

So ist ermittelt worden, daß bei dem Gips, bei dem die Löslichkeit 2% beträgt, die Vermehrung der Löslichkeit bei möglicher Verkleinerung der Korngröße 20% ausmacht<sup>4)</sup>.

So könnte auch bei der bedeutenden Verkleinerung der Korngröße, wie sie bei der Analyse des Glases und der Ziegel vorkommt, die Löslichkeit des Natriumsulfates in so beträchtlicher Weise gesteigert werden.

Ferner ist eine ganz bestimmte Temperatur nötig, damit diese Diffusion des Sulfates in die Silicate und die chemische Bindung des ersten stattfinden kann.

Bei den Ziegeln wenigstens ist konstatiert worden, daß eine ziemlich hohe Temperatur notwendig ist, um diese Verbindung zwischen dem Tonerdesilicat und dem Natriumsulfat herzustellen. Außer diesem Salze sind noch Magnesiumsulfat und Calciumsulfat in Betracht zu ziehen.

H. Mäcker<sup>5)</sup> hat eine Reihe von Ziegeln untersucht, bei denen deutlich zu erkennen war, daß bei Schwachbrand die löslichen Salze nicht gebunden waren, während bei Mittel- und Hartbrand trotz einer bei weitem größeren Menge an Salzen diese Bindung erreicht wurde.

Es hängt einmal von der Beschaffenheit des

<sup>4)</sup> Z. physikal. Chem. **34**, 495 (1900); **37**, 385 (1901); **47**, 360 (1904).

<sup>5)</sup> l. c.

Rohmaterials ab, ob eine solche Verbindung zwischen den Silicaten und Sulfaten eintritt oder nicht, und zweitens von der Höhe der Brenntemperatur, dem Brenngrade und ihrer Dauer.

Die Existenz dieser Doppelverbindungen ist aber namentlich für die Ziegelfabrikation von hoher Wichtigkeit. Werden die löslichen Salze nicht in dieser Weise gebunden, so sind hier die Ursachen der späteren Auswitterungen und Ausblühungen, welche die Veranlassung zur Zerstörung der Oberfläche der Ziegel geben.

Diese Vorgänge verdienen um so mehr Beachtung, als nachgewiesenermaßen schon ein Gehalt von 0,03—0,04% an löslichen Salzen genügt, um solche Ausblühungen herbeizuführen.

Ein ähnlicher Vorgang spielt sich auch bei der Fabrikation des Portlandzementes ab, bei welcher während des Brennprozesses, bei ca. 1400° und höher, der Kalk in eine feste Lösung oder vielleicht Adsorptionsverbindung mit der Kieselsäure, Tonerde und dem Eisenoxyd übergeführt wird, infolgedessen er wesentlich andere Eigenschaften als der gewöhnliche Ätzkalk in bezug auf Wasserbindung usw. besitzt.<sup>6)</sup>

Institut f. Elektrochemie u. techn. Chemie d. Techn. Hochschule Stuttgart.

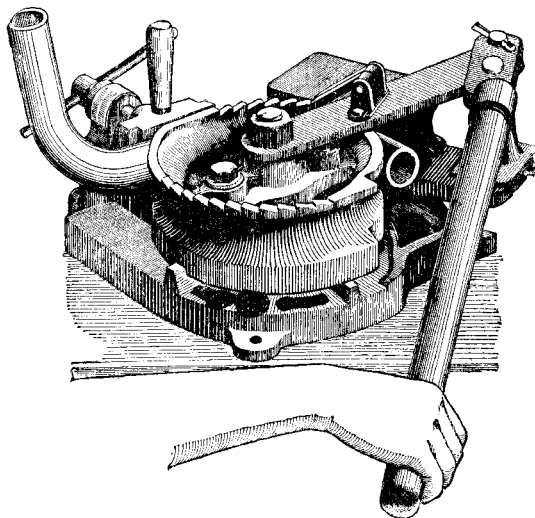
<sup>6)</sup> Cf. P. Rohland, Der Portlandzement vom physikalisch-chemischen Standpunkte. Quandt & Händel, Leipzig, 1903; Tonindustrietzg. 1903 bis 1906.

## Referate.

### II. 1. Chemische Technologie. (Apparate, Maschinen und Verfahren allgemeiner Verwendbarkeit).

#### Rohrbieger „T. V. G. Cyclop“.

Bei dem Verlegen von Rohren ist es von wesentlicher Bedeutung, Änderungen der Richtung der Rohrleitung ohne Unterbrechung des Rohrlaufs



auszuführen; hierdurch können sonst notwendig werdende Abdichtungen vermieden werden, den damit verbundenen späteren Undichtigkeiten wird vorgebeugt, die Reibung des Durchflusses verringert und

die Arbeit vereinfacht. Außerdem werden auch schlankere Übergänge und Durchgänge erzielt, als durch das mühsame Einschalten und Einpassen von Fittings. Das Biegen stärkerer Rohre von Hand, bei dem die Rohre gefüllt wurden, war seither, selbst durch geübte Leute, eine zeitraubende und unsichere Arbeit. Mittels des Rohrbiegers „Cyclop“ kann diese Arbeit, selbst von ungeübten Leuten, in etwa einem Sechstel der früheren Zeit und in vorzüglicher Form ausgeführt werden. Da hierbei Rohre bis zu 4" Durchmesser in einem Arbeitsgange und in ungefülltem Zustande bearbeitet werden, wird die Arbeit des Füllens der Rohre und an Brennmaterial erheblich gespart, weil die ungefüllten Rohre schneller erwärmt und in einer Hitze gebogen werden können. Auch behält das Material seine volle Widerstandsfähigkeit und wird nicht durch das sonst erforderliche mehrfache Erhitzen und Erkalten geschwächt; ebensowenig können Sandrückstände in der fertigen Leitung verbleiben. Der patentierte, von der Technischen Verkaufsgenossenschaft „T. V. G.“, Duisburg, vertriebene Rohrbieger „Cyclop“ ist von einfacher Konstruktion, kann zu jeder Montage mitgeführt und leicht überall befestigt werden.

**P. Nawiasky und S. Korschun. Über die Bestimmung der Härte des Wassers.** (Arch. f. Hygiene **61**, 348—354.)

Verff. prüften eine Reihe von Methoden, die bei Wasseruntersuchungen zur Bestimmung der transitorischen Härte, der Gesamthärte und der Magnesia Verwendung finden. Die Bestimmung der

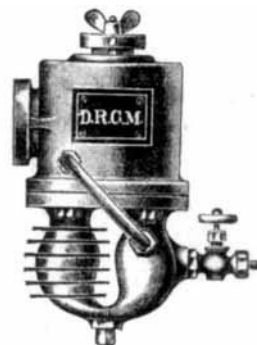
Härte nach Clark hat sicher ihre großen Mängel. Namentlich werden bei sehr harten Wässern, die viel Magnesiumsalze enthalten, viel niedrige Werte gefunden. Trotzdem dürfte die Clark'sche Methode für orientierende Untersuchungen noch immer recht gut zu verwerten sein. Sie hat auch den Vorteil, daß man bei der Bestimmung der permanenten Härte den wirklichen Gehalt an Calcium und Magnesium feststellt. Es kommt doch schließlich darauf an, wieviel Calcium- und Magnesiumverbindungen, mögen dieselben nun Carbonate, Nitrate, Sulfate oder Chloride sein, im Wasser nach dem Kochen in Lösung bleiben. Es ist daher durchaus nicht unwichtig, neben der wirklichen die scheinbare permanente Härte festzulegen. Bei einem Wasser, welches z. B. nur Carbonathärte besitzt, würde nach Wartha und Pfeiffer die temporäre Härte größer ausfallen, als die Gesamthärte. Es würde sich also eine negative permanente Härte ergeben, die durch Anwesenheit von Alkalicarbonaten noch vergrößert werden könnte. In Wirklichkeit würde die scheinbar permanente Härte aber eine sehr große sein können. Das Verfahren, welches Verff. für die Bestimmung der transitorischen Härte vorschlagen, nämlich das heiße Wasser mit  $\frac{1}{10}$ -n. Salzsäure unter Verwendung von Alizarin als Indicator zu titrieren, wird besser durch das Verfahren nach Lunge ersetzt, nach welchem kalt mit  $\frac{1}{10}$ -n. Salzsäure (Methylorange) titriert wird. Dieses ist schneller auszuführen, und der Alkaligehalt des Glases hat keinen störenden Einfluß. Bei der Bestimmung der Gesamthärte fallen die Befunde nach Pfeiffer zu niedrig aus durch in Lösung gebliebenes Calciumcarbonat, welches beim Zurücktitrieren der nicht verbrauchten Sodanatronlauge mittitriert wird. Sobald Alkalicarbonate zugegen sind, werden die Befunde noch niedriger. Auf Grund der Löslichkeitsverhältnisse von Calcium- und Magnesiumcarbonat haben Max Mayer und E. G. Kleiner<sup>1)</sup> die Methoden von Wartha und Pfeiffer und Clark einer eingehenden Kritik unterzogen und die Ergebnisse ihrer Untersuchungen durch reichhaltige Tabellen und durch Kurven klar gestellt.

Die empfehlenswerteste Methode der Verff. zur Bestimmung des Magnesiums dürfte diejenige sein, Calcium und Magnesium durch Sodanatronlauge auszufällen und die nicht verbrauchte Natronlauge mit  $\frac{1}{10}$ -n. Salzsäure (Phenolphthalein) zurückzumessen, nachdem man die Carbonate durch Chlorbarium umgesetzt hat. Außerdem wird von den Verff. noch vorgeschlagen, den Anteil des Magnesiums an der Gesamthärte dadurch festzulegen, daß das Calcium nach Mohr bestimmt wird, von der Gesamthärte abgezogen wird, ferner nach Pfeiffer mit Salzsäure zu neutralisieren, das Magnesium durch einen Überschuß titrierten Kalkwassers auszufällen und im Filtrat aus dem Verlust an Kalk zu berechnen. H. Noll.

#### Kesselwasserreinigungsapparat „T. V. G. Automat“.

Zur Beseitigung des Kesselsteins wurden schon die verschiedensten Mittel empfohlen, die aber meistens wirkungslos, oft sogar schädlich und jedenfalls teuer waren. Bei verschiedenen Kesselwasser-

reinigungsapparaten werden die Kesselsteinbildner vor Eintritt des Wassers in den Kessel ausgefällt. Der Kesselwasserreinigungsapparat „T. V. G. Automat“ fällt die Kesselsteinbildner im Kessel aus und hat den Vorteil, daß er bei einer sehr hohen Temperatur des Wassers nach dem Regenerativsystem arbeiten kann und keinen Kalk braucht. Als Ausfällungsmittel wird Bariumhydroxyd oder Soda benutzt, deren Anwendung von den Kesselrevisionsvereinen befürwortet wird. Der von der Technischen Verkaufsgenossenschaft „T. V. G.“ in Duisburg a. Rh. vertriebene Apparat hat vor allem den Vorteil großer Einfachheit und bedarf so gut wie keiner Wartung, indem nur einmal wöchentlich ein Ventil zu bedienen ist. Der nur 180—225 M kostende „Automat“ wird in einer dem betreffenden Kessel entsprechenden Größe über dem Dampfkessel derart montiert, daß das Verbindungsrohr von ihm zum Kessel abfällt, und die Baryt- oder Sodalösung selbsttätig in den Kessel abfließt. Das mitgelieferte Ventil wird in die Stirnfläche, den Dom oder der Mannlochdeckel des Kessels eingesetzt und mündet so in den Dampfraum, daß die Baryt- oder Sodalösung direkt auf



die Wasseroberfläche tropft und nicht an der Kesselwand entlang läuft. Der „T. V. G. Automat“ wird einmal wöchentlich je nach der Größe des Kessels und der Beschaffenheit des Wassers mit 2—10 kg Barytin oder calcinierter Soda gefüllt und bleibt dann sich selbst überlassen. Seine Wirkungsweise soll eine sehr gute sein.

## II. 2. Metallurgie und Hüttenfach, Elektrometallurgie, Metall- bearbeitung.

Rudolf Vondraček. Über sulfatisierende Röstung der sulfidischen Erze. (Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 54, 437—441. 25./8. 1906.)

Die Frage bezüglich der Bedingungen, welche zur Sulfatbildung während der Röstung sulfidischer Erze führen, ist von großem Interesse. Bei den Röstreaktionssbleiprozessen hängt von den Sulfaten die weitere Arbeitsweise ab, bei der Röstreduktionsarbeit ist ihr Vorhandensein ganz unwillkommen. Es gibt andererseits auch Fälle, wo der Hüttenmann eine vollkommene Überführung des Metalls in Sulfat beabsichtigt (z. B. bei den nassen Kupferextraktionsmethoden). Zur Bildung der Sulfate sind, wie Verf. auch durch eigene Versuche feststellt, notwendig: 1. überschüssige Luft, 2. die Anwesenheit von die  $\text{SO}_3$ -Bildung beschleunigenden Kontakt-

<sup>1)</sup> J. Gasbel. u. Wasserversorg. 50, 321 (1907).

substanzen und gleichzeitig eine günstige Temperatur für den Kontaktprozeß und 3. die Anwesenheit von Metalloxyden und gleichzeitig eine günstige Temperatur für die Sulfatsynthese. In gewissen Fällen, wo es sich um sehr beständige Sulfate handelt, kann die zweite und die dritte Phase in eine zusammenfallen; das entstehende  $\text{SO}_3$  wird sofort durch die Kontaktsubstanz absorbiert. Zum Schlusse bespricht der Verf. unter Angabe selbst durchgeführter Versuche die Verarbeitung der Schwefelerze auf nassem Wege zur Gewinnung von Kupfer und Silber.

