgenden Erörterung wurde diese Theorie mit den Anschauungen von W. Trzebiatowsky<sup>2)</sup>, die sich auf Sinterversuche stützen, und denen von Eberhard, die auf Grund von Untersuchungen poriger und kolloidaler Pulver mit dem Elektronenmikroskop gewonnen wurden, verglichen. *Hans Wiemer.*

#### Schaubildliche Ermittlung der Drehzahl oder des Durchmessers von Transmissionsscheiben und Motoren.

In mechanischen Werkstätten und Instandsetzungsbetrieben tritt häufig die Aufgabe auf, Drehzahl oder Durchmesser von Transmissionsscheiben und Antriebsmotoren zu errechnen. Es hat sich als praktisch erwiesen, hierfür ein Nomogramm zu benutzen.

Die vier Einflußgrößen, die sich hierbei wechselseitig bedingen, sind:

- $n_1$  = Drehzahl des Antriebsmotors,
- $d_1$  = Durchmesser der zugehörigen Motorscheibe,
- $n_2$  = Drehzahl der Transmissionsscheibe,
- $d_2$  = Durchmesser der Transmissionsscheibe.

Jede dieser vier Größen kann zum gesuchten Endwert werden. Ihre mathematische Verknüpfung lautet:

$$d_2 = \frac{n_1}{n_2} \cdot d_1$$

Als praktisch vorkommende Grenzwerte wurden im vorliegenden Fall angenommen für  $n_1$  = 600 bis 1400 U/min, für  $d_1$  = 100 bis 220 mm, für  $n_2$  = 100 bis 200 U/min, für  $d_2$  = 400 bis 2000 mm.

#### Nomogrammaufbau.

Unter Benutzung der bekannten Anleitung zur Konstruktion solcher Nomogramme<sup>3)</sup> läßt sich die vorgenannte mathe-

<sup>1)</sup> Schwarzkopf, P., und C. G. Goetzel: Iron Age 148 (1941) Nr. 10, S. 37/44.

<sup>2)</sup> Z. phys. Chem., Abt. B, 24 (1934) S. 75/86; Naturwiss. 21 (1933) S. 205.

<sup>3)</sup> Diercks, H., und H. Euler: „Praktische Nomographie“. Entwerfen von Netztafeln. Nomogramme für beliebig viele Veränderliche mit Hilfe der Leitlinie. Praktische Beispiele. 2. Aufl. Düsseldorf: Verlag Stahleisen m. b. H. (1942.)



matische Verknüpfung folgendermaßen nomographisch darstellen (Bild 1).

In Feld I wird auf der Waagerechten die Drehzahl des Motors ( $n_1$ ) aufgetragen und mit dem Durchmesser der Motorscheibe ( $d_1$ ) vervielfacht; das Ergebnis wird im Feld II durch die Drehzahl der Transmissionsscheibe ( $n_2$ ) geteilt und ergibt auf der Waagerechten den Durchmesser der Transmissionsscheibe ( $d_2$ ). Das eingezeichnete Beispiel gibt den schaubildlichen Rechnungsgang wieder.

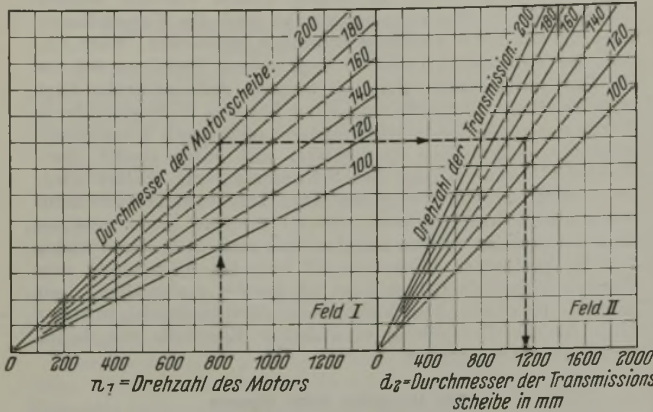


Bild 1. Ermittlung von Antriebs-scheibendurchmesser und Drehzahlen.

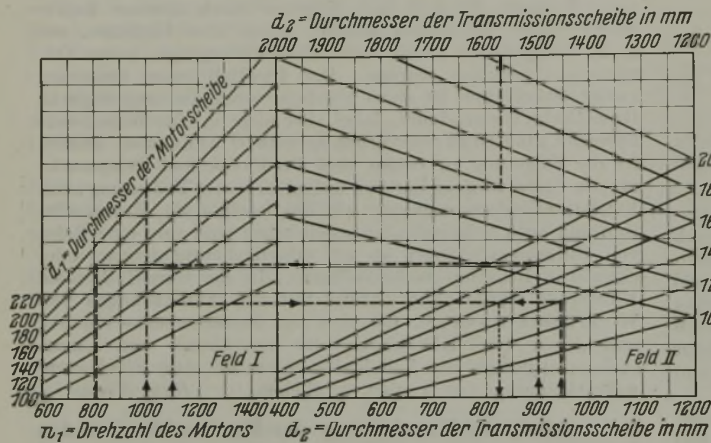


Bild 2. Ermittlung von Antriebs-scheibendurchmesser und Drehzahlen (rückläufige Teilung).

Um die Ablesegenauigkeit zu erhöhen, kann man mit Hilfe der „rückläufigen Teilung“<sup>1)</sup> nicht nur die untere, sondern auch die obere Waagerechte des Feldes II zur Ablesung des Endergebnisses benutzen. Die entsprechende Konstruktion ist an anderer Stelle beschrieben<sup>1)</sup>.

Ein derartiges Nomogramm zeigt Bild 2. Feld I ist das gleiche geblieben und lediglich auf die praktisch vorkommenden Motor-drehzahlen von 600 bis 1400 begrenzt worden. Feld II zeigt die vorerwähnten beiden waagerechten Ablese-skalen, die untere umfaßt den Bereich von 400 bis 1200 mm Transmissionsscheibendurchmesser, die obere den von 1200 bis 2000 mm.

#### Anwendungsbeispiele.

Die eingezeichneten Beispiele besagen:

- Bei  $n_1 = 1100$  U/min,  $d_1 = 120$  mm,  $n_2 = 160$  U/min, beträgt  $d_2 = 825$  mm.
- Bei  $n_1 = 1000$  U/min,  $d_1 = 220$  mm,  $n_2 = 140$  U/min, beträgt  $d_2 = 1570$  mm.
- Selbstverständlich ist es, wie bei jedem derartigen Nomogramm, auch möglich, jede andere der vier Einflußgrößen zu ermitteln. Beispiel c zeigt dies.
- Bei  $d_2 = 900$  mm,  $n_2 = 180$  U/min und  $d_1 = 200$  mm muß  $n_1 = 810$  U/min betragen.
- Die Drehzahl einer Bearbeitungsmaschine soll von  $n_2 = 140$  auf 160 U/min erhöht werden. Da  $d_1 = 120$  mm,  $n_1 = 1100$  U je min bekannt und konstant bleiben, läßt sich die Aenderung von  $d_2$  von 944 auf 825 mm in Feld II unmittelbar ablesen.
- Zu einer neu gekauften Werkzeugmaschine mit vorgeschriebener Drehzahl ist am Lager ein ungefähr passender An-

triebsmotor vorhanden, dessen  $n_1 = 810$  U/min also bekannt ist;  $n_2 = 180$  U/min ist vorgeschrieben; hieraus ergibt sich bei freier Wahl des Riemenscheibendurchmessers  $d_2 = 900$  mm, der gesuchte Durchmesser der Motorscheibe  $d_1$  zu 200 mm (A).

Wilhelm Wicker, Witten.

## Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung zu Düsseldorf.

### Entfestigung durch Kristallerholung und Rekristallisation.

Die an kaltverformtem Stahl unter bestimmten Bedingungen zu beobachtende grobkörnige Rekristallisation, die bei der Weiterverarbeitung des Stahles im allgemeinen unerwünscht ist, zeigt sich bei Versuchen von A. Pomp und G. Niebch<sup>1)</sup> als gut geeignet zur Verfolgung der mit der Rekristallisation und Entfestigung zusammenhängenden Vorgänge, da bei Anwendung eines feinkörnigen Ausgangsgefüges das durch die Rekristallisation entstehende grobe Korn besonders gut hervortritt.

Die Versuche wurden mit Krupp'schem Weicheisen mit 0,08 % C bei Glüh-temperaturen zwischen 620 und 900° unter Anwendung verschiedener Glühzeiten zwischen 10 min und 8 h durchgeführt. Die Verformung lag zwischen 5 und 20 % Querschnittsabnahme. Die Glühung wurde in einem elektrisch beheizten Kammerofen mit selbsttätiger Temperaturregelung vorgenommen; abgekühlt wurde im Ofen und an ruhiger Luft. An den geglühten Proben wurden Härteprüfungen und Gefügeuntersuchungen vorgenommen.