*Ditz.*

**(Zweite Mitteilung.)** (Österr. Z. f. Berg. u. Hüttenw. 55, 95—96. 23./2. 1907.)

Verf. hat vor kurzem die Bedingungen festgestellt, welche zur Bildung der Sulfate bei der Röstung der geschwefelten Erze durch die gebildete schweflige Säure notwendig sind. (Vgl. vorstehendes Referat.) Er beschreibt nun ein Ofensystem, das, vom theoretischen Standpunkte betrachtet, den angegebenen Bedingungen entspricht. Die Konstruktion des Ofens und die Arbeitsweise werden näher beschrieben und die in einem kleinen Versuchsofen erhaltenen Resultate mitgeteilt.

*Ditz.*

**Pyrometer für metallurgische Öfen.** (Génie civ. 50, 13 [1906].)

Es werden als neu zwei Pyrometer beschrieben, die darauf beruhen, daß durch Schmelzen eines in Stab- oder Plattenform angebrachten Metallsalzes ein elektrischer Strom geschlossen oder unterbrochen wird, wodurch ein Läutewerk in Bewegung gesetzt oder eine elektrische Lampe zum Erlöschen gebracht wird. Da die chemische Zusammensetzung jedes Salzes konstant ist, so ist auch der Schmelzpunkt genau festgelegt und bekannt. Diese Pyrometer sind zwar nicht so zuverlässig wie die elektrischen oder optischen, doch eignen sie sich sehr gut, um die Temperaturen metallurgischer Öfen, wie Temperöfen usw., zu messen.

*Wth.*

**N. Lebedeff und B. Pomeranzoff. Ein Verfahren zur Oxydation von Metallsulfiden in Erzen.** (Eng. Min. Journ. 82, 1061—1062. 8./12. 1906.)

Der Prozeß bezweckt die Umwandlung der in den Erzen vorhandenen Metallsulfide in Oxyde für die weitere Verarbeitung auf trockenem oder nassem Wege. Das zerkleinerte Erz wird mit Ton vermischt und die ganze Masse mit auf 300—400° erhitzter Luft behandelt. Die Oxydation des Schwefels verläuft um so energischer, je mehr Eisen der Ton enthält. Man verwendet einen Teil Ton auf einen Teil Erz. Der Prozeß wird bei der Verarbeitung von Kupfererz in Nijni Tagilsk (Rußland) durchgeführt. Das Erz enthält dort schon eine genügende Menge Ton.

*Ditz.*

**S. E. Bretherton. Verwendung von Holz beim Steinschmelzen und die Ergebnisse mit einem neuen Winderhitzer.** (Eng. Min. Journ. 82, 1013. 1./12. 1906.)

Bei teilweiser Verwendung von Holz anstatt Koks wurde unter Einhaltung bestimmter Verhältnisse eine beträchtliche Koksersparnis erzielt. Verf. hat den früheren U-förmigen Winderhitzer durch einen neuen Apparat ersetzt, bei welchem der Wind durch die ein System von senkrechten dünnen Röhren passierenden Feuergase erhitzt wird. Die Herstellungskosten des neuen Erhitzers sind weit geringer, außerdem wird an Brennstoff gespart.

*Ditz.*

**K. Friedrich. Studie über die Verdichtung des Hüttenrauchs.** (Metallurgie 3, 747—757, 774—781, 805—811. 22./11., 8./12., 22./12. 1906.)

Bei der großen Ähnlichkeit, welche zwischen den Verfahren zur Gewinnung der Wärme aus den Abgasen einerseits und denjenigen zur Verdichtung des Hüttenrauchs auf trockenem Wege andererseits besteht, erschien es dem Verf. nicht ungerechtfertigt, das Prinzip der Siemensspeicher auf die Verdichtung des Hüttenrauchs zu übertragen. Verf. teilt das Ergebnis der nach dieser Richtung hin angestellten Rechnungen sowie die Erläuterung einiger Entwürfe mit. Nach einigen allgemeinen Bemerkungen wird eine Kondensationsanlage für das Temperaturintervall von 300—200° und der Entwurf einer Gasfeuerung für den Fortschaufelungsofen besprochen, hierauf eine Kondensationsanlage für das Temperaturintervall von 200—0°.

*Ditz.*

**Hugo Fürth. Die Untersuchung des Formsandes** (Stahl u. Eisen 26, 1195—1197. 1./10. 1906.)

Die wichtigsten Eigenschaften eines brauchbaren Formsandes sind: Bildsamkeit, Durchlässigkeit und Feuerbeständigkeit. Der Formsand besteht im wesentlichen aus  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ; seltener enthält er geringe Mengen von  $\text{MgO}$ , Alkalien und organische Substanzen. Nach Field (American Manufacturer 1906, 272) ist  $\text{SiO}_2$  sowohl in freier Form als Quarzkieselsäure, wie als Silikat vorhanden; die freie  $\text{SiO}_2$  macht den Sand feuerbeständig, während die Bildsamkeit auf den Gehalt an  $\text{Al}_2\text{O}_3$  zurückzuführen ist. Die Tonerde ist gewöhnlich in Form des Silikates vorhanden, welches ca. 14% gebundenes Wasser enthält. Letzteres bedingt die plastischen Eigenschaften des Formsandes. Der Gehalt des Sandes an Kalk und Eisenoxyd kann als schädlich bezeichnet werden. Verf. bespricht an der Hand der einschlägigen Literatur die Untersuchung und Beurteilung des Sandes hinsichtlich seiner Feuerbeständigkeit, Bildsamkeit, Korngröße, Durchlässigkeit und Porosität.

*Ditz.*

**Guillery. Messung der Elastizitätsgrenze von Metallen.** (Bll. soc. d'encour. 3, 223—231. 1./7. 1906; Revue de Metallurgie 3, 331. Juni 1906.)

Die vom Verf. angegebene Methode zur Messung der Elastizitätsgrenze von Metallen beruht darauf, daß während des Zugversuches die Veränderung des elektrischen Widerstandes in dem Probestabe gemessen und selbsttätig aufgezeichnet wird. Der verwendete Apparat, die Arbeitsweise, sowie die erhaltenen Resultate werden näher besprochen. Weicher Thomasstahl und weicher Martin Stahl geben bezüglich der Festigkeit, Elastizitätsgrenze und Dehnung fast identische Resultate. Durch Abschreckung wird die Elastizitätsgrenze bedeutend erhöht, während sie durch andauerndes Erhitzen auf hohe Temperatur erniedrigt wird, ohne daß dabei Festigkeit und Dehnung sich ändern. Durch die Form der erhaltenen Diagramme kann man aber Thomasstahl sofort von dem Martin Stahl unterscheiden. Bei hartem Stahl ließ sich eine Elastizitätsgrenze nicht feststellen.

*Ditz.*

**P. Lejeune. Die Geschwindigkeit der Einwirkung metallographischer Reagenzien.** (Bll. soc. d'encour. 3, 312—313. 1./10. 1906.)

Nach früheren Versuchen von Kourbatoff (Revue de Metallurgie, März 1905) hatte sich ein

gewisser Zusammenhang zwischen der Einwirkungsgeschwindigkeit der Reagenzien und dem Ionisierungsvermögen der Lösungsmittel ergeben. Verf. stellte nun vergleichende Versuche mit Pikrinsäure in verschiedenen Lösungsmitteln an und gelangt für die 4%ige Lösung zu der folgenden Reihenfolge der Lösungsmittel mit abnehmender Einwirkungsgeschwindigkeit der Pikrinsäure: Acetonitril, Propionitril, Methylalkohol (nach sorgfältiger Destillation), Äthylalkohol. K a b l u k o f f (Z. physikal. Chem. 13, 531; 4, 439) fand für die elektrische Leitfähigkeit von Kochsalzlösungen die gleiche Reihenfolge der Lösungsmittel. Ditz.

**L. Bailly. Das Eisenhüttenwesen des Ostens und der Export. Bericht über eine Studienreise in Cleveland.** (Bil. soc. d'encour. 3, 1—18. 1./4. 1906.)

Verf. schildert die Ergebnisse einer Studienreise im Distrikt von Cleveland. Er beschreibt zunächst das dortige Eisenerzvorkommen, die Zusammensetzung der Erze, die Größe und die Kosten der Förderung, den verwendeten Koks und die Erzeugungskosten des Eisens in den verschiedenen Betrieben. Anschließend daran wird die Ausfuhr der Erze und des Eisens besprochen. In einem Anhang werden Angaben über die Erze in Briey gemacht. Ditz.

**H. Wedding. Italiens Eisenindustrie.<sup>1)</sup>** (Stahl u. Eisen 27, 13—19. 2./1. 1907.)

Verf. berichtet über das Eisenhüttenwesen Italiens, welches er auf einer Studienreise im Frühjahr 1906 kennen lernte. Er beschreibt die Einrichtungen der Stahlgießerei bei Mailand, Acciaieria Milanese, welches Werk annähernd die gesamte Menge des Flußeisens der Lombardei herstellt, der S t a s s a n o -schen Werke bei Turin, deren wichtigste Einrichtung der drehbare elektrische Ofen ist, ferner die Eisenwerke in der Nähe von Genua in der Provinz Ligurien, das Schweiß- und Walzwerk in Torre Annunziata, die Werke in Terni (Umbrien), auf der Insel Elba und die Hüttenwerke in Toskana. Ditz.

**Kourbatoff. Die Ätzmittel für die metallographische Untersuchung der Stähle.** (Bil. soc. d'encour. 3, 489. 1./12. 1906.)

Verf. hat bereits früher (Rev. de Mét. 2, 169 [1905]) vier Ätzmittel für Stahl angegeben. Während die Lösung von  $\text{HNO}_3$  in Isoamylalkohol in den französischen Laboratorien allgemein angewendet wird, hat man mit dem von ihm angegebenen Reagens für die Unterscheidung von Troostit und Sorbit unrichtige Resultate erhalten. Verf. macht darauf aufmerksam, daß man zur Herstellung des Reagens Essigsäureanhydrid und nicht Eisessig verwenden muß und nur das frisch bereitete Reagens benutzen soll. Es empfiehlt sich, zwei Lösungen herzustellen. 1. Eine Lösung von 4%  $\text{HNO}_3$  in Essigsäureanhydrid; 2. ein Gemisch gleicher Teile Methyl-, Äthyl- und Isoamylalkohol. Unmittelbar vor der Ätzung vermischt man einen Teil der ersten Lösung mit 3 Teilen der zweiten. Bei Verwendung von Salpetersäure vom spez. Gew. 1,32 gibt das Reagens vor 10 Minuten keine Färbung auf anderen Materialien als Sorbit und Troostit. Ditz.

**Albert Ladd Colby. Die Verklumpung und Entschwefelung von feinen Eisenerzen und Pyriten.** (Electrochemical and Metallurgical Industry 4, 349—351. September 1906.)

Die Erfindung besteht im wesentlichen darin, daß dem Gut der feinen eisenhaltigen Erze und Nebenprodukte ein Bindemittel zugesetzt wird, das bei Temperaturen unter 600° F. anhaftet und bei wenig höheren Temperaturen (ungefähr 1200° F.) mit den Verunreinigungen des Gutes, wie Schwefel, Arsenik usw. sich verflüchtigt. Teer, Pech, Asphalt, Petroleumrückstände, Dextrin, Melasse, Glykose usw. lassen sich für diesen Zweck benutzen. Das Bindemittel 1% (oder weniger) wird beständig auf das in einen schräg gestellten Drehofen strömende feine eisenhaltige Gut gespritzt, das sich dadurch zusammenballt und unter der drehenden Bewegung des Ofens in Klümpchen auseinander fällt. Sobald die Klümpchen eine heißere Zone erreichen, verbindet sich z. B. der Teer mit dem Schwefel und beide werden verdampft, wobei das Bindemittel zugleich als Heizmaterial dient. Gelangen die Klümpchen in das untere heißeste Ende des Ofens (ungefähr 2000° F.), so beginnen sie zu schmelzen, und man erhält als Endprodukt einen fest zusammenhaftenden Klumpen, der nichts mehr von dem Bindemittel enthält. Das Verfahren ist bereits in erfolgreicher Weise für eine Anzahl verschiedenartiger feiner Materialien, deren Schmelzpunkte innerhalb weiter Temperaturgrenzen liegen, angewendet worden, so für Pyrit, rohen Magnetit und andere mehr. Die Patente für das Verfahren sind Eigentum der National Metallurgie Co. of New-Jersey, die in Newark, N.-Y., ein großes Werk errichtet hat; auch in Pennsylvanien findet das Verfahren mehrfach Anwendung. D.

**H. Strick. Über den Anthracit-Hochofen.** (Bil. soc. d'encour. 3, 33—42. 1./4. 1906.)

Die Anwendung von Anthracit für den Hochofenbetrieb hat seit 1891 in England aufgehört, wird aber noch in den Vereinigten Staaten geübt. Verf. beschreibt die Führung des Betriebs bei Verwendung von Anthracit, die Betriebsergebnisse, die Zusammensetzung und die Eigenschaften der Produkte. Ditz.

**K. Poech. Fortschritte in der ununterbrochenen Flußeisendarstellung nach dem Talbotverfahren.** (Stahl u. Eisen 26, 1301—1303. 1./11. 1906.)

Verf. beschreibt zwei neue Talbotanlagen, mit deren Inbetriebsetzung das Versuchsstadium des Talbotverfahrens als abgeschlossen betrachtet werden kann. Die Talbotanlage der Cargo Fleetworks in Middlesbrough umfaßt drei kippbare Öfen von je 175 t. Das Kippen erfolgt auf hydraulischem Wege. Das von den Hochöfen kommende flüssige Roheisen wird von einem Mischer von 180 t Fassungsvermögen aufgenommen. Das im Mischer entsilicierte und entschwefelte Roheisen wird den drei Öfen mittels einer 25 t-Pfanne zugeführt. Zur Lieferung des für die Öfen erforderlichen Gases sind zehn Talbotgeneratoren von je 3 m Durchmesser vorhanden. Ein Generator vergast in der Stunde eine Tonne Brennstoff. Der Betrieb der Öfen wird näher beschrieben. Die Talbotanlage der Jones & Laughlin Steel Co. in Pittsburg umfaßt fünf Kippöfen von je 200 t Einsatz, für welche ein Mischer von 250 t Fassungsvermögen vorgesehen

<sup>1)</sup> Vortrag, gehalten auf der Hauptversammlung der Eisenhütte Oberschlesien am 28./10. 1906 zu Gleiwitz.

ist. Als Hauptvorteil wird das rasche Frischen im Talbotofen betrachtet, welches die Verwendung von Schrot überflüssig macht. Die Öfen werden mit Naturgas geheizt.