Nach dem Glühen bei Temperaturen von 620 bis 710° ließ sich zwischen einer Entfestigung durch Kristallerholung und einer solchen durch Rekristallisation unterscheiden, was am Beispiel der bei 620° eintretenden Aenderungen erläutert sei. In Bild 1 ist der zeitliche Verlauf der Entfestigung (die „Entfestigungs-isothermen“) für den Fall der Ofenabkühlung aufgetragen. Hierbei verlaufen die den Verformungsgraden 5, 7,5 und 10 % entsprechenden Schaulinien über den weitaus größten Zeitbereich waagerecht, während sie in den ersten 30 min steil abfallen; mit steigendem Verformungsgrad stellt sich wie bei Raumtemperatur eine höhere Härte ein; im Gefüge zeigt sich bis zur längsten Glühzeit nicht die geringste Aenderung. Diese Merkmale sind kennzeichnend für Kristallerholung, da zwar ein teilweiser Abbau der Verfestigung erfolgt, die Härte aber nicht bis auf den Ausgangswert zurückgeht. Die Kurven zeigen hierbei ein einfaches Abklingen. Die zum Verformungsgrad 12,5 % gehörende Kurve zeigt bis zu 1 h Glühzeit ebenfalls einen auf Kristallerholung hinweisenden Verlauf, da sie nach einem anfänglich steilen Abfall sofort waagerecht einbiegt;

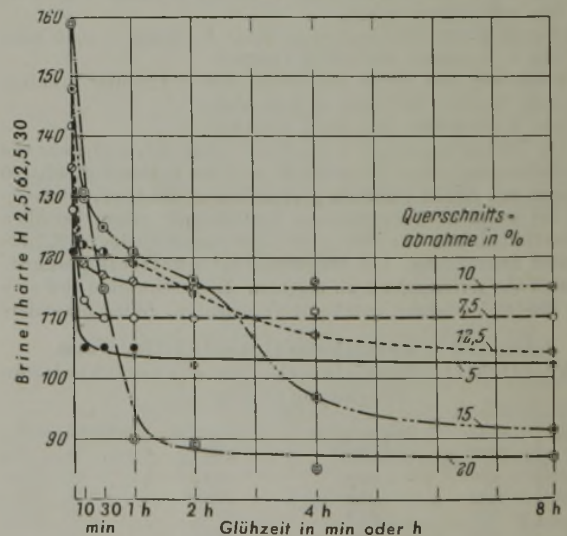


Bild 1. Zeitlicher Verlauf der Entfestigung von Stahl mit 0,08 % C bei 620°.

dann aber beginnt sie mit zunehmender Glühzeit weiter zu fallen, wobei sie die zu 7,5 und 10 % gehörenden Schaulinien schneidet; sie erreicht aber nach 8 h offensichtlich noch keinen endgültigen

<sup>1)</sup> Siehe Note 3 auf S. 801: a. a. O., S. 31/32.

<sup>1)</sup> Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 24 (1942) Lfg. 5, S. 47/59.



Wert. Grundsätzlich den gleichen Verlauf nimmt auch die 15 % Abnahme entsprechende Schaulinie, bei der aber gegenüber der zu 12,5 % gehörenden die Aenderungen zeitlich enger zusammengerückt sind; denn noch nach 2 h zeigt sie höhere, aber nach 4 h bereits niedrigere Werte als alle bisher genannten Schaulinien; im Kurvenverlauf tritt dabei ein deutlicher Wendepunkt ein. Aber auch hier ist nach 8 h offensichtlich noch kein Beharrungszustand erreicht. Das Gefüge zeigt bei den Proben dieser beiden Verformungsgrade bis zu 2 h Glühzeit keine Veränderung, dagegen von 4 h an viele neugebildete große Körner neben unveränderten alten (Bild 2). Das deutliche Fortschreiten der Entfestigung im zweiten Teil der Kurven ist also auf den Eintritt der Rekristallisation zurückzuführen. Bei der 20 % Verformung entsprechenden Schaulinie ist der der Rekristallisation vorgelagerte Abschnitt der Erholung nur noch bei 10 min Glühdauer anzunehmen, da dort die Härte noch ziemlich hoch liegt; dagegen ist bei 30 min Glühdauer schon beginnende Rekristallisation zu vermuten, obwohl sich auch jetzt noch im Gefüge keine merkliche Aenderung beobachten läßt; nach 1 h ist dann eine deutliche Kornneubildung festzustellen (ähnlich Bild 2), die Härte ist unter Überschneidung sämtlicher anderen Schaulinien bis auf den Ausgangswert gesunken und zeigt keine nennenswerte Aenderung mehr bei weiterer Verlängerung der Glühzeit. Von 4 h an liegen die Verformungsgrade 12,5, 15 und 20 % im Gegensatz zu den drei niedrigeren mit der Härte genau umgekehrt zur ursprünglichen Reihenfolge.

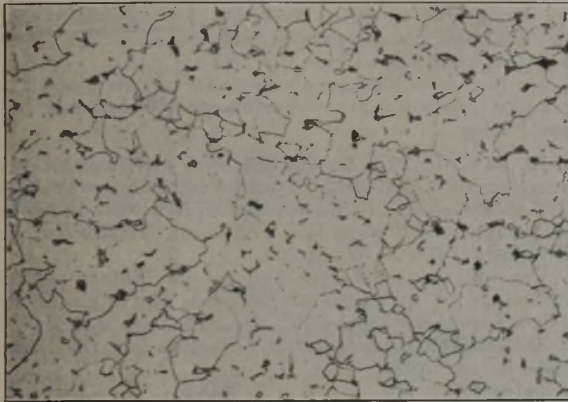


Bild 2. Teilrekristallisation von Stahl mit 0,08 % C bei 620°; 12,5 % Kaltverformung, 4 h Glühdauer, Ofenabkühlung. ( $\times 100$ ; geätzt mit alkohol. Salpetersäure.)

Beim Uebergang auf höhere Temperaturen treten die hier beschriebenen Vorgänge in gleicher Weise auf, nur verschieben sie sich mit steigender Temperatur zu immer kürzeren Zeiten. Es ist dann meist schon nach der kürzesten Glühzeit ein grobkörnig rekristallisiertes Gefüge vorhanden, und auch hinsichtlich der Härte tritt über den gesamten Glühzeitbereich keine Aenderung mehr ein, so daß die Rekristallisation mit Sicherheit als abgeschlossen gelten kann. Eine Ausnahme machen jedoch die um 5 % verformten Proben, deren Entfestigungskurven bei allen Temperaturen den gleichen flachen Verlauf zeigen und weder den für die Rekristallisation bezeichnenden Wendepunkt noch irgendeine Gefügeveränderung aufweisen. Eine Verformung von 5 % reicht also bei dem vorliegenden Werkstoff nicht aus, um bei den angewandten Glühzeiten zur Rekristallisation zu führen, sondern die Entfestigung erfolgt lediglich durch Kristallerholung.

Dies geht auch aus Bild 3 hervor, das eine Zusammenfassung des Einflusses von Kaltverformung und Glüh-temperatur darstellt. Die einer Querschnittsabnahme von 5 % entsprechende Schaulinie nimmt auf beiden Abbildungen von 620 bis 900° einen ziemlich stetig fallenden Verlauf. Im Gegensatz dazu haben die Kurven der anderen Verformungsgrade nach einem steilen Abfall einen bei 750° liegenden Tiefstwert; er ist bei schwächeren Verformungsgraden und bei kurzer Glühzeit scharf in den Kurvenzug eingeschritten, während er sich bei den höheren Verformungsstufen und bei längerer Glühzeit über einen nach niedrigeren Temperaturen hin erweiterten Bereich erstreckt. Da die Entfestigungsisothermen bei den Temperaturen unterhalb 740° teilweise zeitabhängig sind (vgl. Bild 1), zeigen einige Kurven bei diesen Temperaturen zu verschiedenen Glühzeiten einen unterschiedlichen Verlauf, während bei den höheren Temperaturen die zwischen den Glühzeiten

vorhandenen Unterschiede nur durch natürliche Streuungen hervorgerufen sind. Kennzeichnend für das Gesamtbild sind auch die unterhalb 710° erfolgenden Kurvenüberschneidungen, in deren Verlauf sich die bei Raumtemperatur vorhandene Härtestaffellung der Verformungsgrade vollständig umkehrt, so daß die am stärksten verformten Proben die geringste Härte annehmen.