*Ditz.*

**M. Deslandes. Chemische Vorgänge im sauren Martinofen.** (Bll. soc. d'encour. 3, 213—222. 1./7. 1906. Rev. de Mét. 3, 321. Juni 1906.)

Verf. bespricht die chemischen Vorgänge im sauren Martinofen auf Grundlage der von v. Jüptner in seiner Abhandlung über den Schwefelgehalt von Schlacken und anderen Hüttenprodukten (Iron and Steel Institute, Mai 1902) dargelegten Prinzipien. Verf. bezeichnet als Teilungskoeffizient den Prozentgehalt der Schlacke an einem bestimmten Körper, dividiert durch den Gehalt dieses Körpers in dem Metallbade, wobei vorausgesetzt wird, daß zwischen den beiden flüssigen Schichten Gleichgewicht eingetreten ist. Die für die einzelnen Elemente erhaltenen Resultate sind graphisch dargestellt und werden näher besprochen.

*Ditz.*

**R. S. Hutton. Der elektrische Ofen und seine Anwendungen in der Eisen- und Stahlmetallurgie.** (Engineering. 7./12. 1906.)

In diesem vor der Sheffield Society of Engineers and Metallurgists gehaltenen Vortrag betrachtet Verf. die Möglichkeiten einer Entwicklung der elektrothermischen Verfahren in England, das in Ermangelung der Wasserkräfte auf Kohle angewiesen ist. Dabei stellt sich das Verhältnis in manchen Fällen keineswegs ungünstig heraus, nämlich bis herunter zu 0,8 Pf. per Kilowattstunde. Verschiedene Betriebe mit elektrischen Öfen werden behandelt, wie die Herstellung von Eisenlegierungen mit Silicium, Chrom, Wolfram, Molybdän und Vanadium, die Reduktion der Eisenerze auf elektrischem Wege und schließlich die elektrische Stahlerzeugung. Angaben über die Produktion der einschlägigen kontinentalen und amerikanischen Werke werden gemacht und einige Details über die Öfen von Kjellin, Héroult, Keller, Girod und Stassano gegeben.

*M. Sack.*

**F. Wüst. Beitrag zur Theorie über die Graphitbildung.** (Metallurgie 3, 757—760. 22./11. 1906.) Von einer Graphitbildung kann nur dann die Rede sein, wenn elementarer Kohlenstoff während der Erstarrung der geschmolzenen Masse zur Abscheidung kommt. Nach durchgeführten Versuchen ist die Graphitbildung abhängig von der Geschwindigkeit, mit welcher der eutektische Punkt bei 1130° durchlaufen wird. Diejenigen Elemente, wie Silicium, welche die Graphitbildung begünstigen, wirken dadurch, daß sie das Erstarrungsintervall verlängern, während Mangan und wahrscheinlich auch Schwefel das Erstarrungsintervall verkürzen, also die Graphitbildung erschweren. Die metallographische Untersuchung ergab, daß das Gefügeaussehen der manganhaltigen Proben mit demjenigen des gewöhnlichen grauen Roheisens übereinstimmt.

*Ditz.*

**Albert Sauveur. Die Konstitution der Eisenkohlenstofflegierungen.** (Bi-Monthly Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1906, 939—966. November 1906.) Die eingehende Studie des Verf. führte zum Ergebnis, daß bei der Abkühlung des Stahls Austenit, Martensit, Troostit und Perlit gebildet werden, und daß Martensit und besonders Troostit als Über-

gangsstadien bei der Umwandlung von Austenit in Perlit aufzufassen sind.

*Ditz.*

**F. Wüst und O. Petersen. Beitrag zum Einfluß des Siliciums auf das System Eisen-Kohlenstoff.** (Metallurgie 3, 811—820. 22./12. 1906.)

In der vorliegenden Arbeit handelt es sich darum, die Mengen Kohlenstoff festzustellen, welche mit einem bestimmten Siliciumgehalte gleichzeitig in Lösung sein können, sowie Aufschluß über den Einfluß des Siliciums auf die Schmelz- bzw. Erstarrungstemperatur zu erlangen und die Lage der Haltepunkte unter der Wirkung steigender Mengen Silicium zu prüfen. Die kohlenstoffverdrängende Wirkung des Siliciums ist bei geringen Mengen Silicium am stärksten, sie nimmt jedoch stetig ab, bis der Gehalt an Silicium auf 2% gestiegen ist, von da ab bleibt sie bis zu einem noch nicht näher festgesetzten Gehalt, jedenfalls aber bis zu 5%, eine gleichmäßige. Ein Teil Silicium scheidet im Mittel 0,303 Teile Kohlenstoff aus der Lösung aus. Bei höherem Gehalte wird der Einfluß allmählich geringer und ist bei 13% Si noch etwa  $\frac{1}{3}$  und bei 27% Si noch ungefähr  $\frac{1}{6}$  von demjenigen bei 0,2% Si. Von einem Ersatz des Kohlenstoffs durch Silicium im Verhältnis ihrer Atomgewichte kann keine Rede sein. Die Einwirkung des Siliciums auf den Erstarrungs- bzw. Schmelzpunkt des Roheisens ist keine erhebliche und kann für gewöhnlich ganz außer Betracht bleiben. Schließlich werden noch die Resultate der metallographischen Untersuchung angegeben.

*Ditz.*

**Charles H. White. Ein neues Colorimeter zur Bestimmung des Kohlenstoffs im Stahl.** (Bi-Monthly Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1906, 743—748. September 1906.)

Verf. beschreibt an der Hand von Abbildungen ein neues Colorimeter zur Bestimmung des Kohlenstoffs im Stahl.

*Ditz.*

**L. Guillet. Die Nickel-Siliciumstähle.** (Bll. soc. d'encour. 3, 418—437. 1./12. 1906.)

Die Nickel-Siliciumstähle lassen sich in 7 Klassen einteilen: 1. Die perlitischen Stähle; 2. die Stähle, welche Perlit und Graphit enthalten; 3. die Stähle, deren gesamter Kohlenstoff als Graphit vorhanden ist; 4. die martensitischen Stähle; 5. die Stähle mit Martensit und Graphit, welche Ferrit enthalten können; 6. die Stähle mit  $\gamma$ -Eisen; 7. die Stähle mit  $\gamma$ -Eisen und Graphit, welche zugleich Ferrit und Martensit enthalten. Das Nickel wirkt namentlich in den perlitischen und martensitischen Stählen der Abscheidung des Kohlenstoffs als Graphit entgegen. Die Gegenwart von Silicium erleichtert die Umwandlung von  $\gamma$ -Eisen in Martensit.

*Ditz.*

**Guillet. Nickel-Chromstähle.** (Bll. soc. d'encour. 3, 332—354. 1./10. 1906.)

Die ausgedehnte Studie des Verf. betrifft die metallographische Untersuchung der Nickel-Chromstähle und die Ermittlung der mechanischen Eigenschaften derselben. In den normalen Stählen sind vorhanden: Perlit mit Ferrit oder Carbide, Martensit, Martensit mit Carbide,  $\gamma$ -Eisen,  $\gamma$ -Eisen mit Carbide. Die Bildung des Martensits hängt von der Summe C + Ni + Cr ab. Bezüglich der Details der wertvollen Arbeit muß auf das Original verwiesen werden.

*Ditz.*

**G. v. Knorre. Über die Wolframbestimmung im**

**Wolframstahl.** (Stahl u. Eisen 26, 1489—1493. 15./12. 1906.)

Das vom Verf. früher (Berl. Berichte 28, 783 [1905]) beschriebene Verfahren zur Wolframbestimmung, welches auf der Fällung der Wolframsäure durch Benzidinchlorhydrat als Benzidinwolframat beruht, kann auch zur Untersuchung von Wolframstahl verwendet werden. Von Stahl bis 1% W nimmt man 7—10 g, bei 2—3,5% W 4—7 g, bei Stählen mit mehr als 3,5% W 2 g zur Analyse. Die Probe wird in offenen, schräggestellten oder mit Trichter bedeckten Erlenmeyerkolben unter Erwärmen gelöst, der Überschuß an Säure durch Zusatz von Sodaaflösung so weit neutralisiert, daß die Flüssigkeit nur noch schwach sauer reagiert. Ohne Rücksicht auf die noch ungelösten Anteile der Probe versetzt man nun mit etwas freier Schwefelsäure (Z. B. 10 ccm  $\frac{1}{10}$ -n.  $H_2SO_4$ ) oder Alkalisulfat und 40—50 ccm der Benzidinlösung, welche durch Lösung von 20 g techn. Benzidin in 300—400 ccm Wasser unter Zusatz von 25 ccm rauchender Salzsäure und Verdünnung auf 1 l hergestellt wird. Hat die Flüssigkeit nach vollständigem Erkalten 15 bis 20 Minuten gestanden, so filtriert man den alles Wolfram (als Metall und Benzidinwolframat) enthaltenden Niederschlag ab und wäscht ihn mit der verd. Benzidinlösung. Filter und Niederschlag werden im Platintiegel verascht, das noch eisenhaltige  $WO_3$  mit Soda aufgeschlossen, die Schmelze mit warmem Wasser ausgelaugt und das Eisenoxyd abfiltriert. Das Filtrat wird mit Salzsäure bei Verwendung von Methylorange als Indikator neutralisiert, 10 ccm  $\frac{1}{10}$ -n.  $H_2SO_4$  zugefügt, die Wolframsäure mit 40—60 ccm Benzidinlösung gefällt und das abfiltrierte und ausgewaschene Benzidinwolframat durch Glühen in reines Trioxyd übergeführt. Ein Phosphor- und Siliciumgehalt ist ohne Einfluß auf das Resultat. Bei Gegenwart von Chrom wird nach der Aufschließung des rohen Wolframtrioxids mit Soda das in der Lösung enthaltene Chromat vor der Fällung der Wolframsäure durch  $SO_2$  reduziert.

Ditz.

**Hjalmar Braune. Über die Bedeutung des Stickstoffes im Eisen.** (Stahl u. Eisen 26, 1357 bis 1363, 1431—1437, 1496—1499. 15./11., 1./12., 15./12. 1906.)

Nach den Untersuchungen des Verf. beschränkt sich die Stickstoffaufnahme im Eisen nicht auf den Hochofenprozeß allein, sondern geht bei jedem metallurgischen Prozesse vor sich, bei dem bei hoher Hitze und unter Bildung von basischer Schlacke Stickstoff und Kohlenstoff Gelegenheit haben, auf Eisen einzuwirken. Durch Versuche wurde nachgewiesen, daß Eisen beim Lösen in Salzsäure keinen Cyanwasserstoff oder Cyangas entwickelt. Der Stickstoff kommt in den verschiedenen Eisensorten der Technik nicht in Form von Cyanverbindungen vor. Es wurde die Ansicht von Stahl bestätigt, daß das Stickstoffeisen beim Lösen in  $H_2SO_4$  oder  $HCl$  freien N nicht entwickelt, sondern daß dieser bei der Lösung vollständig in das der Säure entsprechende Ammoniumsalz übergeführt wird. Der im Eisen enthaltene Stickstoff muß daher als Nitrid vorkommen. Im Graphite eines Roheisens ist kein Stickstoff vorhanden. Der Stickstoff des Eisens wirkt nicht auf die Egertzsche Kohlenstoffprobe ein. Verf. beschreibt einen Apparat zur

Herstellung von Eisen- und Stahlproben mit wechselndem Stickstoffgehalt, aber im übrigen von konstanter Zusammensetzung. Er bespricht die Einwirkung des Stickstoffs auf das Aussehen von Eisen und Stahl, den Einfluß des Stickstoffes auf die mechanischen Eigenschaften von Stahl und Eisen und die Einwirkung des Stickstoffes auf die elektrischen und magnetischen Eigenschaften des Eisens. Die Resultate der metallographischen Untersuchung werden an der Hand von Abbildungen erläutert. Verf. nennt den „kritischen Stickstoffgehalt der Eisensorte“ jenen geringsten Stickstoffgehalt, bei dem das Metall kristallinische Struktur annimmt. Die (wahrscheinlichen) kritischen Stickstoffgehalte sind für harten Stahl 0,030—0,035% N, für weichen Stahl 0,040—0,045% N, für weiches Eisen 0,050 bis 0,060 N. Unter diesem Stickstoffgehalte bleibt das Metall dehnbar. Bei der Untersuchung einer großen Anzahl Proben wurde als höchster Stickstoffgehalt 0,062%, als niedrigster 0,02% gefunden. Die grauen Roheisensorten sind im allgemeinen ziemlich stickstofffrei. Der Stickstoffgehalt der weißen Roheisensorten ist bedeutend größer. Martin- und Bessemerstahl gehören zu den stickstoffärmsten Stahlsorten.

Ditz.

**Hjalmar Braune. Der Stickstoff im Eisen und Stahl.**

(Le Génie Civ. 50, 78. [1./12. 1906].)

Auf die Ausführungen von A. Pourcel<sup>1)</sup> antwortet Verf., indem er im wesentlichen auf seine Veröffentlichungen in den Jernkontorets Annaler und der Teknisk Tidskrift verweist und noch einige neue Bemerkungen anfügt. Der Stickstoff kommt nach den Untersuchungen des Verf. im Eisen und Stahl nur als Eisennitrid, gelöst im Ferrit, vor; von einem gewissen Stickstoffgehalt an wird der Ferrit brüchig. Ein harter Stahl mit 1% Kohlenstoff wird brüchig und unverwertbar, wenn er etwa 0,030% Stickstoff enthält. Im Eisen bestehen keine Verbindungen, die gleichzeitig Kohlenstoff, Stickstoff und Titan enthalten, doch ist es wohl möglich, daß derartige Verbindungen in den Schlacken vorkommen, wie dies z. B. bei gewissen schwedischen Hochofen, die titanhaltige Erze verarbeiten, der Fall ist. Eine Dissoziation des Eisennitrids kommt überhaupt nur bei Tiegelstahl in Betracht; aber unter 0,010% N kommt man bei diesem auch nicht. Die Kanonenstähle der deutschen und französischen Werkstätten enthalten 0,015% N. Der Stickstoffgehalt eines Stahles hängt von seiner Herstellungsweise ab. Siemens-Martin-Stahl enthält 0,020 bis 0,025% N, wenn Kohlen gas angewendet wird; wenn man aber (wie in gewissen schwedischen Anlagen) Holzgas anwendet, verringert sich der Stickstoffgehalt auf 0,010—0,015%. Wenn man gleichzeitig erstklassige Rohmaterialien benutzt, kann der Stickstoffgehalt bis auf 0,005—0,006% herabgehen. Dasselbe ist der Fall bei basischem Bessemer-(Thomas-)Stahl. Der Stickstoffgehalt schwankt hier von 0,018—0,062% und ist hauptsächlich abhängig von dem Phosphorgehalt des angewandten Roheisens.

Wth.

**Eugen Dussier. Zur Bestimmung des Schwefels im Eisen.** (Stahl u. Eisen 27, 142—143. 23./1. 1907.)

Verf. beschreibt einen neuen Apparat für die Be-

<sup>1)</sup> Siehe diese Z. 20, 586 (1907).

stimmung des Schwefels im Eisen. Die Lösung des Eisens erfolgt mit Salzsäure vom spez. Gew. 1,19, als Absorptionsflüssigkeit dient eine Lösung von 25 g  $\text{Cd}(\text{C}_2\text{H}_3\text{O}_2)_2 + 400 \text{ ccm H}_2\text{O} + 600 \text{ ccm NH}_3$ . Die Bestimmung des Schwefelcadmiums erfolgt jodometrisch.

Ditz.

**Gumar Dillner. Einige Versuche über den Einfluß des Kupfers auf die Eigenschaften des Stahls.** (Stahl u. Eisen 26, 1493—1495. 15./12. 1906.)

Von einer Martincharge mit dem gewünschten Kohlenstoffgehalt (0,1—1,0%) wurde soviel in einen vorgewärmten Tiegel gegossen, daß dieser zur Hälfte gefüllt war, worauf die berechnete und abgewogene Menge granulierten Kupfers zugesetzt, und der Tiegel mit dem Rest der bestimmten Stahlmenge gefüllt wurde. Der so beschickte Tiegel wurde noch einmal in den Ofen gestellt, um das Kupfer im Stahl gleichmäßig verteilen zu lassen. Der hergestellte Stab besaß keinerlei Anzeichen von Rotbruch. Bei der mikroskopischen Untersuchung nach dem Ätzen mit alkoholischer Pikrinsäurelösung zeigte sich kein Unterschied gegen gewöhnlichen Kohlenstoffstahl. Es wurde die Ermittlung des Härtungsbereiches für die verschiedenen Proben vorgenommen, ferner die Schmiedeprobe, Zugprobe, Schlagbiege- und Härteprobe, die Löslichkeit des Kupferstahls in verd. Säuren bestimmt. Ein Kupfergehalt bis zu 0,64% ist ohne Einfluß auf die magnetischen Eigenschaften des Eisens. Dagegen erhöht das im Eisen gelöste Kupfer den elektrischen Widerstand. Ein Material bis zu 0,62% Cu besitzt die gleiche Dehnbarkeit und Zähigkeit wie kupferfreies weiches Eisen. Bei hartem Stahl scheint, wenn der Kupfergehalt 0,5% übersteigt, eine Verringerung in der Zähigkeit bei dem ausgeglühten Material einzutreten.

Ditz.

**H. Wedding. Kupfer im Eisen.** (Stahl u. Eisen 26, 1444—1447. 1./12. 1906.)

Verf. berichtet über die Ergebnisse einer Arbeit von Wilhelm Müller, die derselbe im Kleingefügelaboratorium der Bergakademie in Berlin ausgeführt hat. Es wurden Schmelzversuche nach dem Goldschmidtschen Thermitverfahren angestellt und Legierungen mit Kupfergehalten bis zu 93% erhalten. Im kupferhaltigen Eisen ist das Kupfer als  $\text{Cu}_2\text{S}$  gebunden, wenn genügend Cu zur Entstehung dieser Verbindung vorhanden ist, während erst ein Überschuß von Schwefel vom Eisen gebunden wird. Innerhalb bestimmter Grenzen ist Kupfer für jede Eisenart als wertvoller Bestandteil zu betrachten. Es vermindert zwar die Schweißbarkeit, aber auch die Neigung zu rosten, befördert die Schmelzbarkeit und Flüssigkeit, erhöht Härte, Festigkeit und anscheinend auch Härtbarkeit. Die Untersuchung des Kleingefüges des kupferhaltigen Eisens ergab folgende Ergebnisse: 1. Eisen mit 0,14% C und 0,09% S zeigt auch bei einem Gehalt von 7,77% Cu noch keine Kupferausscheidungen. 2. Das Kleingefüge des kupfer- und schwefelkupferhaltigen Eisens ist unregelmäßig in Bezug auf Größe und Grenzlinien der Ferritkristalle. Die einzelnen Kristalle greifen mit krummen Grenzlinien ineinander und dadurch erklärt sich die größere Festigkeit kupferhaltigen Eisens gegenüber dem kupferfreien. 3. Schwefelkupfer und Kupfer verhindern die Perlitbildung. An Stelle des Perlits treten

Zementkristalle auf. Dadurch wird die größere Härte des kupfer- und schwefelhaltigen Eisens bedingt. 4. Das Kupfer und das Schwefelkupfer sondert sich zum größten Teil zwischen den Ferritkristallen ab und bildet eine Hülle um diese. Dadurch wird die Rostbildung verhindert oder verzögert. 5. In Legierungen von Eisen mit 22,2 und 61,7% Cu ist der größte Teil des Cu als ein die Ferritkristalle umgebendes Zellengefüge abgelagert. 6. In Kupfer mit 7% Fe läßt sich auch bei einem Gehalte von 0,024% S noch Kupfersulfür mikroskopisch nachweisen. — Bei der Zementierung der kupferhaltigen Eisenproben fand Müller, daß die Aufnahme des Kohlenstoffs im allgemeinen umso schneller ging, je größer der Kupfergehalt war. Kohlenstoffreiches Eisen (Roheisen) kann nicht mehr als 4,75% Cu aufnehmen; Kupfer löst nicht mehr als 1,5% kohlenstoffreiches Eisen. Die eutektische Temperatur liegt für kupferhaltiges Eisen mit 0,14% C bei 620—640°.

Ditz.

**Paul Pütz. Der Einfluß des Vanadiums auf Eisen und Stahl.** (Metallurgie 3, 635—638, 649—656, 677—686, 714—721, 22./9., 8./10. 22./10., 8./11. 1906.)

Die ersten Versuche über den Einfluß des Vanadiums auf Eisen und Stahl wurden 1896 von Chouley angestellt. Die ersten systematischen Versuche über diesen Gegenstand wurden 1904 von L. Guillet durchgeführt. Zur Bestätigung der von diesem gemachten Angaben wurden Stähle mit wechselnden Vanadiumgehalten bis zu 1,5% hergestellt und untersucht. Die Analysenresultate der untersuchten Proben sind in einer Tabelle angegeben. Es wurden die kritischen Punkte bestimmt, Zerreißproben und Glühversuche durchgeführt und die gehärteten Proben auch metallographisch untersucht. Die Einwirkung des Sauerstoffs der Atmosphäre auf den Kohlenstoff beim Glühen an der Luft ist bei Vanadiumstahl weit geringer als bei Kohlenstoffstahl. Dieser Umstand gestattet einerseits ein häufigeres Nachschmieden oder Behandeln des Stahls im Feuer ohne allzu großen Nachteil für das Material und stellt andererseits aber auch geringere Anforderungen an die Aufmerksamkeit und Geschicklichkeit des Arbeiters. Einem Vanadiumstahl dürfte daher unter sonst gleichen Umständen eine längere Gebrauchsdauer beschieden sein, als einem qualitativ gleichen Kohlenstoffstahl. Aus den Untersuchungen des Verf. läßt sich mit Sicherheit der Schluß ziehen, daß der Einfluß des Vanadiums auf Stahl und Eisen nach jeder Richtung hin ein veredelnder ist. Diese Veredelung des Materials ist mit nur 0,5—0,7% V zu erreichen, während von anderen Metallen wie Cr, W, Ni, viel größere Mengen zugesetzt werden müssen. Ditz.

**F. Osmond und G. Cartaud. Die Kristallographie des Eisens.** (Metallurgie 3, 522—545. 8./8. 1906.)

Zur Erforschung der Kristallstruktur des Eisens sind optische Methoden nicht anwendbar. Dagegen sind folgende morphologische und andere Merkmale geeignet, Aufschluß zu geben: Deformationsfiguren (kontinuierliche und diskontinuierliche), kongenitale Zwillingsbildung, Zwillingsbildung infolge Ausglühens nach einer Deformation, Abhängigkeit der mechanischen Eigenschaften von der kristallographischen Orientierung, Korrosionsfiguren, syn-

chrone Krystallisationsfiguren, Segregationsfiguren. Die Prinzipien dieser verschiedenen Methoden werden erörtert, hierauf die durchgeführten Versuche eingehend beschrieben. Bezüglich der Ergebnisse der Untersuchung, die am Schlusse zusammengefaßt sind, muß auf das Original verwiesen werden.

*Ditz.*

**Georg Kassel. Über die Reduktion von Eisenschlacke durch Kohlenoxyd und Wasserstoff.** (Stahl u. Eisen 26, 1322—1323. 1./11. 1906.)

Von den Ergebnissen der Reduktionsversuche des Verf. sei folgendes angeführt: Die verwendete, hochsilicierte Bessemerschlacke wurde durch die reduzierenden Gase nur in der Art beeinflusst, daß sich ein Teil ihres Schwefels in der Form von Kohlenoxysulfid bzw.  $H_2S$  verflüchtigte. Reduktion trat nicht ein. Die Bessemerschlacke bewirkte die Abscheidung von Kohlenstoff aus dem CO; die Schlacke enthielt dabei keine Spur von Metall. Die Ablagerung von Kohlenstoff begann bei der Temperatur von 420—450°; sie erreichte ihr Maximum bei etwa 500° und war bei 870—900° nicht mehr vorhanden. Die verwendete eisenreiche Frischschlacke konnte sowohl durch CO als auch durch H zum Teil reduziert werden. Die Einwirkung des Wasserstoffs begann zwischen 350 und 400°; CO reduziert erst bei 410—450°. Es wurde bestätigt, daß das gesamte  $Fe_2O_3$  erst in Oxydul übergeführt sein muß, ehe Metallbildung eintreten kann. Bei Temperaturen unterhalb 460° konnte kein Metall aus der Schlacke gewonnen werden. Dagegen gelang es, das gesamte  $Fe_2O_3$  zu FeO zu reduzieren. Die Metallbildung begann im Wasserstoffstrom einige Grade unterhalb 500°, in der Kohlenoxydatmosphäre zwischen 500 und 520°. Das Maximum des reduzierenden Einflusses der beiden Gase lag ungefähr bei 700°; es gelang nicht die Frischschlacke völlig zu reduzieren. Beim Erhitzen von Kohlenoxyd auf 460—480° wurde die Bildung von 0,34 Vol.-%  $CO_2$  beobachtet; eine Ablagerung von Kohlenstoff war auch bei Temperaturen von 800—900° nicht zu erzielen.

*Ditz.*

**Alexander Müller. Zur Bestimmung des Eisens in Eisenerzen nach der Reinhardt'schen Methode.** (Stahl u. Eisen 26, 1477—1484. 15./12. 1906.)