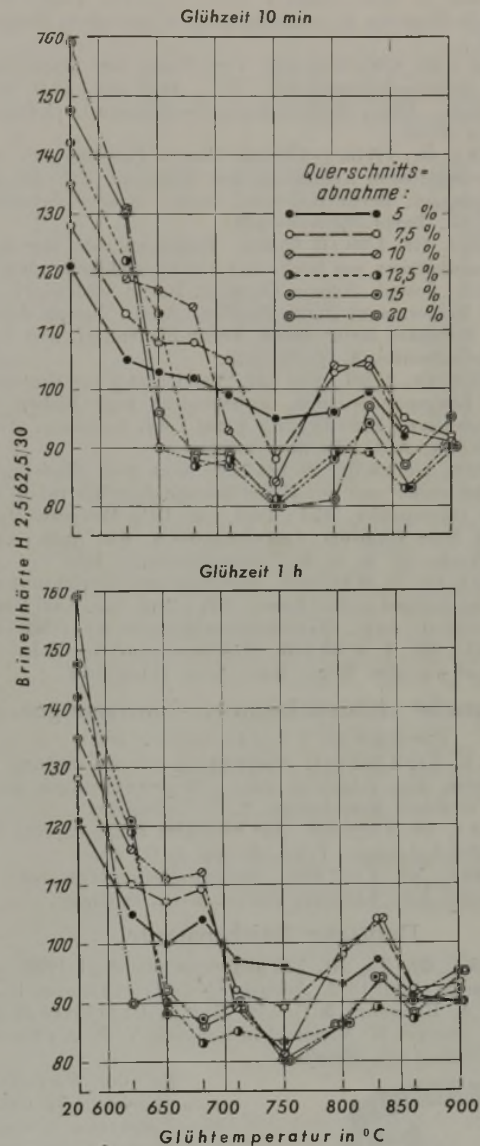


Bild 3. Zusammenhang zwischen Härte, Glüh-temperatur und Kaltverformung bei 10 min und 1 h Glühdauer.

Die Versuche zeigen, daß die Glühzeit nur bei denjenigen Temperaturen von praktischer Bedeutung ist, bei denen für einen vorliegenden Verformungsgrad die Entfestigung durch Rekristallisation noch nicht in den kürzesten Zeiten erfolgt. Deshalb sind einige der bei den niedrigeren Temperaturen liegenden Punkte in Bild 3 unsicher, da sie noch zeitabhängig sind. Die Aufstellung solcher Schaubilder hat also im Bereich der beginnenden Rekristallisation nur dann Berechtigung, wenn sie für mehrere Glühzeiten durchgeführt wird. In dieser Richtung scheinen unsere üblichen Rekristallisationsschaubilder (Korngröße oder Eigenschaften in Abhängigkeit von der Temperatur und der Kaltverformung darstellend) noch ergänzungsbedürftig zu sein, da sie meist keine Angaben über die Glühzeit oder deren Einfluß enthalten. Erst in den letzten Jahren wurden unter Berücksichtigung dieses Gesichtspunktes durchgeführte Untersuchungen an Leichtmetallen bekannt<sup>1)</sup>. Georg Niebch.

<sup>1)</sup> Borchers, H., und H. J. Mikulla: Aluminium 21 (1939) S. 6/23.



## Patentbericht.

### Deutsche Patentanmeldungen.

(Patentblatt Nr. 37 vom 10. September 1942.)

Kl. 18 c, Gr. 1/60, P 78 695. Verfahren zur Wärmebehandlung von metallischen Gegenständen in Salzschnitzbädern. Erf.: Donald A. Holt, Niagara Falls, New York. Anm.: E. J. Du Pont de Nemours & Company Inc., Wilmington, Delaware (V. St. A.).

Kl. 18 c, Gr. 8/90, E 52 236. Vorrichtung zum Blankglühen in einer Schutzgasatmosphäre. Erf.: Dipl.-Ing. Carl Hanf, Düren. Anm.: Elinco, Elektro-Industrie-Ofenbau Carl Hanf & Co., Düren (Rhld.).

Kl. 18 c, Gr. 11/10, S 141 755; Zus. z. Pat. 681 750. Verfahren zur regelbaren Abkühlung von Glühöfen. Erf.: Dr.-Ing. Arthur Sprenger, Berlin-Halensee. Anm.: Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 40 d, Gr. 1/90, G 95 604. Verfahren zum Herstellen von Verbundkörpern aus hoch- und niedrigerschmelzenden Metallen. Erf.: Joseph Johann Gutbrod, Berlin-Zehlendorf, und Bernhard Heinemann, Berlin-Steglitz. Anm.: Joseph Johann Gutbrod, Bernhard Heinemann, Berlin-Zehlendorf, und Deutsche Edelstahlwerke, A.-G., Krefeld.

Kl. 42 k, Gr. 21/03, A 91 422. Vorrichtung zur Erzeugung kleinster Längenänderungen, insbesondere zum Eichen von Dehnungsmessern. Erf.: Dr.-Ing. Ernst Lehr, Augsburg. Anm.: Askania-Werke, A.-G., Berlin-Friedenau.

Kl. 42 k, Gr. 23/04, W 104 712. Nach dem Eindringverfahren arbeitender und mit einem beweglichen Mikroskop ausgerüsteter Härteprüfer. Erf.: Dipl.-Ing. Otto Wolpert, Mannheim, und Karl Rumrich, Ludwigshafen a. Rh. Anm.: Otto Wolpert-Werke, G. m. b. H., Ludwigshafen a. Rh.

Kl. 49 h, Gr. 24, M 142 658. Verfahren und Vorrichtung zum Richten und Kühlen großer Rohre. Erf.: Dipl.-Ing. Karl Bunge-roth, Düsseldorf. Anm.: Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 49 i, Gr. 7, J 61 916. Maschine zum Herstellen von Muttern auf warmem Wege. Kurt Jung, Düsseldorf.

### Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 37 vom 10. September 1942.)

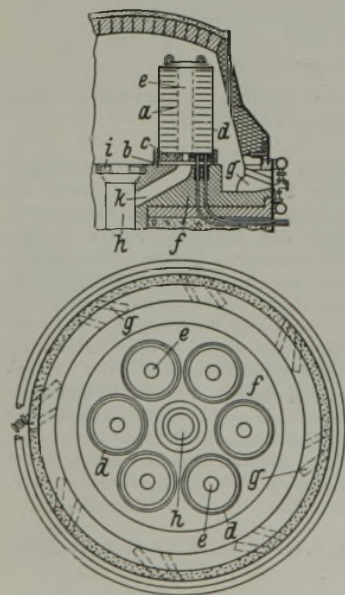
Kl. 7 b, Nr. 1 522 344. Vorrichtung zur Herstellung von Rippenrohren mit scheiben- oder schraubenförmigen Stahlrippen. Vereinigte Kesselwerke, A.-G., Düsseldorf.

Kl. 19 a, Nr. 1 522 385. Aus üblichem Schienenprofil hergestellte Weichenzunge. Fried. Krupp A.-G., Essen.

Kl. 19 a, Nr. 1 522 404. Zungenschienen-Walzprofil für Weichen aller Art. Klöckner-Werke, A.-G., Duisburg.

### Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 c, Gr. 8<sub>90</sub>, Nr. 720 226, vom 30. Juni 1938; aus-gegeben am 29. April 1942. Amerikanische Priorität vom 1. Juli 1937. H. A. Brassert & Co. in Berlin-Charlottenburg. (Erfinder: Georges W. Vreeland in New York, V. St. A.) *Vorrichtung zum Glühen von Metallen.*



Bei der Vorrichtung zum gleichzeitigen Glühen von mehreren Stapeln metallischen Gutes, besonders Bandstahles und Drahtes, werden die Glühgutstapel a auf besonderen in der Mitte durchlochenden und auf Stützen ruhenden Bodenplatten c gelagert und durch Glühhauben d überdeckt, die in der Mitte einen von oben nach unten durchlaufenden Kanal e für den Durchzug der Heizgase haben. Sie stehen auf der kreisförmigen Plattform f, an deren Umfang Brenner g tangential angeordnet sind. Zum Abzug der Gase befindet sich in der Mitte jeder Plattform ein Bodenkanal h, dessen Querschnitt durch Ringstücke i veränderlich ist. Die in den Kanal h mündenden Seitenkanäle k stellen eine derartige Verbindung zwischen Kanal h und den

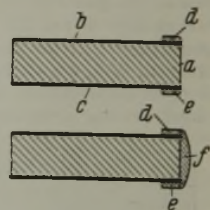
Kanälen e her, daß ein Teil der Heizgase durch die Kanäle e und die Kanäle k in die Kanäle h abgesaugt wird.

Kl. 31 c, Gr. 25<sub>01</sub>, Nr. 720 329, vom 15. Juni 1935; aus-gegeben am 5. Mai 1942. Zusatz zum Patent 712 326 [vgl. Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 253]. Robert Bosch, G. m. b. H., in Stuttgart. *Verfahren zur Verbesserung der durch nachfolgendes Magnetisieren erreichbaren Dauermagneteigenschaften von Eisen-Nickel-Aluminium-Legierungen durch Gießen.*

Die den eigentlichen Formhohlraum ganz oder teilweise begrenzenden Metalleinlagen sind zum Durchleiten eines Kühlmittels als Hohlkörper ausgebildet.

Kl. 49 h, Gr. 34<sub>02</sub>, Nr. 720 338, vom 26. April 1938; aus-gegeben am 1. Mai 1942. Kohle- und Eisenforschung, G. m. b. H., in Düsseldorf. (Erfinder: Gustav Tichy in Düsseldorf.) *Verfahren zum Schutz der ungeschützten Schnittkanten von Blechen, Bändern od. dgl., deren Oberflächen mit einer Schicht edleren Metalles überzogen sind, durch Auftragschweißung.*

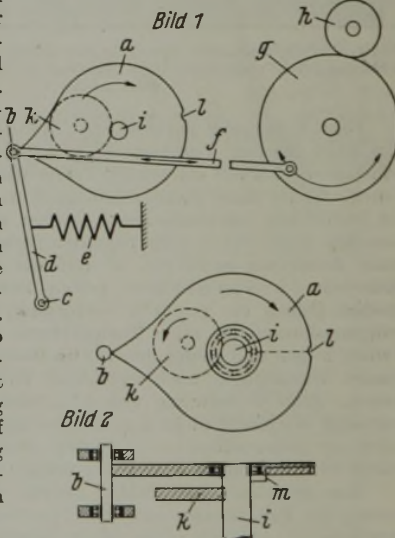
Besonders an Blechen, bei denen der Ueberzug sehr dünn, z. B. durch ein Metaldiffusionsverfahren, hergestellt ist, wird zunächst längs der Schnittkante a auf die veredelte Blechoberfläche mit den Schichten b, c eine schmale, die Blechkante säumende Schweißbraupe d, e, deren Werkstoff dem des Ueberzuges angepaßt ist, aufgelegt und anschließend eine die frei liegende Kante des Blechgrundwerkstoffes und die Schmalkante der zuerst gezogenen Saumschweißbraupe überdeckende Deckbraupe f gelegt.



Kl. 42 k, Gr. 20<sub>02</sub>, Nr. 720 388, vom 21. Dezember 1940; ausgeben am 4. Mai 1942. Arado-Flugzeugwerke, G. m. b. H., in Potsdam. (Erfinder: Rudolf Tschermak in Ammen-dorf, Saalkr.) *Vorrichtung zum Prüfen von Werkstücken, Bauteilen usw. auf ihre Zeitfestigkeit.*

Um die einzelnen Lastwechsel bei der Prüfung auf Zeitfestigkeit genau nach der erforderlichen Kurve einzustellen, wird ein Lasterreger angewendet, dessen Antrieb nach Maßgabe der Zeitfestigkeitskurve selbsttätig regelbar ist. Die Nocken-scheibe a ist nach der Zeitfestigkeit für ein bestimmtes Werkstück ausgebildet und ist z. B. herzförmig. Gegen ihre Umfangskante b liegt der bolzenförmige Abgreifer b, der durch den schwenkbar auf dem Erreger c gelagerten Hebel d und dessen Feder e gegen diese Umfangskante gedrückt wird (Bild 1).

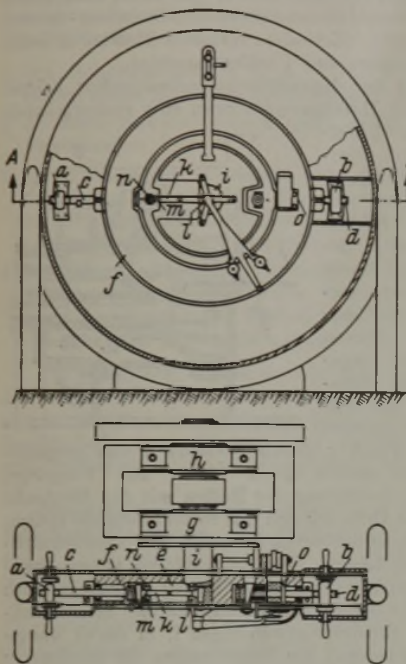
Mit dem Bolzen b ist der Hebel f gelenkig verbunden, der mit einer Zahnscheibe g gelenkig im Eingriff steht; die Scheibe g beeinflusst den Felderregler h, d. h. den Lasterregerantriebsmotor. Mit Nockenscheibenachse i ist über ein Übersetzungsgetriebe der Nocken k gekuppelt, der exzentrisch gelagert ist und zeitweise den Abgreifer b steuert. Hat z. B. die Zeitfestigkeitskurve einen Lastwechsel von 1 000 000 ergeben, von denen 40 000 in Kurvenform und 960 000 linear verlaufen, so wird die Nockenscheibe a entsprechend den kurvenförmig verlaufenden Lastwechseln und der Nocken b entsprechend den linear verlaufenden Lastwechseln ausgebildet. Dreht sich die Scheibe a (Bild 2) in Pfeilrichtung um 180°, so verdreht der Abgreifer b die Scheibe g, die den Felderregler h ändert. Liegt der Abgreifer b in der Nut l des Nockens a, so wird er über das Gestänge m vom Antrieb abgeschaltet, während der Nocken k nun in Pfeilrichtung gedreht wird, wobei er den Abgreifer b ebenfalls verschiebt, allerdings in weit geringerem Maße als Nocken a. Nach einer Drehung von 180° hat der Prüfling 1 000 000 Lastwechsel ausgehalten.





**Kl. 42 k, Gr. 20<sub>02</sub>, Nr. 720 389**, vom 17. Mai 1940; ausgegeben am 6. Mai 1942. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. (Erfinder: Albert Eier in Duisburg-Wanheimerort.) *Dauerprüfmaschine.*

Die beiden Massen a, b sind über zwei Zugstangen c, d durch einen Bügel e miteinander verbunden, und das Ganze ist in einer Scheibe f verschiebbar eingebaut, die durch eine bei g, h gelagerte Welle i in kreisende Bewegung versetzt werden kann. Die Probe k wird mit ihrem Ende l in der Scheibe f unmittelbar

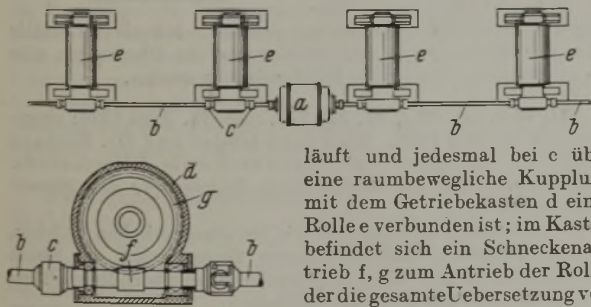


oder mit einer Zugstange und mit ihrem Ende m im Bügel e oder in der Zugstange c befestigt. Wird nun die Scheibe f in Umdrehung versetzt, dann wird der beil fest eingespannte Stab k nur der durch die Masse a hervorgerufenen Fliehkraft  $P_1$  ausgesetzt, die in dem Stab eine Zugspannung erzeugt. Läßt man nun bei n durch eine Laststeuereinrichtung die Masse b angreifen, die bei gleicher Umdrehungszahl der Scheibe eine Kraft  $P_2$  von gleicher Größe wie  $P_1$ , aber mit entgegengesetztem Rich-

tungssinn erzeugt, dann heben die Kräfte  $P_1$  und  $P_2$  einander auf, und der Stab k ist wieder spannungslos. Wird jetzt die Kraft  $P_2$  wieder entfernt, dann erhält die Kraft  $P_1$  ihren Einfluß auf den Stab wieder zurück, und die Spannung im Stab steigt wieder an in dem Maß, in dem die Kraft  $P_2$  entfernt wird. Dem Entfernen der Kraft  $P_2$  kommt ein Aufheben ihrer Wirkung gleich, wie das z. B. der Fall ist, wenn man ihren Angriffspunkt von n auf der Zugstange c nach o an der Scheibe f verlegt, wobei durch die Kraft  $P_2$  nur in der Zugstange d eine Zugspannung hervorgerufen wird. Der Bügel e ist als Meßbügel ausgebildet und seine Dehnungen sind ein genaues Maß für die Spannungsverhältnisse im Probestab. Durch die Laststeuereinrichtung kann die Verformung des Meßbügels zeitweilig ganz oder teilweise beseitigt werden.