Verf. berichtet über durchgeführte Versuche betreffs der Bestimmung des Eisens in Eisenerzen nach der Methode von Reinhardt mit Berücksichtigung der einschlägigen Untersuchungen von Skrabal (Z. f. analyt. Chem. 42, 359 [1903]). Zur Titerstellung wurde ein Blumendraht mit 0,027% C, 0,013% Si, 0,034% P, 0,024% Cu, 0,005% Mn, 0,008% S verwendet. Mit Einrechnung des auf Eisen umgerechneten Kupfergehaltes beträgt der Eisenwirkungswert 99,91%. Die Arbeitsweise bei der Titerstellung sowie bei der Untersuchung der Eisenerze wird eingehend beschrieben. *Ditz.*

**Reginald Meeks. Eine Modifikation der Manganbestimmung im Eisen.** (Eng. Min. Journ. 82, 266 11./8. 1906.)

Verf. führt die Ford-Williams'sche Methode in folgender Weise aus: 2 g Bohrspäne werden in 25 ccm HCl (1,2 spez. Gew.) gelöst, zur Trockne verdampft, mit 20 ccm  $HNO_3$  (1,2 spez. Gew.) aufgenommen, gekocht, durch etwas Watte filtriert, der Rückstand mit etwas Wasser gewaschen. Das auf 10 ccm eingeeengte Filtrat wird mit 20 ccm

konz.  $HNO_3$  gekocht, bis keine roten Dämpfe mehr auftreten, hierauf 5 g  $KClO_3$  zugesetzt, fünf Minuten gekocht und durch Asbest filtriert. Auf das Asbestfilter gießt man erst 20 ccm  $HNO_3$ , hierauf erst den Manganniederschlag, wäscht diesen mit Wasser säurefrei aus, bringt Filter und Niederschlag in das Becherglas zurück, setzt überschüssiges  $FeSO_4$  zu und führt die Bestimmung in üblicher Weise zu Ende. Die ganze Bestimmung dauert 1—1½ Stunden. *Ditz.*

**R. O. E. Davis. Die Korrosion des Eisens.** (Chemical Engineer 5, 174—175. Universität von North Carolina.)

Verf. hat Untersuchungen darüber ausgeführt, ob die Korrosion des Eisens auf den Einfluß von Kohlensäure oder von Sauerstoff zurückzuführen ist, und dabei folgende Ergebnisse erzielt. In Wasser, das frei von Kohlensäure aber mit Sauerstoff gesättigt war zeigte Eisen nach 3 Stunden schwache Korrosion, die allmählich zunahm; auf dem Boden der Flasche setzte sich dabei ein hellorangefarbiger, flockiger Niederschlag ab. Kohlensäure und Sauerstoff in Wasser erzeugten innerhalb 30 Minuten einen schmutzigen, rötlichen Niederschlag, der nicht flockig, sondern fein zerteilt und schuppig war. In Gegenwart von Ozon setzte innerhalb 2 Stunden an einigen Stellen des Eisens Korrosion ein; innerhalb 2 Tagen bildete sich ein rötlicher, kompakter, schwerer Niederschlag. In Gegenwart von Wasserstoff-superoxyd wurde die Flüssigkeit innerhalb 10 Minuten gelb; der Niederschlag hatte eine tieforange Farbe und war amorph; die Flüssigkeit oberhalb des Niederschlages blieb klar und farblos. In mit Kohlensäure gesättigtem und von Sauerstoff freiem Wasser zeigte das Eisen nur schwache Korrosion. Wie Collins bereits 1898 nachgewiesen hat, wird Eisen von reinem Wasser aufgelöst. Mit Sauerstoff gesättigtes Benzol übte auf Eisen keine Wirkung aus, auch in mit Kohlensäure und Sauerstoff gesättigtem Benzol wies Eisen nach 7 Wochen nur schwache Korrosion auf. Von Chloroform in Gegenwart von Kohlensäure und Sauerstoff wurde Eisen in 6 Wochen nicht angegriffen. Kohlenstofftetrachlorid, Kohlensäure und Sauerstoff verursachten innerhalb 2 Wochen schwache Korrosion. Benzaldehyd, Kohlensäure und Sauerstoff hatten keine Wirkung. Lösungen von 1/10-n. NaOH,  $K_2CO_3$ ,  $Na_2CO_3$  blieben 2 Wochen lang ohne Einfluß, ebenso zeigte eine Lösung von 1/10-n.  $NH_4OH$  nach 8 Wochen keine Wirkung. Verf. hat einige der Niederschläge analysiert. Diejenigen aus der Sauerstofflösung, der Ozonlösung und der Sauerstoff-Kohlensäurelösung ergaben die Formel  $2Fe_2O_3 + H_2O$ , der Niederschlag aus der Wasserstoffsuperoxydlösung die Formel FeO. Aus diesen Ergebnissen zieht Verf. den Schluß, daß die Korrosion von Eisen in Gegenwart von Wasser und Sauerstoff, jedoch nicht in Gegenwart von Wasser und Kohlensäure vor sich geht. Sie wird daher auch nicht durch die Anwesenheit von Kohlensäure in der Luft hervorgerufen, wie von anderen Forschern (Mody, Chem. Ind. 1903, 745) behauptet worden ist, sondern durch den Sauerstoff in Verbindung mit Wasser, wenngleich sie durch die Gegenwart von Kohlensäure beschleunigt werden mag. Um Eisen vor Korrosion zu schützen, muß daher der Zutritt von Sauerstoff verhindert werden. *D.*

**Hiram W. Hixon. Methode zum Verschmelzen von**

**Kobalterzen.** (Proceedings Canadian Mining Institute, Toronto. März 1907.)

Verf. schlägt zum Verschmelzen der kanadischen kobalthaltigen Erze folgendes Verfahren vor: 1. Die Erze werden sortiert, und das metallische Silber wird mit Blei abgeschieden oder in Tiegeln verschmolzen und in Barren gegossen, um an die Raffinerien verkauft zu werden. 2. Das Erz wird in einer staubdichten Kugelmühle vermahlen. 3. Das vermahlene Erz wird in einem dazu geeigneten Ofen geröstet, um Arsen trioxyd und Schwefel abzutreiben. 4. Die Gase von dem Röstofen sind durch eine lange Staubkammer aus Eisenblech zu leiten, um sie abzukühlen und sodann durch ein „bag-house“, in welchem aller Staub und das verdampfte Arsenoxyd aufgefangen werden. 5. Das geröstete Erz wird mit einem starken Zement aus rotem Ton und Kalkwasser briktiert und getrocknet, worauf es in einem Gebläseofen mit ungefähr dem gleichen Gewicht von Bleiglanz oder Bleikonzentraten von ungefähr 50 bis 60% Bleigehalt verschmolzen wird. Um eine Schlacke von der erforderlichen Zusammensetzung zu erzeugen, sind die notwendigen Mengen Eisen und Kalk zuzuschlagen. Der Schwefel für die Steinbildung wird von dem Bleiglanz geliefert. Das in dem Erz zurückbleibende Arsenoxyd bildet etwas Speise. Das bei dem Schmelzen erzeugte Werkblei kann an Raffinerien verkauft oder zwecks Ausscheidung des Silbers raffiniert werden. Der Stein und die Speise enthalten das Nickel und das Kobalt, welches bei dem ersten Verschmelzen gewonnen werden kann, und ferner etwas Blei und Silber. Man sammelt Stein und Speise an, bis für eine Arbeit genügend davon vorhanden ist, worauf die Masse in der Kugelmühle vermahlen, geröstet und unter weiterem Bleizusatz verschmolzen wird, um das Silber abzuschcheiden. Der zweite Stein wird im Konverter von seinem Eisengehalt befreit. Dabei werden Blei und der größte Teil des Kobalts gleichzeitig mit dem Eisen oxydiert und gehen in die Konverterschlacke über, ausgenommen dasjenige Blei, welches zusammen mit dem zurückbleibenden Arsenik verdampft. Diese Dämpfe gehen mit den Zuggasen über und sind wegen ihrer Giftigkeit durch das bag-house zu leiten. Die Konverterschlacke enthält daher den größeren Teil des Kobalts in Form von Oxyd und, um es auszubringen, ist es in einem besonderen Gebläseofen mit einem Teil des briktierten Zugstaubes von der Erzröstung noch einmal zu verschmelzen. Dabei ist der Zugstaub mit dem größten Arsengehalt zu benutzen, da das Ausbringen des Kobalts auf der Bildung von Kobaltspeise beruht. Diese wird von der Schlacke in der gleichen Weise wie der Stein abgeschieden. Arsen wird durch Rösten ausgetrieben und im bag-house aufgefangen, worauf Kobalt auf chemischem Wege gewonnen wird. D.

**Erwin S. Sperry. Die Herstellung von schiedbarem Nickel.** (The Brass World and Platers Guide, 3, 3—10. Januar 1907.)

Der reich illustrierte Aufsatz enthält die Resultate der von dem Verf. im Laboratorium ausgeführten Versuche zur Herstellung von schiedbarem Nickel. Das im Handel erhältliche gewöhnliche Nickel ist nicht schiedbar, weil es zu keiner Zeit während seiner Erzeugung verschmolzen worden ist. Die gewöhnliche Herstellungsweise ist die, daß man das durch Verschmelzen von Nickelerz erhaltene

Nickeloxyd mit Sägemehl und Melasse vermischt, diese Mischung dann in eine Form beliebiger Art preßt und sie in einem Tiegel auf eine Temperatur unterhalb des Schmelzpunktes von Ni erwärmt, wobei das Oxyd reduziert wird und der in den Klebstoffen enthaltene Kohlenstoff verbrennt. Theodor Fleitmann in Iserlohn hat schiedbares Nickel zuerst im Jahre 1878 hergestellt, indem er das Nickeloxyd mit Magnesium verschmolz. Wiggins und Johnstone haben das Magnesium durch Mangan ersetzt. Indessen auch das auf diesem Wege erhaltene Nickel ist unvollkommen, wenn man es nicht frei von Kohlenstoff hält. Als Ergebnis seiner Forschungen gibt Verf. folgende Vorschriften: 1. Um schiedbares Nickel herzustellen, muß das dazu verwendete Nickel so frei wie möglich von Kohlenstoff sein. Am besten eignet sich dazu das auf dem gewöhnlichen Zementierungswege erzeugte Nickel. Elektrolytisches Nickel setzt sich wegen seiner äußeren Form schlecht beim Verschmelzen und oxydiert daher zu sehr. Federnickel (durch Verschmelzen gewonnen) ist verhältnismäßig sehr kohlenstoffhaltig. 2. Das Verschmelzen soll in einem Tiegel, der keinen Kohlenstoff enthält, ausgeführt werden, also nicht in einem Graphittiegel, sondern am besten in einem Schamottetiegel. 3. Als Reduktionsmittel ist Mangan zuzusetzen, und zwar ist es zusammen mit dem Nickel in den Tiegel einzutragen; ungefähr 1% genügt, Umrühren ist nicht erforderlich. 4. Flußmittel brauchen nicht zugesetzt zu werden. 5. Zum Gießen ist eine offene Form zu benutzen; von dem Guß ist die oberste Schicht zu entfernen. 6. Das Walzen kann kalt oder warm geschehen. — Verf. bemerkt, daß der elektrische Induktionsofen wahrscheinlich auch zum Verschmelzen von Nickel benutzt werden wird, die Benutzung des Lichtbogenofens ist wegen des damit verbundenen Einbringens von Kohlenstoff in das Metall nicht möglich. Ferner weist er auf die Verwendung von metallischem Calcium als Reduktionsmittel hin, eigene Versuche hat er damit noch nicht ausgeführt. Mittels Phosphor, wie von Jules Garnier in Paris vorgeschlagen worden ist, hat er keine zufriedenstellenden Resultate erzielt, wie denn auch seiner Meinung nach die Benutzung von Phosphor für den vorliegenden Zweck der metallurgischen Theorie widerspricht. D.

**E. Jacobs. Das Kiddiesche Warmwindssystem für Kupferschmelzöfen.** (Eng. Min. Journ. 82, 598 bis 601. 29./9. 1906.)

Beim Kiddieschen System macht der Wind einen sehr langen Weg durch dünne Stahlrohre, welche die ganze Länge der Flugstaubkammer einnehmen. Bei Anwendung des heißen Windes wird eine bedeutende Kokersparnis erzielt. Die Einrichtung des Systems und die Vorteile desselben werden näher beschrieben. Ditz.

**E. Jacobs. Das Kiddie-Heißgebläsesystem für Kupferschmelzöfen.** (Nach Electrochem. and Metallurg. Ind. 4, 456—457; November 1906.)

Dieses System, erfunden von J. Kiddie und in Gebrauch in den Kupferschmelzwerken der Tyee-Copper Co. zu Ladysmith, Insel Vancouver, British Columbia, beruht auf der Benutzung der überschüssigen Wärme der Gebläseöfen, indem ein 8,2 cm weites Stahlrohr längs der ganzen Staubkammer und zurück geleitet wird. Die Maße des

Rohres sind so gewählt, daß es die möglichst größte Heizfläche mit dem geringsten Querschnitt verbindet und die Entfernung bis zur Mitte für die Wärmestrahlung eine möglichst kleine ist, etwa 10 cm. Verf. gibt an, daß die Kosten der Einrichtung etwa 50% geringer sind, als die für die gebräuchlichen U-förmigen Heißgebläserohröfen, und daß sie, ohne Störung für die Backsteinmauerung, bei jedem modernen Kupfergebläseofen angewendet werden kann. Bei der verhältnismäßig niedrigen Temperatur von 220—330°, mit welcher die Gase die Staubkammer passieren, und bei der Länge und dem kleinen Querschnitt des Heizrohres, ist die Abnutzung sehr gering. Die Röhrenleitung von der Staubkammer zu und über den Ofen ist genügend hoch über diesen gelegt, um ein Verbrennen der Stahlplatten zu verhindern. Der äußere Mantel des Rohres, der aus gleichen Abschnitten besteht, kann, wenn nötig, zerlegt werden, und alle Verbindungsstücke sind leicht erreichbar. Um die Ersparnis an Brennmaterial und die höhere Oxydationswirkung gegenüber dem Kaltluftgebläse zu zeigen, teilt der Verf. die Resultate eines dreimonatlichen Heißgebläsebetriebes mit: die Beschickung bestand aus 37% geröstetem Erz, welches 6,32% Schwefel und 4,08% Kupfer enthielt, 63% Roherz, enthaltend 16% Schwefel und 4,08% Kupfer; der Koksverbrauch betrug, berechnet auf verschmolzenes Erz, 9,36%, berechnet auf die Menge der verschmolzenen Mischung 7,70%, der produzierte Stein enthielt 42% Kupfer, der Schwefel verhielt sich zum Kupfer wie 3,04 zu 1. Bei dem Betriebe mit Kaltgebläse bestand die Beschickung aus 63,62% geröstetem Erz, welches 6,32% Schwefel und 4,08% Kupfer enthielt, 36,38% Roherz, enthaltend 16% Schwefel und 4,08% Kupfer; der verbrauchte Koks, berechnet auf die Erzschnmelze, betrug 13,93%, berechnet auf die verschmolzene Mischung 12,97%; der produzierte Stein enthielt 42% Kupfer, der Schwefel verhielt sich zum Kupfer wie 2,42 zu 1. Demnach wurde durch das Heißluftgebläse eine Koksersparnis von 33% in bezug auf Erz und von 41% in bezug auf die ganze Charge erzielt, während die verschmolzenen Mengen im wesentlichen dieselben blieben. Bezüglich der Oxydation verhielten sich die durchgesetzten gerösteten und rohen Schwefelerze nach ihrem Prozentgehalt umgekehrt, da das Heißluftgebläse mit  $\frac{2}{3}$  Roherz dasselbe Resultat ergab, wie das Kaltluftgebläse mit  $\frac{1}{3}$ . Die Ersparnis in den Kosten für das Rösten betrug somit 50%. D.