**Kl. 81 e, Gr. 80, Nr. 720 459**, vom 12. August 1938; ausgegeben am 6. Mai 1942. Demag, A.-G., in Duisburg. (Erfinder: Karl Backhaus in Duisburg.) *Rollgang mit Gruppenantrieb.*

Der Motor a treibt unmittelbar die Längswelle b an, die also mit der Drehzahl des Motors, z. B. 1500 oder 3000 U/min, um-



läuft und jedesmal bei c über eine raumbewegliche Kupplung mit dem Getriebekasten d einer Rolle e verbunden ist; im Kasten befindet sich ein Schneckenantrieb f, g zum Antrieb der Rolle, der die gesamte Übersetzung von der Motordrehzahl zur Rollen-

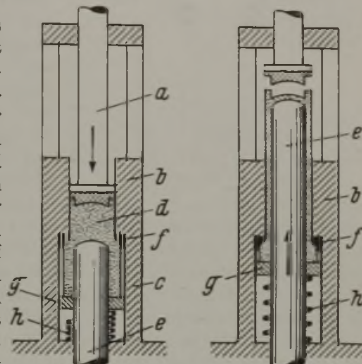
drehzahl enthält. Die Längswelle setzt sich aus den Antriebswellen f der einzelnen Übersetzungsgetriebe und den diese verbindenden Gelenkspindeln b zusammen.

**Kl. 40 b, Gr. 17, Nr. 720 502**, vom 17. Mai 1929; ausgegeben am 7. Mai 1942. Deutsche Edelstahlwerke, A.-G., in Krefeld. *Hartmetalllegierung, besonders für Werkzeuge, und Verfahren zu ihrer Herstellung.*

Die gesinterte Hartmetalllegierung enthält 3 bis 20 % eines oder mehrerer der Metalle Nickel, Kobalt oder Chrom, Rest mindestens zwei Karbide der Elemente Wolfram, Molybdän, Titan, Zirkon, Silizium, Bor und Vanadin, mit der Maßgabe, daß die Karbide in Gestalt von Mischkristallen, und zwar vorzugsweise in einem der größten Härte entsprechenden Mischungsverhältnis vorliegen.

**Kl. 7 b, Gr. 10<sub>20</sub>, Nr. 720 572**, vom 24. April 1938; ausgegeben am 9. Mai 1942. Tube Industrial Participation Limited in Breganzona, Lugano, Schweiz. (Erfinder: Dipl.-Ing. Karoly Korbuly in Czepe, Ungarn.) *Verfahren zur Herstellung von becherförmigen Hohlkörpern aus einem Metallblock.*

Der Preßkolben a wird im Zylinder b des Preßgestells c so weit gehoben, daß der glühende Rohrblock d eingesetzt werden kann. Der Kolben a wird nun nach unten gedrückt, wobei der Werkstoff zwischen dem ruhenden, aber beweglich geführten Dorn e und dem Kaliber f herausgedrückt wird und das Werkstück einen ringförmigen Querschnitt erhält, dessen Außendurchmesser größer ist als der des Preßzylinders. Das Werkstück schiebt dabei



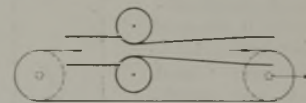
den zwischen dem Dorn und dem Gestell c geführten Zentrierschlitten g entgegen dem Druck der Feder h vor sich. Der Preßhub wird beendet, sobald der Kolben a unter Ausbildung eines Bodens von gewünschter Wandstärke und Gestalt in die Nähe des Kalibers gelangt ist. Hierauf wird der Kolben a gehoben und der Dorn e gleichzeitig oder später nach oben gedrückt, wodurch das Werkstück, bevor es noch das Kaliber verlassen hat, in der der früheren entgegengesetzten Richtung in der gleichen Hitze durch das Kaliber hindurchgestoßen wird, wobei das Kaliber als Ziehtring wirkt und das Werkstück auf den kleinsten Querschnitt des Kalibers gezogen und dementsprechend gestreckt wird. Der Dorn hat einen über den Preßhub der Presse hinausgehenden Hub.

**Kl. 40 b, Gr. 14, Nr. 720 591**, vom 5. September 1939; ausgegeben am 9. Mai 1942. Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., in Hanau. *Verwendung eines Werkstoffes mit bestimmten physikalischen Eigenschaften als Bandagenwerkstoff.*

Ein Werkstoff mit einer Wärmeausdehnung von mehr als  $13 \times 10^{-6}$  m/m<sup>0</sup>C, einer Kriechgrenze bei 650° von mehr als 12 kg/mm<sup>2</sup> und einer Streckgrenze bei 650° von mehr als 15 kg/mm<sup>2</sup> wird als Bandagenwerkstoff zum Heißaufziehen oder Einlöten bei der Herstellung von Werkzeugen aus Hartmetall mit umgebender Bandage, besonders für Ziehsteine und Ziehringe, verwendet.

**Kl. 7 a, Gr. 12, Nr. 720 614**, vom 28. Oktober 1936; ausgegeben am 11. Mai 1942. Allgemeine Elektrizitäts-Gesellschaft in Berlin. (Erfinder: Christian Nordmann in Berlin-Halensee.) *Verfahren zum Kaltwalzen von endlosen Bändern.*

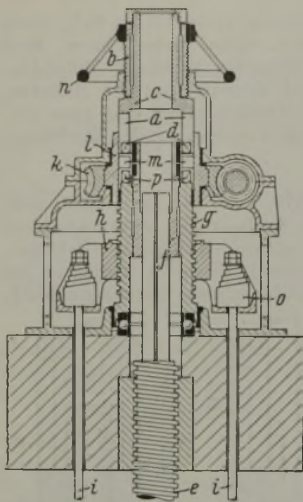
Das Band wird einem Zug und Gegenzug mit Hilfe von Trommeln unterworfen, die zu beiden Seiten des Walzgerüsts angeordnet sind und gleichzeitig zum Umführen des Bandes dienen. Der Walzstich wird nicht mit der vollen Dickenabnahme, sondern mit geringer Abnahme begonnen und mit der Bewegung des Bandes auf das gewünschte Endmaß vergrößert, um die Zeit zu verlängern, in der die zu hohe Drehzahl der abführenden Leittrommel (wenn mit voller Dickenabnahme gewalzt wird) auf die gleiche Drehzahl der zuführenden Umleittrommel gebracht werden muß.



**Kl. 7 a, Gr. 23, Nr. 720 615**, vom 21. Februar 1936; ausgegeben am 11. Mai 1942. Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., in Magdeburg-Buckau. *Vorrichtung zum Heben und Senken der Oberwalze bei Walzwerken.*

Die länglichen Ansätze a der von einem Hohlzylinder b umgebenen und in ihm drehbar gelagerten Kupplungsmuffe c greifen in der dargestellten Lage nur zwischen die Kupplungszähne d der mit der Druckspindel e auf Drehung gekuppelten





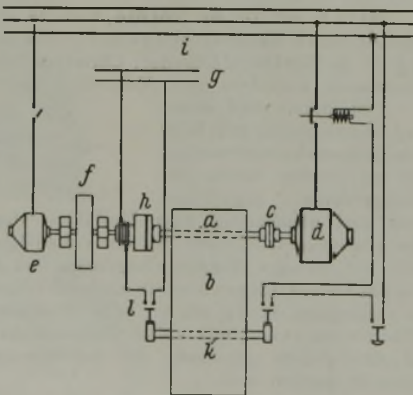
durch entsprechendes Drehen des Hohlzylinders b mit dem Handrad n so weit nach unten verschoben, bis die Kupplungsansätze a zwischen die Kupplungszähne m der Büchse l greifen. Jetzt kann z. B. die Spindel e durch das Rad k so gedreht werden, daß die Spindel e sich nach oben bewegt, wodurch die Federn o entspannt werden, so daß die Stangen i vom Einbaustück der Oberwalze gelöst werden können. Soll die Höhenlage der Oberwalze verstellt werden, so wird die Muffe c noch weiter nach unten verschoben, bis ihre Ansätze a auch zwischen die Kupplungszähne p der Spindel g greifen; damit sind dann beide Spindeln e und g mit dem Antrieb und miteinander gekuppelt und werden dann gleichzeitig in dem einen oder andern Sinne gedreht.

**Kl. 18 b, Gr. 22<sub>01</sub>, Nr. 720 777**, vom 11. November 1937; ausgegeben am 15. Mai 1942. Zusatz zum Patent 697 839 [vgl. Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 193]. Röchling'sche Eisen- und Stahlwerke, G. m. b. H., in Völklingen a. d. Saar. (Erfinder: Dr. Hermann Röchling in Völklingen a. d. Saar.) *Verfahren zur fortlaufenden Herstellung von Thomasstahl.*

Das Roheisen fließt durch einen mit Winddüsen versehenen Behälter in fortlaufendem Strome hindurch, wobei es vor- und fertiggefrischt wird. Dabei tritt das Roheisen an einem Ende der Vorrichtung ein, am andern Ende wird der Zuschlagkalk aufgegeben, Metall und Schlacke fließen durch die Vorrichtung im Gegenstrom zueinander hindurch, wobei der Schlacke auf ihrem Wege durch die Frischvorrichtung verflüssigende und die Löslichkeit der Phosphorsäure in der Schlacke erhöhende Stoffe zugesetzt werden, worauf das vor- und fertiggefrischte Roheisen nach Verlassen der Frischvorrichtung im Fließvorgang desoxydiert und vergossen wird.

**Kl. 49 c, Gr. 10<sub>01</sub>, Nr. 720 857**, vom 21. September 1940; ausgegeben am 20. Mai 1942. Hermann Nehlsen in Düsseldorf-Meererbusch. *Blockscherenantrieb durch Drehstrommotor.*

Die Vorgelegewelle a der Schere b ist durch eine nachgiebige Kupplung c mit dem Antriebsdrehstrommotor d dauernd verbunden, der so bemessen wird, daß sein größtmögliches Drehmoment nur wenig höher ist als die Hälfte des Höchst Drehmomentes, das die Schere beim Schneiden erfordert. Während

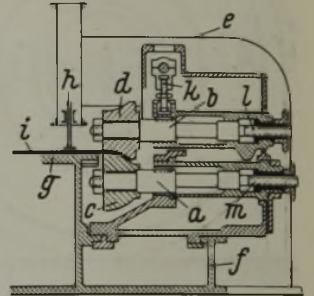


der Motor mit der Schere stillsteht, solange nicht geschnitten wird, befindet sich eine durch den Hilfsdrehstrommotor e angetriebene Schwungscheibe f im Lauf ungefähr mit der synchronen Drehzahl des Motors d. Die vom Gleichstromnetz g gespeiste elektromagnetische Reibungskupplung h ist so bemessen, daß sie nur wenig mehr als die Hälfte des größten Drehmomentes für die Schere beim Schneiden übertragen kann. Wird Motor d an das Drehstromnetz i angeschlossen, so beschleunigt er sich durch eine

z. B. Läuferschützensteuerung bis zur vollen Drehzahl hinauf. Vor Ablauf des Anlassens wird selbsttätig durch den mit der Scherenhauptwelle k gekuppelten Schalter l die Magnetkupplung eingeschaltet, wenn das Schneiden beginnt. Der Drehzahlabfall des Drehstrommotors und der Schwungscheibe hört nach einiger Zeit auf, bis ein Zustand erreicht wird, in dem das jeweils wirksame Drehmoment des Motors allein ausreicht, das von der Schere geforderte Drehmoment zu decken.

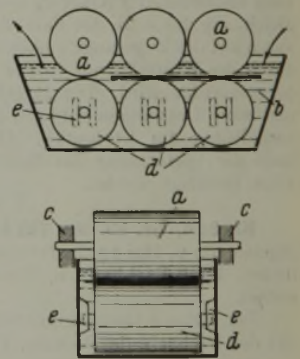
**Kl. 7 c, Gr. 4<sub>01</sub>, Nr. 720 880**, vom 1. Mai 1936; ausgegeben am 18. Mai 1942. Siemens, Siegener Maschinenbau-A.-G., in Dahlbruch, Westf. (Erfinder: Heinrich Flender in Dahlbruch, Westf.) *Blechscher- und Vorgegemaschine.*

Zur Vorbereitung der Mantelbleche zylindrischer Körper mittleren und größeren Durchmessers kann eine vorhergehende Kantenbearbeitung durch kreisende Messerpaare zur Herstellung einer sauberen Stumpf- oder Schweißkante, mit der Vorgebegerichtung, in einem einzigen Gehäuse oder getrennt voneinander auf einem einzigen Maschinenbett, verbunden werden. Die auf den beiden undrehbaren Achsen a, b laufenden losen Biege rollen c, d sind im Ständer e gelagert, der auf seinem Bett f auf der ganzen Länge der auf dem Tisch g durch Stempel h fest gespannten Blechtafel, etwa durch einen Motor mit Vorgelege, verschiebbar ist. Die Berührung der Rollen mit der Blechtafel setzt die Rollen c, d in Drehung und das fortschreitende Rollenpaar verbiegt den Blechrand entsprechend seiner Querschnittsgestalt auf der ganzen Länge. Den Blechstärken entsprechend wird die Weite des Spaltes zwischen den Rollen eingestellt durch Heben oder Senken der oberen Bördelrolle mit der Stellvorrichtung k, während die Einstellvorrichtungen l, m durch waagerechte, axiale Verschiebungen des Rollenpaares die Blechen mehr oder weniger tief von den Rollen erfassen lassen, um eine stärker gekrümmte oder flachere Vorbiegung der Blechränder zu erzielen.



**Kl. 48 d, Gr. 2<sub>03</sub>, Nr. 720 956**, vom 25. Februar 1941; ausgegeben am 20. Mai 1942. Eisen- und Hüttenwerke, A.-G., Werk Rasselstein in Neuwied. (Erfinder: Dr.-Ing. Eberhard Mischke in Neuwied.) *Einrichtung zum Führen von Blechen durch Säurebäder u. dgl. unter Verwendung von Walzenpaaren.*

Die Oberwalzen a der Walzenpaare tauchen nur teilweise in das Bad b ein und ihre Lagerung c befindet sich außerhalb des Bades. Die als Hohlwalzen ausgebildeten oder aus gegenüber der Badflüssigkeit spezifisch leichterem Werkstoff bestehenden Unterwalzen d der Walzenpaare sind vollständig im Bad und derart in Führungen e senkrecht verschiebbar gelagert, daß sie selbsttätig unter der Wirkung des Auftriebes gegen die Oberwalzen oder das zu fördernde Blech oder Band gedrückt werden.



**Kl. 42 k, Gr. 20<sub>03</sub>, Nr. 721 225**, vom 18. Juni 1936; ausgegeben am 29. Mai 1942. Dr. Franz Unger und Dr. Richard Siegfried Hilpert in Braunschweig-Gliesmarode. *Prüfungsflüssigkeit mit ferromagnetischen Teilchen für das Magnetpulververfahren.*

Wasser dient als Träger für die ferromagnetischen Teilchen, die aus oxydischen oder sulfidischen Verbindungen des Eisens bestehen und geringe Mengen gebundenes, erst bei höherer Temperatur austreibbares Wasser enthalten.

**Kl. 18 d, Gr. 2<sub>01</sub>, Nr. 721 385**, vom 28. März 1936; ausgegeben am 3. Juni 1942. Gebr. Böhler & Co., A.-G., in Wien. *Schweißdraht für Kohlenlichtbogenschweißung.*

Für Schweißungen mit einwandfreier Hohlnaht und glatter Oberfläche sowie besonders hoher Wechselfestigkeit wird ein Schweißdraht mit bis 0,45 % C, 0,25 bis 1 % Si, 0,20 bis 3 % Mn und Rest Eisen verwendet, wobei der Schwefelgehalt 0,06 % und der Phosphorgehalt 0,045 % nicht überschreiten darf.



## Wirtschaftliche Rundschau.

**Reichsvereinigung Eisen.** — Um die bisher mit Bewirtschaftungsaufgaben auf dem Eisengebiet befaßten Stellen in die Neuorganisation einzuschalten, hat der Vorsitz der Reichsvereinigung Eisen, Hermann Röchling, die folgenden Stellen mit der Bewirtschaftung der nachstehend genannten Erzeugnisse betraut (Bekanntmachung 1, Reichsanzeiger Nr. 214 vom 12. September 1942):

1. den Roheisenverband, G. m. b. H., für Roheisen sämtlicher Sorten sowie Hochofen-Ferrosilizium mit 9 bis 14 % Si,
2. die Ferro-Mangan-Gemeinschaft, Oberhausen, für Hochofen-Ferromangan,
3. die Fachgruppe Edelstahl der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie für Ferrolegierungen und Legierungsmetalle, Edelstähle und Hartmetalle (außer Einfuhr und Erzeugungsplanung und -lenkung von Ferrolegierungen),
4. die Wirtschaftsgruppe Chemische Industrie, Fachabteilung Ferrolegierungen, Stahl- und Leichtmetallveredler, für Legierungserze sowie die Einfuhr und Erzeugungsplanung und -lenkung von Ferrolegierungen.

Die genannten Stellen werden ihre Befugnisse im Auftrage der Reichsvereinigung unter ihrer eigenen Firma nach Weisungen der Reichsvereinigung Eisen ausüben. Allgemeine Bewirtschaftungsmaßnahmen auf den übertragenen Aufgabenbereichen hat sich die Reichsvereinigung Eisen vorbehalten.