**A. H. Bromly. Die Verwendung von Holz beim Schmelzen.** (Eng. Min. Journ. 82, 837. 3./11. 1906.)

Im Jahre 1901 verschmolz Collins in Santa Fé, Chiapas Kupfererze mit einem Gemisch von Koks und Holz. Während bei Verwendung von Koks allein 15% vom Erzgewicht verbraucht wurden, verringerte sich diese Menge bei teilweisem Zusatz von Holzseheiten auf 11½%; doch konnten nur 25% vom Koks durch Holz ersetzt werden. C. S. Car n a g h a n schmolz im Jahre 1900 armen Bleiglanz mit 30% des Erzgewichtes an Holzkohle. Hierbei wurden häufig 20% der Holzkohle durch grünes oder getrocknetes Holz ersetzt. Ditz.

**E. Jacobs. Kupferkonverter, in welchem der Kupfer-**

**stein eingeschmolzen wird.** (Eng. Min. Journ. 82, 440. 8./9. 1906.)

In Greenwood, Boundary district, British Columbia wurde die Rohsteinhütte behufs Vergrößerung neu aufgebaut. In der Zwischenzeit wurde mit Erfolg der Stein im Konverter selbst eingeschmolzen. Es wurde dabei in folgender Weise verfahren. Auf dem Boden des Konverters wurde ein Holzfeuer gemacht, hierauf 1500 Pfd. Koks eingeworfen, der Wind angelassen, auf den hellglühenden Koks 3 t kalter Kupferstein gebracht, bei vollem Wind weitere Mengen Stein nachgesetzt und die gebildete Schlacke zeitweise abgelassen. In 3½ Stunden war der Stein auf Blasenkupfer verarbeitet. Nach dieser Methode ließ sich ein 45%iger Stein leicht verarbeiten. Schwieriger gestaltete sich die Verarbeitung von 55%igem Stein. Das Verfahren wurde von G. Williams ausgearbeitet. Ditz.

**W. Mc A. Johnson. Behandlung von Nickelkupferstein.** (U. S. Pat. Nr. 825 056. Vom 3./7. 1906.)

Der Erfinder sucht dieses alte Problem auf folgende Weise zu lösen. Der Kupfarnickelstein mag je 39% Nickel und Kupfer, je 1% Eisen und Kobalt und 20% Schwefel enthalten, neben geringen Mengen Platin und Palladium. Der Stein wird verbrochen, auf 80 Maschengröße vermahlen und in Laugebottichen, die mit einem Rührwerk versehen sind, der Einwirkung einer erwärmten 10%igen Chlorwasserstofflösung bei einer Temperatur von ungefähr 100° unterworfen. Der durch die Einwirkung der Säure auf den Schwefel gebildete Schwefelwasserstoff wird durch eine geeignete Vorrichtung abgeleitet. Die so erhaltene Lösung enthält Nickel, Kobalt und Eisen als Chloride. Das Kobalt und Eisen werden durch Behandlung nicht Chlor und Natriumcarbonat oder die Einwirkung von Hypochloriten nach bekannten Methoden ausgeschieden. Das Kobalt wird aus dem Niederschlag als Oxyd ( $\text{Co}_3\text{O}_4$ ) ausgebracht und kann in dieser Form verkauft werden. Die rückständige Nickelchloridlösung wird konzentriert, falls notwendig, neutralisiert oder schwach sauer gemacht und mittels unlöslichen Anoden elektrolysiert, wobei die Lösung auf einer Temperatur von ungefähr 65° gehalten wird. Das Nickel wird dabei in reinem Zustande niedergeschlagen, und das Chlor wird zur Herstellung von Chlorkalk oder sonstwie verwertet. Der Rückstand von der Säurebehandlung, welcher 75% Kupfer, 5% Nickel und ungefähr 20% Schwefel enthalten mag, wird in einem Flammofen oxydierenden Schmelzen unterworfen und dabei zu Blasenkupfer umgewandelt, indem das Nickel als Schlacke abgestochen und in einem kleinen Gebläseofen noch einmal behandelt wird. Das Blasenkupfer wird in heißem Zustande in Raffinieröfen gestürzt und darin zu „set“ Kupfer verarbeitet, das 0,3—1% Nickel enthält. Dies wird zu Anoden gegossen und auf elektrolytischem Wege zu Kathodenkupfer von 99,94% Reinheit raffiniert. Die sich in dem Säureelektrolyt ansammelnden Nickelsalze werden von Zeit zu Zeit daraus ausgeschieden und durch fraktionierte Kristallisation teilweise von Kupfer gereinigt. Die letzten Spuren von Kupfer werden durch Elektrolyse entfernt, und die Nickelsalze werden kristallisiert, um für Plattierzwecke verwertet zu werden. D.

**P. Dejean. Über den Erstarrungspunkt des Kupfers.**

(Bll. soc. d'encour. 3, 149—158. 1./7. 1906.)

In der Einleitung werden die von verschiedenen Autoren gefundenen Werte für den Erstarrungspunkt des Kupfers zusammengestellt und die vom Verf. angewendete Methode beschrieben. Der Untersuchung wird der Erstarrungspunkt des Goldes (1065°) zugrunde gelegt. Für reines Kupfer wurde der Erstarrungspunkt bei 1085° gefunden. Untersuchungen über das System Kupfer-Kupferoxydul ergaben ein Eutektikum bei 4,5—5% Cu<sub>2</sub>O mit einem Erstarrungspunkt bei 1065°. Ditz.

**A. Hollard und L. Bertiaux. Analyse des Kupfers und des Zinks des Handels.** (Bll. soc. d'encour. 3, 128—139. 1./7. 1906.)

Im Handelskupfer können als Verunreinigungen Pb, Bi, Ni, Co, Mn, Sn, Zn, Fe, As, Sb, S, Ag, Au enthalten sein. Das in den Handel kommende Zink ist verunreinigt durch Pb, Cd, Fe, seltener durch Cu, As, Sn. Die Methoden zur Bestimmung der angegebenen Verunreinigungen werden beschrieben und in zwei Tabellen die Analysenresultate verschiedener Proben von Kupfer und Zink angeführt. Ditz.

**Der De Bavay-Prozeß.** (Eng. Min. Journ. 82, 344 bis 346. 25./8. 1906.)

Zur Aufbereitung sulfidischer Mischerze in Broken Hill wird außer den Verfahren von Potter und Delprat jetzt auch ein solches von De Bavay angewendet. Das Erz wird vorteilhaft so weit zerkleinert, daß es durch ein 40—80 Maschensieb geht, und durch CO<sub>2</sub> (bei Verwendung von Essengasen) geschieden. Apparatur und Arbeitsweise werden an der Hand von Zeichnungen beschrieben. Nach den bisherigen Erfahrungen erhält man fast 100% des Zinks und 75% des Bleis und Silbers in Form eines Konzentrates. Ditz.

**V. Habreidter. Bestimmung des in den gerösteten Blenden als Zinksulfat enthaltenen Schwefels.**

(Bll. Ass. Belg. 20, 163—164. Mai-Juni 1906.)

Beim Auslaugen der gerösteten Zinkblenden mit Wasser, zum Zwecke der Analyse, bilden sich kleine Mengen von basischem Zinksulfat, die jedoch so unbedeutend sind, daß sie bei der Bestimmung des Zinksulfats vernachlässigt werden können. Wr.

**P. Schwietzke. Verblasen Zink, Blei, Zinn und Kupfer enthaltender Metallabfälle, sogen. Metallgießereirückstände.** (Metallurgie 3, 695 bis 697. 22./10. 1906.)

Die sich im Betriebe der Metallgießerei ergebenden Abfälle und Rückstände sind vorzugsweise Metall enthaltende Schlacken der Schmelzöfen und Tiegel, das abgekrammte Gekrätze, der Schleifstaub, der Kehricht aus der Gießerei und Dreherei und der verbrannte Kern- und Formsand. Nach dem heutigen Verhüttungsprozeß dieser Materialien werden diese im Schachtofen verschmolzen, wobei die erdigen Verunreinigungen verschlackt und die Oxyde reduziert werden. Andererseits wird das Kupfer elektrolytisch gewonnen unter Vernachlässigung von Zinn, Blei und Zink. Wirtschaftlich am vorteilhaftesten würde das Verschmelzen der Rückstände in der Weise sein, daß Blei, Zink und Eisen vollständig entfernt würden, während Kupfer mit möglichst viel Zinn zurückbliebe. Dies wurde durch Verblaseversuche bei einer mäßigen Sauerstoffanreicherung des Gebläsewindes mit befriedigendem Erfolge erreicht. Die Verarbeitung der

Gießereirückstände würde sich am einfachsten so gestalten, daß die Rückstände in einem Schachtofen einzuschmelzen und von hier aus nach dem Abstechen sofort zu verblasen wären. Ditz.

**W. R. Ingalls. Das Kalkrösten von Bleiglanz.**

(Bi-Monthly Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1906, 681—700. September 1906.)

Verf. beschreibt eingehend die modernen Röstprozesse zur Verarbeitung des Bleiglänzes. Das Verdienst, die Kalkröstung erfunden und eingeführt zu haben, gebührt Thomas Huntington und Ferdinand Heberlein. Die Patentansprüche des Amer. Pat. Nr. 600 347 derselben werden angeführt, ebenso jene des Amer. Pat. Nr. 755 598 von A. Savelsberg und des Amer. Pat. Nr. 705 904 von A. D. Carmichael. Das Verfahren von Carmichael-Bradford unterscheidet sich von den Verfahren von Huntington-Heberlein und Savelsberg, daß bei diesen Kalkstein, bei jenem Gips zugesetzt wird. Das von Bayston (Austral. Pat. Nr. 2862) beschriebene Verfahren scheint mit dem von Savelsberg identisch zu sein. Nach eingehender Besprechung der technischen Details der einzelnen Verfahren und einer vergleichenden Kostenberechnung wird die Theorie der Prozesse näher erläutert. Die von Huntington und Heberlein in ihrer Patentbeschreibung gemachte Angabe, daß sich ein höheres Calciumoxyd bildet, dürfte nicht stichhaltig sein. Nach der Annahme von Borchers bildet sich Calciumplumbat. Die Bildung dieser Verbindung wird auch von Carmichael angenommen, doch konstatiert er, daß das Endprodukt kein oxydierend wirkendes Agens enthält. Andererseits dient der Kalk als Verdünnungsmittel der Charge, so daß die Luft auf die Bleiglanzteilchen einwirken kann, ohne daß letztere verflüssigt werden. Jedenfalls spielt auch das Calciumsulfat eine wichtige Rolle bei all diesen Prozessen, indem bei Zusatz von Gips (nach Carmichael-Bradford) mehr Schwefel abgegeben wird, als in der Charge als Metallsulfid enthalten ist. Zum Schlusse wird auf die Arbeiten von Borchers, Doeltz, Guillemain und Hutchings hingewiesen. Ditz.

**Hugo Weidmann. Bleistein.** (Metallurgie 3, 660 bis 664. 8./10. 1906.)

Die vorliegende Untersuchung bezweckte, die Beziehungen der Hauptbestandteile des Bleisteins PbS und FeS, zueinander zu studieren. Als Ausgangsprodukte dienten reines Schwefelblei und durch Zusammenschmelzen von Eisenpulver mit Schwefel erhaltenes Schwefeleisen. Die Schmelzungen wurden in einem Kryptolofen vorgenommen. Durch die Untersuchungen wurde festgestellt, daß zwischen den beiden Hauptkomponenten des Bleisteins keine Verbindung besteht. Das Verhalten der untersuchten Gemische macht die Existenz höher oder niedriger geschwefelter Verbindungen unwahrscheinlich, doch bedarf der Einfluß von überschüssigem Eisen und Blei auf das System PbS—FeS noch den eingehenderen Untersuchungen, besonders hinsichtlich der Aufklärung der Vorgänge beim Niederschlagsverfahren. Ditz.

**Francis R. Pyne. Schmelzpunkte einiger Kryolit-Aluminiumoxydmischungen.** (Transactions, Am. Electrochemical Society, Neu-York, 8.

bis 9./10. 1906, advance sheet. Great Falls, Montana.)

Verf. hat zusammen mit Y. F. Hardcastle die Schmelzpunkte verschiedener Gemenge von Kryolit und Aluminiumoxyd bestimmt. Der dazu verwendete Kryolit des Handels ist nicht analysiert worden, das Aluminiumoxyd bestand in Bauxit, der 99,9% reines  $\text{Al}_2\text{O}_3$  enthielt. Nachstehend folgen die dabei erhaltenen wichtigeren Ergebnisse:

Kryolit	Aluminiumoxyd	Schmelzpunkt	
%	%	° C.	
100	0	1000	
97	3	974	
96	4	960	
95	5	915	
94	6	960	
93	7	982	
92	8	992	
90	10	980	
85	15	994	
80	20	1015	D

**F. F. Colcord. Die Probenahme und Untersuchung der Erze aus dem Kobaltdistrikt.** (Eng. Min. Journ. 82, 1164. 22./12. 1906.)

Die Zusammensetzung der Erze des Kobaltdistrikts schwankt zwischen weiten Grenzen; die Erze enthalten meist große Mengen Silber. Verf. beschreibt eingehend die Probenahme und die Durchführung der Silberbestimmung in den Erzen. Ditz.