**Nummernbezeichnungen von Anordnungen der Reichsstelle Eisen und Metalle.** — Aus der Zusammenlegung der Reichsstelle für Eisen und Stahl mit der Reichsstelle für Metalle<sup>1)</sup> ergibt sich die Notwendigkeit einer Neuordnung der Nummernbezeichnung. Nach einer Bekanntmachung im Reichsanzeiger Nr. 213 vom 11. September 1942 werden danach die Anordnungen der Reichsstelle Eisen und Metalle mit großen Buchstaben, römischen und deutschen Zahlen bezeichnet. Anordnungen, die sich nur auf Eisen beziehen, erhalten den Buchstaben E, solche für Metalle den Buchstaben M; Anordnungen, die sich sowohl auf Eisen als auch auf Metalle beziehen, erhalten die Buchstaben EM. Innerhalb jeder der drei Gruppen E, M und EM werden die einzelnen Hauptanordnungen laufend mit einer römischen Ziffer numeriert. Durchführungsanordnungen erhalten die Buchstaben- und Nummernbezeichnung der Hauptanordnung mit Hinzufügung einer deutschen Zahl. Diese Bezeichnungsweise gilt auch für diejenigen Anordnungen der bisherigen Reichsstellen für Eisen und Stahl sowie Metalle, welche die Neuordnung der Eisenbewirtschaftung und der Metallbewirtschaftung zum Gegenstand haben (s. Reichsanzeiger Nr. 213 vom 11. September 1942).

### Verkehr mit legiertem Eisen- und Stahlmaterial.

— Die Reichsstelle Eisen und Metalle veröffentlicht im Reichsanzeiger Nr. 214 vom 12. September 1942 eine Durchführungsanordnung E I 4, deren Bestimmungen für legiertes Eisen- und Stahlmaterial sowie für Fertigerzeugnisse, zu deren Herstellung legiertes Eisen- und Stahlmaterial erforderlich ist, gelten. Die Anordnung enthält im einzelnen: Teil I Verkehr im Reichsgebiet (Erlangung und Uebertragung von Bezugsrechten für legiertes Eisen- und Stahlmaterial; Auftragskennzeichnung, Legierte Vorschuß-Kontingente, Herstellungs- und Verwendungsverbote); Teil II Verkehr mit den besetzten Gebieten und dem Ausland (Lieferung nach den besetzten Gebieten und dem Ausland, Bezug aus den besetzten Gebieten und dem Ausland); Teil III Allgemeine Bestimmungen.

**Fertigungs-Kontingente.** — Die Durchführungsanordnung E I 5 M I 5 der Reichsstelle Eisen und Metalle (Reichsanzeiger Nr. 214 vom 12. September 1942) befaßt sich mit Fertigungs-Kontingenten (Eisenbezugsrechte, Bezugsrechte für Metallzeugnisse) und deren Zuteilung, mit Lieferanweisungen und der Uebertragung von Bezugsrechten.

Die Durchführungsanordnung E I 6 enthält ergänzende und besondere Vorschriften, darunter in Teil I Eisenbezugsrechte und Eisenvormerkungen (Erlan-

gung und Uebertragung, Eisenmarken); Teil II Baueisen (Begriffsbestimmung usw.); Teil III Verkehr mit dem Protektorat Böhmen und Mähren und dem Generalgouvernement; Teil IV Allgemeine Vorschriften (Lohnaufträge, Ausnahmebestimmungen usw.)

Eine Durchführungsanordnung M I 6 befaßt sich mit der Bewirtschaftung von Nebenmetallen.

**Kriegsliste für Walzprofile.** — In der an dieser Stelle<sup>1)</sup> veröffentlichten Kriegsliste der einzelnen Querschnitte für allgemeine Verwendung muß es bei ungleichschenkeligem L-Stahl aus Din 1029 in der ersten Zeile richtig heißen: 20 · 30 · 3.

**Kroatiens Bergbau- und Hüttenindustrie.** — Der Unabhängige Staat Kroatien verfügt u. a. über bedeutende Fundstätten von Kohle, Lignit, Eisenerz und Bauxit. Besonders die Vorkommen von Eisenerzen und Bauxit sind sehr groß, so daß nicht nur der Inlandbedarf gedeckt wird, sondern auch erhebliche Mengen ausgeführt werden können. Der Wert der Bergwerks- und der Hüttenproduktion in Kroatien übersteigt 2 Milliarden Kuna jährlich. Der überwiegende Teil der Berg- und Hüttenwerke befindet sich im Besitze des Staates. Von der Regierung wurden bereits zahlreiche Maßnahmen getroffen, um das Berg- und Hüttenwesen des Landes einer strengeren staatlichen Aufsicht und Lenkung als bisher zu unterwerfen.

Die meisten und bedeutendsten Berg- und Hüttenwerke liegen in Bosnien. Trotz den im vergangenen Jahre vorhandenen Schwierigkeiten wurden recht befriedigende Förder- und Erzeugungsergebnisse erzielt. Soweit Angaben vorliegen, wurden im Jahre 1941 im Unabhängigen Staat Kroatien folgende Mengen gewonnen:

|                      |             |
|----------------------|-------------|
| Braunkohle . . . . . | 1 778 816 t |
| Steinkohle . . . . . | 8 754 t     |
| Lignit . . . . .     | 744 544 t   |
| Eisenerze . . . . .  | 461 974 t   |
| Manganerze . . . . . | 3 804 t     |
| Chromerze . . . . .  | 52 t        |
| Bauxit . . . . .     | 211 111 t   |

Die Bergwerkserzeugnisse wurden im Jahre 1941 wie folgt verarbeitet:

|                                       |          |
|---------------------------------------|----------|
| Briketts . . . . .                    | 1 603 t  |
| Roheisen . . . . .                    | 49 916 t |
| Eisenguß — fertige Ware — (Vareš) . . | 4 830 t  |

Die durchschnittliche Zahl der in der Berg- und Hüttenindustrie beschäftigten Arbeiter betrug im Jahre 1941 24 297, davon wurden 21 700 Arbeiter in den Bergwerken und 2597 in der Verarbeitungsindustrie beschäftigt. Bei den staatlichen Bergwerken wurden in demselben Jahre 13 592 Bergwerks- und Hüttenarbeiter beschäftigt, außerdem im staatlichen Eisenwerk in Zenica rd. 3000 Arbeiter.

Die staatlichen Bergwerke beteiligen sich wesentlich bei der Elektrifizierung des Landes.

Die „Kroatische Berg- und Hütten-AG.“ in Sarajewo, welche die Eisenwerke in Zenica und Vareš und die Eisenerzgruben in Vareš und Ljubija sowie die Kohlenbergwerke in Zenica und Breza umfaßt, befindet sich im Besitz des Staates. Mit dem Hüttenwerk in Caprag, das ebenfalls vorwiegend in den Händen des Staates ist, bilden die obengenannten Werke den Kern der kroatischen Schwerindustrie.

Das kroatische Ministerium für Forst- und Bergbauwesen ist eifrig bestrebt, die Eisenerzeugung zu steigern und die bestehenden Eisenwerke auszubauen, damit nicht nur die Roh-eisenverarbeitung in heimischen Werken den Landesbedarf völlig deckt, sondern auch die Ausfuhr der hochwertigen Eisen-erze aus Ljubija gesteigert werden kann.

Gewaltige Fundstätten von Bauxit befinden sich im karstigen Gebiete der Herzegowina, in Dalmatien und in der Lika. Dieser Rohstoff wird in größeren Mengen unbearbeitet ausgeführt. Die zuständigen Stellen sind jedoch bestrebt, Vorbedingungen zur Errichtung einer heimischen Verarbeitungsindustrie zu schaffen, und zwar in der Herzegowina.

<sup>1)</sup> Vgl. Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 683/84.

<sup>1)</sup> Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 703.



## Buchbesprechungen.

**Schulze, Alfred, Dr.,** Oberregierungsrat, Mitglied der Physikalisch-Technischen Reichsanstalt: **Metallische elektrische Widerstandswerkstoffe.** (Mit 96 Abb.) Berlin W 35, Kluckstraße 21: Dr. Georg Lüttke Verlag, 1941. (VI, 192 S.) 8°. 12 *RM.*

(Beiträge zur Wirtschaft, Wissenschaft und Technik der Metalle und ihrer Legierungen. H. 12.)