**Donald Clark. Die Aufbereitungsprozesse in Broken Hill.** (Eng. Min. Journ. 82, 966. 24./11. 1906.)

Der *Potterprozeß*. Die Tailings werden in mit Blei ausgeschlagenen Spitzkästen eingetragen und mit 2%iger, fast kochender Schwefelsäure verrührt. Der größte Teil des Schwefelzinks und etwas Schwefelblei steigt als dicker Schaum an die Oberfläche und wird dort ausgetragen. — Der *Delpratprozeß* wird in Spitzkästen mit zwei Spitzen, von welchen die eine blind ist, durchgeführt und als Flüssigkeit eine mit Kochsalz versetzte, heiße, verdünnte Schwefelsäure verwendet. — Der *De Bavayprozeß* ist ähnlich dem Potterprozeß. Beim *Granulationsprozeß* werden die Tailings auf ca. 38° mit verd. Schwefelsäure und geringen Mengen Öl erwärmt und in Spitzkästen behandelt. Die Sulfide fließen über, werden mit verd. Natronlauge vom Öl befreit, und die Seifenlösung geht in den Prozeß zurück. Ditz.

**C. E. Meyer. Behandlung von Zinkgoldschlämmen vor dem Verschmelzen.** (J. Chem. Met. and Min. Soc. of South Africa; nach Electrochem. and Metallurg. Ind. 4, 412—413; Oktober 1906.)

Verf. schlägt für den gebräuchlichen Schwefelsäureprozeß eine Behandlung mit Ammoniumcarbonat vor, welche manche Vorzüge besitzen soll und deren wichtigste Eigentümlichkeit in einer vorläufigen Oxydation der Schlämme liegt. Diese werden aus den Absatzkästen in einen Bottich gebracht und dort durch ein Dampfzentrifugensystem vollständig getrocknet. Die hier beginnende Oxydation wird durch Befeuchten mit Salpetersäure beschleunigt und vervollkommen, wofür nur sehr wenig Säure nötig ist, da die Schlämme sich leicht oxydieren. Überschuß von Säure muß durch Erwärmen wieder beseitigt werden. Die leicht zersetzlichen Cyanide werden hierbei oxydiert, während die schwerer zersetzlichen der nachfolgenden Einwirkung des Am-

moniumcarbonats unterworfen werden. Dieses wird in möglichst gesättigter Lösung und im zehnfachen Volumen der behandelten Schlämme zugesetzt. Das Ammoniumcarbonat fällt nie Metalle, wie Zink, Silber und Kupfer in Form von Niederschlägen aus, die sich im Überschuß des Fällungsmittels lösen. Experimente mit den gleichen Mengen von Schlämmen, behandelt nach dem Schwefelsäureverfahren, lieferten ein sehr schweres Filtrat von zäher Beschaffenheit, das nur langsam durch das Filter ging und darauf bedeutende Mengen von Zink und Kupfer zurückließ. Dagegen lieferte die Behandlung mit Ammoniumcarbonat ein leichtes, klares Filtrat und viel geringere Filtrerrückstände, die weder Kupfer, noch Zink enthielten. Verf. erklärt daher, daß sein Verfahren den Vorzug des besseren Filtrierens darbietet, die basischen Metalle vollständig ausscheidet und sich leichter ausführen läßt. Das Filtrat von der Filterpresse wird in einem großen Kessel mit gepulvertem Kalk oder Dolomit der Destillation unterworfen, wobei sich das Ammoniumcarbonat verflüchtigt und in der Verdichtungskammer durch Einleiten eines Wasserstrahls in flüssiger Form wiedergewonnen wird, während in dem Kessel ein silber-, blei- und kupferhaltiger Stein zurückbleibt. D.

**William H. Shockley. Goldbaggerei im Ural und in Sibirien.** (Bi-Monthly Bll. Amer. Inst. Min. Eng. 1906, 611—619. Juli 1906.)

Einleitend werden zahlenmäßige Angaben über die Goldbaggerei im Ural gemacht und anschließend daran der Betrieb in den einzelnen Distrikten hinsichtlich der Anzahl und der Einrichtung der angewendeten Bagger und der Arbeitskosten beschrieben. Zum Schlusse gibt Verf. auf Grund seiner Beobachtungen und der ihm gemachten Mitteilungen von Lawson in Ivdell die für die erfolgreiche Durchführung der Baggerei einzuhaltenden Bedingungen an. Ditz.

**Eine Pohl-Croadsdale-Anlage.** (Eng. Min. Journ. 82, 819. 3./11. 1906.)

Vor kurzem wurde eine Anlage des Pohl-Croadsdale-Prozesses von 125 t Kapazität von der Rigby Mining and Smelting Company zu Mayer, Ariz., errichtet. Das Verfahren besteht darin, daß die feinerzkleinerten Erze mit Salz gemischt und einer chlorierenden Röstung bei 1000° unterworfen werden. Die sich verflüchtigenden Chloride von Au, Ag, Cu, Pb werden in Kühlkanälen abgeschieden und das erhaltene feine Pulver weiter verarbeitet. Die Anlage wird näher beschrieben. Ditz.

**G. A. und H. S. Denny. Neuerungen in der metallurgischen Praxis am Rand.** (Eng. Min. Journ. 82, 1217—1222. 29./12. 1906.)

Verff. beschreiben das von ihnen ausgearbeitete, in den Werken der Meyer & Carlton Gold Mining Co. zur Ausführung gelangte neue System der Verarbeitung der Transvaalgolderze. Die einzelnen Operationen sind: Zerkleinerung in der Rohrmühle, Feinmahlung der schweren Produkte, zweite Amalgamation, Behandlung der fein zerkleinerten schweren Produkte mit den Schlämmen, automatische Trennung der Pochbatterielauge, Behandlung der Schlämme in besonderen konischen Behältern, Filterpresse, Zirkulation der Cyanidlösung. Ditz.

**H. T. Durant. Über das Handelsecyanid.** (Eng. Min. Journ. 82, 315—316. 18./8. 1906.)

Verf. gibt zwei typische Analysen von Handels-cyanid an. Die eine Probe enthielt 11,90% KCN, 65,70% NaCN, 9,30%  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , 5,90% NaOH, 7,20% andere Natriumsalze und nicht Bestimmtes, die zweite 74,90% NaCN, 14,30%  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , 1,30% NaOCN, 9,50% andere Natriumsalze usw. Enthalten die Sande oder Schlämme bei der Goldextraktion Säuren, so wird nach der Neutralisation mit Kalk bei Zusatz solcher Cyanidlösungen  $\text{CaCO}_3$  ausgefällt. Bei der Behandlung des Zink-Gold-schlammes entsteht  $\text{CaSO}_4$ , wodurch Verluste an  $\text{H}_2\text{SO}_4$  eintreten, und die Schmelzkosten sich erhöhen. Es empfiehlt sich daher, möglichst reines KCN oder NaCN zu verwenden. *Ditz.*

**William Magenau.** Ein ungünstiger Erfolg mit Natriumcyanid. (Eng. Min. Journ. 82, 363. 25./8. 1906.)

Seit einigen Jahren wird Cyankalium auf den Markt gebracht, welches nach Zusatz von NaCN als 100%ige Ware (als KCN berechnet) verkauft wird. Außerdem wird auch ein technisch reines Cyannatrium in den Handel gebracht. Die Vorteile desselben sollen darin bestehen, daß es eine größere Cyankonzentration besitzt, leichter löslich ist und einen größeren Reinheitsgrad aufweist. In einer Anzahl von Betrieben wurde das Produkt mit gutem Erfolge verwendet. Verf. konnte dies durch seine Versuche nicht bestätigen. Bei Behandlung von 100 t Erz mit NaCN wurden anstatt 75% nur 40% des Goldes ausgebracht; bei Verwendung derselben Lösung, die mit NaCN wieder auf die richtige Konzentration gebracht worden war, wurden sogar nur 20% erhalten. Durch Laboratoriumsversuche mit verschiedenen Erzen wurde dieses Resultat bestätigt, ohne daß es dem Verf. gelungen wäre, eine Erklärung für dieses merkwürdige Verhalten zu finden. *Ditz.*

**Ernest J. Sweedland.** Behandlung von Silber-Bleiblagängen nach dem Cyanidverfahren. (Eng. Min. Journ. 82, 342—344. 25./8. 1906.)

Auf der Winters-Grube in Douglascounty, Nevada, werden die reichen Bleierze verschifft, die geringgradigen nach erfolgter Zerkleinerung auf New Standard-Herden aufgearbeitet. Man erhält hierbei neben Bleiglanz ein blei- und silberreiches Carbonatkonzentrat und Abgänge mit 1,25% Pb, 0,11% Cu, Spuren von Zn, Sb und As und Gold im Werte von 1,6 M und 235 g Ag in der Tonne. Die Edelmetalle werden durch Cyanidlaugerei gewonnen. Nach durchgeführten Versuchen eignet sich zur Laugerei eine 0,1%ige Cyanidlösung, mit welcher 67% extrahiert werden, ohne daß gleichzeitig Blei und Kupfer angegriffen werden. Die Arbeitsweise wird näher beschrieben. *Ditz.*

**Thomas T. Read.** Die Amalgamation von Goldserzen. (Bi-Monthly Bll. Amer. Inst. Min. Eng. 1906, 467—495. Mai 1906.)

Nach einer historischen Einleitung über das Amalgamationsverfahren werden zunächst an der Hand der Literatur die Amalgame des Silbers und Goldes besprochen, hierauf die Resultate der Untersuchungen des Verf. angegeben. Dieselben betreffen die Anwendung der Methode von Pushin über die Abkühlungskurven der Amalgame auf die Gold- und Silberamalgame. Hierauf werden einige Details des Amalgamationsverfahrens und besonders der Ein-

fluß der Temperatur auf die Durchführung desselben besprochen. *Ditz.*

**J. E. Clenell.** Probieren von selenhaltigen Gold-Silberproben. (Eng. Min. Journ. 82, 1057—1059. 8./12. 1906.)

Wie vielfach angenommen wurde, soll die Gegenwart von Selen die trockene Goldprobe beeinträchtigen und ungenau machen. Es werden die diesbezüglichen Erfahrungen auf der Redjang Leborg-Grube mitgeteilt. Die beim Cyanidverfahren erhaltenen Gold-Silber-Legierungen enthalten 1—2% Se. Die trockene Probe wird, wie üblich, durchgeführt. Die mit 12,5%iger und hierauf mit starker Salpetersäure (75%ig) behandelten Körner waren entweder frei von Selen oder enthielten nur Spuren davon. Die trockene Goldprobe wird also durch kleine Selenmengen nicht beeinflusst. *Ditz.*

**Frank J. Booth.** Die Reduktion von Quecksilbererz. (Mining and Scientific Press 93, 570—572. 10./11. 1906.)

Der Aufsatz behandelt die Reduktion kalifornischer Zinnobererze in Röhrenretortenöfen, die in der metallurgischen Literatur bisher wenig Beachtung gefunden hat. Die aus Ziegelwerk aufgeführten Retorten enthalten in der Regel 12 parallel zueinander wagerecht gelagerte Röhren von 2 m Länge und 25 cm innerem Durchmesser, die am vorderen Ende eine ungefähr 20 cm lange Erweiterung von etwa 30 cm innerem Durchmesser haben. Die vordere Öffnung wird durch einen doppelten Deckel verschlossen, der durch feuchte Asche verkittet und fest verkeilt wird. Gewöhnlich haben die Retorten nur einen Feuerkasten. Die Hitze streicht durch 7 parallele Züge unterhalb der Röhren und kehrt durch zwei darüber befindliche Züge zurück, um sodann in den Schornstein zu entweichen. In der Regel ist die Retorte in zwei Abteilungen geschieden, eine vordere und eine hintere, und mittels in den oberen Zügen vorgesehener Klappen läßt sich die Hitze aus der einen in die andere leiten. Die gußeisernen Kondensierrohre von 2,5 m Länge und 9 cm äußerem Durchmesser sind in das hintere Ende der Retortenrohre eingesetzt und mittels eines aus Salmiak und Eisenfeilungen hergestellten „rust joint“ verkittet. Sie münden in einen aus einem Baumstamm hergestellten Trog. Um Quecksilberverluste zu vermeiden und die Arbeiter vor den Dämpfen zu schützen, waren gewöhnlich der Trog und die Röhrenden mit Sacktuch bedeckt, doch ist diese Vorkehrung durchaus ungenügend. Vielfach verwendet man auch geschlossene Kammern aus Holz- oder Ziegelwerk. Wo genügendes Wasser vorhanden ist, um die Kammern kühl zu halten, bewahren sich diese. Die Arbeit geht in der Weise vor sich, daß alle Stunden je eine der zwölf Retortenrohre beschickt wird. Das „Brennen“ dauert gewöhnlich 12 Stunden, Erze mit hohem Gehalt von Schwefelkies und reiche Erze verlangen 24 Stunden. Bisweilen werden ungebrannter Kalk, Asche oder Eisenspäne zugeschlagen. Da ein Arbeiter zwei Retorten gleichzeitig bedienen kann, so werden sie in der Regel paarweise aufgestellt. Die Kosten für eine Retorte stellen sich auf 1000—1500 Doll. Der Arbeiter erhält 2,50—3 Doll. für 12 Stunden. Es wird in zwei Schichten von je zwölf Stunden gearbeitet. Die täglichen Betriebskosten betragen

10—15 Doll. Das Ausbringen übersteigt nur selten 75% des Metallgehaltes des Erzes. D.

**F. T. Havard. Die Antimonindustrie.** (Eng. Min. Journ. 82, 1014—1015. 1./12. 1906.)

Einleitend werden die Preisverhältnisse für Antimon besprochen. In Frankreich, England und Italien werden in neuerer Zeit Antimonverbindungen als Farbe verwendet. Antimon wird ferner als Ersatz des Zinns für Lagermetalllegierungen verbraucht, außerdem in immer größeren Mengen für die Vulkanisation des Kautschuks. Auch der Bedarf an Hartblei ist im Steigen begriffen. Verf. bespricht die verschiedenen Antimonerze hinsichtlich ihrer Zusammensetzung. Zur Gewinnung des Antimonmetalls dienen folgende Prozesse: Das Saigerungsverfahren, der Tiegelprozeß, der Flammofenprozeß, der englische und der französische Prozeß. Das Prinzip der einzelnen Verfahren wird erörtert. *Ditz.*  
**Monazitinnerz in den Malayischen Staaten.** (Eng. Min. Journ. 82, 918. 17./11. 1906.)