In einem allgemeinen einleitenden Abschnitt werden die Ansätze zur Normung sowohl der Heizleiterwerkstoffe als auch der Prüfverfahren beschrieben. Im Anschluß daran werden die physikalischen, technologischen und chemischen Eigenschaften der Werkstoffe für technische Widerstände (Belastungs- und Heizwiderstände) geordnet nach dem Grundwerkstoff — Kupfer, Silber-, Chrom-Nickel- und Chrom-Eisen-Legierungen — dargestellt. Der dritte Abschnitt enthält die Legierungen hoher Genauigkeit für Meß- und Normalwiderstände auf der Kupfer-Mangan-, Gold-Chrom- und Silber-Mangan-Basis. Den Schluß bilden die Werkstoffe für Widerstandsthermometer und -manometer.

Einen breiten Raum nehmen naturgemäß die Arbeiten der Physikalisch-Technischen Reichsanstalt über die Präzisionswiderstände, an denen der Verfasser selbst maßgeblich beteiligt ist, ein, so daß besonders dieses Gebiet eine in ihrer Vollständigkeit und Gründlichkeit nicht leicht zu überbietende Bearbeitung erfahren hat. Für eine spätere Auflage darf vielleicht vorgeschlagen werden, der Erörterung der schädlichen Einwirkungen von Gasen und gewissen Beimengungen keramischer Stoffe, die für die Lebensdauer der Heizleiterwerkstoffe von großer praktischer Bedeutung sind, etwas mehr Platz einzuräumen.

Das Buch kommt zweifellos einem wirklichen Bedürfnis nach einer Uebersicht über die Werkstoffe für elektrische Widerstände entgegen. Sowohl das Gebiet der Heizleiterwerkstoffe als auch das der Werkstoffe für Präzisionswiderstände für den Geräte- und Apparatebau hat sich in den letzten Jahren so entwickelt, daß eine übersichtliche Zusammenstellung des Stoffes, wie sie hier vorliegt, dem Praktiker und dem Wissenschaftler gute Dienste leisten kann.

Carl Haase.

**Poppinga, Reemt, Dr.-Ing.:** Verschleiß und Schmierung, insbesondere von Kolbenringen und Zylindern. Mit 74 Bildern. Berlin NW 7: VDI-Verlag, G. m. b. H., 1942. (2 Bl., 183 S.) 15 *RM.*, für VDI-Mitglieder 13,50 *RM.*

Der Verfasser legt zuerst die verschiedenen Einflüsse auf die Abnutzung dar, wofür er ein umfangreiches Schrifttum angibt, und behandelt dann besonders eingehend den Einfluß der Bedingungen im Motorbetrieb auf die Kolbenringe und Zylinder. Für Versuchszwecke wird dem Prüfstand mit genügend lange eingelaufenem Einzylindermotor der Vorzug gegeben. Eigene Beobachtungen an Hand einer eigens für diese Zwecke gebauten Versuchsanordnung zur Messung des Uebergangswiderstandes in Abhängigkeit von Gasdruck, Ringspannung, Temperatur und Geschwindigkeit werden bekanntgegeben. Am Schluß werden die verschiedenen Meßarten der Abnutzung — Gewichtsabnahme, Maßänderung, Eisengehalt des Schmieröls bei Unterscheidung zwischen Verschleiß und Korrosion — gegenübergestellt und auf den besonders zu berücksichtigenden Oberflächenzustand der Reibflächen hingewiesen. Für den Betriebsmann und besonders den Werkstoff- und Schmiermittelprieger wird das Buch beim Zurechtfinden in dem fast unüberblickbar gewordenen Schrifttum große Erleichterung bringen.

Anton Eichinger.

**Matthes, Erich:** Eisen im Erzgebirge. [Eine historisch-topographische Karte des Berg- und Eisenhüttenwesens im Erzgebirge zwischen 1100 und 1850.] Etwa 1 : 50 000. Künstlerische Gestaltung von Rudolf Trexler. Hartenstein/Erzgebirge: E. Matthes, G. m. b. H., 1940. (120 × 95 cm.) 4°. Handkoloriert 25 *RM.*, gefirnißt 26 *RM.*, zuzügl. Postgeld u. Verpackung.

Hier liegt der wohlgelungene Versuch vor, den ausgedehnten Berg- und Hüttenbetrieb der früheren Zeit im Erzgebirge in einer Schaukarte darzustellen. Das künstlerisch ausgeführte

Blatt ist mit den Wappen der Orte\* und der Hüttenbesitzerfamilien sowie mit den Zeichen und Marken der Hämmer geschmückt, es zeigt die Heimatliebe des Entwerfers, der selbst alte Hüttenbesitzer des Landes zu seinen Vorfahren zählt und sich seit vielen Jahren mit der Geschichte des sächsischen Berg- und Hüttenwesens befaßt. Freunde der Geschichte des Eisens seien auf die Schaukarte aufmerksam gemacht.

Otto Johannsen.

## Vereinsnachrichten.

### Eisenhütte Südost,

Bezirksverband des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NS.-Bund Deutscher Technik, Leoben.

Samstag, den 3. Oktober 1942, 17 Uhr, findet im Hörsaal I der Montanistischen Hochschule in Leoben ein

#### Vortragsabend

statt. Dr.-Ing. Kurt Guthmann, k. Leiter der Wärmeabzweigstelle Leoben der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle Düsseldorf des VDEh, berichtet über: Die Neuorganisation der Energie- und Warmwirtschaft.

Dr.-Ing. Max Casutt, Kapfenberg, spricht über: Das Heizkraftwerk in der Großindustrie und seine Bedeutung für die Hüttenindustrie der Ostmark.

Ab etwa 19 Uhr zwanglose kameradschaftliche Zusammenkunft im Grandhotel in Leoben.

\* \* \*

Am Vormittag des gleichen Tages findet in Kapfenberg die 1. Sitzung des Arbeitsausschusses der Wärme-Ingenieure in der Ostmark statt mit anschließender Werksbesichtigung. An die beteiligten Herren und Werke sind inzwischen gesonderte Einladungen ergangen. Nähere Auskunft erteilt die Energie- und Betriebswirtschaftsstelle, Zweigstelle Leoben (Montanistische Hochschule).

### Änderungen in der Mitgliederliste.

**Bußmann, Hermann,** Dipl.-Ing., Betriebsdirektor, Rhein.-Westf. Elektrizitätswerk A.-G., Betriebsverwaltung, Essen, Viehoferstr. 77; Wohnung: Hans-Luther-Str. 31. 07 145  
**Eisele, Lorenz,** Dipl.-Ing., Reichsvereinigung Eisen; Wohnung: Völklingen (Saar), Danziger Str. 3. 37 087  
**Grablowitz, Viktor,** Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Reichswerke A.-G., Alpine Montanbetriebe „Hermann Göring“, Hofhofen, Leoben-Donawitz; Wohnung: Vordernbergerstr. 150. 40 368  
**Kallenborn, Claus,** Dr.-Ing. E. h., Generaldirektor a. D., Berlin W 50, Regensburger Str. 20. 04 028  
**Langenbach, Friedrich,** Dr.-Ing., stellv. Vorstandsmitglied der Deutschen Eisenwerke A.-G., Mülheim (Ruhr); Wohnung: Lembkestr. 36. 37 261  
**Nießner, M.,** Dr. techn., Dipl.-Ing., Professor, Techn. Hochschule Wien, Wien VI, Getreidemarkt 9; Wohnung: Wien XIX/117, Formanekgasse 24. 31 070  
**Pikhart, Johann,** Ingenieur, Leiter der Maschinenfabrik „Pleas“ A.-G., Deutsch-Brod (Protektorat); Wohnung: Klosterergasse III/602. 40 010

#### Gestorben:

**Groß, Robert,** Dipl.-Ing., Krefeld. \* 26. 9. 1910, † 1. 8. 1942. 40 072  
**Lemaitre, Richard,** Direktor i. R., Dortmund-Brünninghausen. \* 23. 6. 1869, † 1. 9. 1942. 13 062  
**Linder, Karl,** Ingenieur, Köln. \* 5. 9. 1867, † 8. 3. 1942. 01 023  
**Sobbe, Carl,** Dr.-Ing., Direktor, Düsseldorf. \* 26. 12. 1866, † 1. 9. 1942. 94 021  
**Vieß, Heinrich,** Ingenieur, Freiburg. \* 19. 8. 1872, † 9. 9. 1942. 09 086

### Neue Mitglieder.

**Steinweger, Fritz,** Ingenieur, Direktor, Jünkerather Gewerkschaft, Jünkerath; Wohnung: Feusdorfer Weg. 42 236  
**Thellmann, Richard,** Ingenieur, Betriebsassistent, Mannesmannröhren-Werke, Abt. Heinrich-Bierwes-Hütte, Duisburg-Hückingen; Wohnung: An der Schanzenbrücke 41. 42 237

## Vortragsveranstaltung in Berlin des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NSBDT.

am Freitag, dem 16. Oktober 1942.

Einzelheiten werden noch bekanntgegeben werden.