Das Erz besteht der Hauptsache nach aus einem Gemisch von Cassiterit, Ilmenit und Monazit. Letzterer bildet weißliche opake Körner, unähnlich dem gelben Monazit von Brasilien und Carolina. Das Erz enthält 1,51% ThO<sub>2</sub>, 64,53% SnO<sub>2</sub>, 6,49% TiO<sub>2</sub>, 0,48% ZrO<sub>2</sub>, 3,09% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 3,41% Ce<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 4,38% La<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Di<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,36% MnO, 2,36% FeO, 0,31% CaO, 2,86% Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> + Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 2,44% SiO<sub>2</sub>, 3,54% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; Glühverlust 0,81%. Durch magnetische Separation oder durch Auslesen wurde der Monazit ausgesondert. Das Konzentrat enthält 8,38% ThO<sub>2</sub>, 25,46% Ce<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 2,80% Y<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 32,72% La<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Di<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 2,78% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,84% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,61% CaO, 23,92% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 0,92% SiO<sub>2</sub>, 0,14% H<sub>2</sub>O. *Ditz.*

**S. Wologdine. Die Legierungen von Zink und Eisen.** (Bil. soc. d'encour. 3, 539—546. 1./12. 1906.)

Eisen ist bis zu 8% leicht löslich in geschmolzenem Zink. Die Legierungen von Eisen und Zink geben keine festen Lösungen bis zu 10% Fe. Die Legierung mit 7,88% Fe. entspricht der Formel FeZn<sub>10</sub> und schmilzt bei 750°. Der Schmelzpunkt steigt bei Zusatz von Eisen. *Ditz.*

**G. J. Petrenko. Über die Legierungen des Silbers mit Thallium, Wismut und Antimon.** (Z. anorg. Chem. 50, 133—144. 30./7. [7./6.] 1906. Göttingen. Institut f. anorg. Chemie d. Universität.)

1. Silber-Thalliumlegierungen. Für die Herstellung der Silber-Thalliumlegierungen wurden jedesmal zusammen 30 g der Metalle im hessischen Tiegel unter Kohlepulver zusammengeschmolzen. Der Verlust an Thallium war namentlich bei den silberreichen Legierungen erheblich, die Zusammensetzung der Reguli wurde durch Analyse bestimmt. Die Schmelzkurve besteht aus zwei Ästen, die sich in einem eutektischen Punkt bei 287° und 2,5 Gew.-% Silber schneiden. Chemische Verbindungen geben die Metalle nicht; dagegen bildet Silber mit Thallium bis zu 10% Tl Mischkristalle. Die Struktur der Legierungen von 3—10% Thallium ist aber nur bei langsamer Abkühlung homogen. 2. Wismut-Silberlegierungen. Die Versuchsanordnung war dieselbe. Die Schmelzkurve zeigt wieder zwei Äste, deren Schnittpunkt ein eutektischer Punkt ist bei 2,5 Gew.-% Silber und 262°. Bei den Legierungen bis 5% Wismut wurden Mischkristalle von

Silber mit Wismut beobachtet. Die Konzentration des gesättigten Mischkristalls konnte nicht genau bestimmt werden. Chemische Verbindungen bilden auch Wismut und Silber nicht. 3. Antimon-Silberlegierungen. Silber löst sich sehr leicht in flüssigem Antimon. Die Legierungen wurden in Mengen von 30 g im Kohlendioxidstrom dargestellt. Die Schmelzkurve des Verf. stimmt sehr gut überein mit einer früher von Heycock und Neville (Phil. Trans. 189 A [1897]) bestimmten Kurve. Sie besteht aus drei Ästen. Vom Schmelzpunkt des reinen Silbers 961,5° fällt die Kurve zum Knickpunkt B bei 560° und 27 Gew.-% Antimon. Er entspricht der Verbindung Ag<sub>3</sub>Sb. Von B fällt die Kurve zum eutektischen Punkt C bei 485° und 45% Antimon und steigt dann fast geradlinig zum Schmelzpunkt des Antimons 630,6°. Silber bildet mit Antimon bis zu etwa 15% Sb Mischkristalle. Zwischen 15 und 27% Antimon bestehen die festen Legierungen aus dem gesättigten Mischkristall und der Verbindung Ag<sub>3</sub>Sb. Von den Legierungen des Antimons mit Silber sind vier Schlitze abgebildet. *Sieverts.*

**S. F. Zemeuznyi. Zink-Antimonlegierungen.** (Z. anorg. Chem. 49, 384—399. 16./6. [10./3.] 1906.) St. Petersburg. Polytechn. Institut Labor. d. allgem. Chemie.)

Die Arbeit des Verf. war schon abgeschlossen, als die Abhandlung Mönkemeyers (Z. anorg. Chem. 43, 182 [1905]; ref. diese Z. 18, 786 [1905]) erschien, deren Resultate sie im wesentlichen bestätigt. Auch der Verf. fand durch das Studium des Schmelzdiagrammes die Verbindungen Zn<sub>3</sub>Sb<sub>2</sub> und ZnSb. Die Verbindung ZnSb schmilzt aber unter Zersetzung, ihr entspricht auf der Schmelzkurve nur ein Knickpunkt, kein Maximum. Die Kurve fällt vom Schmelzpunkt des reinen Zinks (419°) zu einem eutektischen Punkt B bei 412° und 1,2 Atom-% Antimon, steigt zu dem Maximum C (Verbindung Zn<sub>2</sub>Sb<sub>3</sub>), fällt zum Knickpunkt F (53,7 Atom-% Sb und 537°) und zum eutektischen Punkt H (505° und 68,5 Atom-% Antimon) und erreicht in fast geradliniger Steigung den Schmelzpunkt des Antimons E, 631°. Dieses Schmelzdiagramm wurde aber nur erhalten, wenn die Schmelzen zwischen C und E mit der festen Verbindung ZnSb geimpft wurden. Geschah das nicht, so verlief die Kurve von C über F ohne Richtungsänderung zu einem eutektischen Punkt D bei 482° und 61,9 Atom-% Antimon. Von D stieg die Kurve dann über H fast geradlinig zum Schmelzpunkt des Antimons. Auf dieser Kurve fehlten die Anzeichen für das Vorhandensein von ZnSb. Die Abkühlungskurven der Legierungen von 40—9 Atom-% Antimon aber zeigten unterhalb der eutektischen Punkte erhebliche Temperatursprünge, sie waren zurückzuführen auf die Bildung der Verbindung ZnSb nach dem Schema: Zn<sub>3</sub>Sb<sub>2</sub> + Sb = 3ZnSb. Bei dieser Reaktion wurde Wärme frei, die beobachtete Temperaturerhöhung erreichte 80°. Eine so abgekühlte Legierung verhielt sich dann beim Erhitzen wie die aus der geimpften Schmelze erstarrte Legierung von gleicher Zusammensetzung. Die Verbindung Zn<sub>3</sub>Sb<sub>2</sub> zeigte bei 358° eine polymorphe Umwandlung, die von 40—4 Atom-% Sb beobachtet werden konnte. Mit fallendem Antimongehalt sinkt der Umwandlungspunkt auf 330°. Der

Verf. glaubt, zur Erklärung eine Art von Überkaltung annehmen zu müssen, während Mönkemeyer (l. c.) die Bildung von Mischkrystallen voraussetzt. Die ersten der 10 abgebildeten Schläffe zeigen deutlich Krystalle im Eutektikum, sprechen also für die Ansicht des Verf. Sieverts.

**R. Vogel. Über die Legierungen des Goldes mit Wismut und Antimon.** (Z. anorg. Chem. 50, 145 bis 157. 30./7. [13./6.] 1906. Göttingen. Institut f. anorg. Chem. d. Universität.)

**I. Gold-Wismutlegierungen.** Die Legierungen des Goldes mit Wismut ließen sich leicht durch Zusammenschmelzen gewinnen. Die Schmelzkurve besteht aus zwei fast geradlinigen Ästen, die sich in einem eutektischen Punkt bei 240° und 82% Wismut schneiden. (Schmelzpunkt des Goldes: 1064°, Schmelzpunkt des Wismuts: 266°.) Gold bildet mit Wismut bis zu 4% Bi Mischkrystalle; die Diffusion des Wismuts in das Gold scheint aber zwischen 800 und 400° sehr langsam vor sich zu gehen und erst unterhalb 400° erheblich rascher zu werden. Chemische Verbindungen bilden die beiden Metalle nicht. Die Eigenschaften der Legierungen entsprechen denen der Komponenten. Zwei Abbildungen von Schläffen sind beigegeben. **II. Gold-Antimonlegierungen.** Gold löst sich sehr leicht in geschmolzenem Antimon. Die Legierungen wurden im Kohlensäurestrom dargestellt. Die Schmelzkurve fällt steil vom Schmelzpunkt des Goldes (1064°) zu einem eutektischen Punkt B bei 24 Gew.-% Antimon und 360°, steigt dann zu einem Knickpunkt C bei 55% Antimon und 460° und von da zum Schmelzpunkt des Antimons 631°. Dem Punkt C entspricht die Verbindung  $\text{AuSb}_2$ . Sie kristallisiert würfelförmig, ist sehr hart und spröde, beständiger gegen Säuren als Antimon und zeigt glänzend kristallinischen bis muscheligen Bruch. Vier Photogramme verdeutlichen die Struktur der Legierungen. Sieverts.

**J. F. Thompson und E. H. Miller. Platin-Silberlegierungen.** (J. Am. Chem. Soc. 28, 1115 bis 1132. Sept. [9.7.] 1906. Columbia Union.) Die bekannte Tatsache, daß Platin in Legierung mit Silber in Salpetersäure löslich ist, haben die Verf. eingehend studiert und zum Zweck der Aufklärung dieser Erscheinung von Legierungen mit 10–15% Platin Schmelzpunkt, elektrische Leitfähigkeit, spez. Gew., Dehnbarkeit und Mikrostruktur bestimmt. Bezüglich der Ergebnisse dieser Untersuchungen muß auf die Originalarbeit verwiesen werden.

Für die chemische Analyse von Platin-Silberlegierungen benutzen die Verff. folgende Methode. 0,3 g der Legierung wurden mit 10 ccm konz. Schwefelsäure in einem Becherglas auf einer Asbestplatte über einem Bunsenbrenner 15 Minuten erhitzt, dann wurde die Flüssigkeit abgegossen, der Rückstand zerdrückt und nochmals 15 Minuten mit 5 ccm Schwefelsäure gekocht; die vereinigten und verdünnten Lösungen werden filtriert. Der Rückstand wird ausgewaschen, im Porzellantiegel gegläht und gewogen; dann wird der Rückstand nochmals in Königswasser gelöst und die Lösung mehrmals mit Salpetersäure eingedampft. Dann wird mit Wasser verdünnt, Silber durch Kochsalz gefällt und das Chlorsilber in Ammoniak gelöst, mit

Salpetersäure und 1–2 Tropfen Salzsäure gefällt, filtriert, gewaschen, gegläht und gewogen. Aus der Silbersulfatlösung wird nach Verdünnen auf ca. 900 ccm und teilweiser Neutralisation mit Ammoniak das Silber als Chlorid gefällt.

Platin kann nicht in einer Operation durch Legieren mit Silber und Lösen in Salpetersäure quantitativ von Gold, Iridium usw. getrennt werden. Platin-Silberlegierungen mit 20% oder mehr Platin lassen sich durch Schwefelsäure nicht vollkommen trennen; es muß das beim Platin bleibende Silber berücksichtigt werden (siehe oben). V.

**S. F. Zemezuznyi. Über die Legierungen des Magnesiums mit Silber.** (Z. anorg. Chem. 49, 400–414. 16./6. [10./3.] 1906. St. Petersburg. Polytechn. Instit. Labor. der allgem. Chemie.)

Silber und Magnesium wurden unter einer Decke von NaCl und KCl in Graphittiegeln zusammengeschmolzen und sorgfältig mit einem Hartglasstab umgerührt. Trotz der Deckschicht trat Oxydation des Magnesiums ein, die Zusammensetzung wurde deshalb durch Analyse kontrolliert. Die Abkühlungskurven wurden mit dem Kurnakow'schen Registrierapparat (Z. anorg. Chem. 42, 184 [1904]) aufgenommen. Die Schmelzkurve besteht aus fünf Zweigen:

	Atom % Ag	Temp.
Schmelzpunkt des Magnesiums ...	0	649°
Eutektischer Punkt B .....	17,3	469°
Knickpunkt C .....	22,57	492°
Maximum D .....	50	820°
Eutektischer Punkt E .....	65,9	756°
Schmelzpunkt des Silbers .....	100	954°

Die beiden Metalle bilden zwei chemische Verbindungen:  $\text{Mg}_3\text{Ag}$  und  $\text{MgAg}$ . Letztere entspricht dem Maximum D. Die Verbindung  $\text{Mg}_3\text{Ag}$  schmilzt unter Zersetzung bei 492°.  $\text{MgAg}$  bildet zwischen 34,6 und 62,6 Atom-% Silber mit Silber und mit Magnesium Mischkrystalle, das Silber mit Magnesium bis zu einem Magnesiumgehalt von 28,15 Atom-%. Die Legierungen des Silbers mit Magnesium sind sehr hart, am härtesten und sprödesten die reinen Verbindungen. Das Silber verliert seine Schmiedbarkeit mit zunehmendem Magnesiumgehalt und nimmt gelbliche Farbe an. Die magnesiumreichen Legierungen sind spröde, zerfallen an der Luft zu einem schwarzen Pulver und zersetzen Wasser leichter als das reine Metall. Sieverts.

**C. Lehmer. Elektrisches Verschmelzen sulfidischer Erze und Hüttenprodukte unmittelbar auf Metall.** (Metallurgie 3, 549–555, 596–602. 22./8. u. 8./9. 1906.)

Nach den bisher angewandten Verfahren und bekannt gewordenen Vorschlägen werden einige der natürlich vorkommenden und im Hüttenbetriebe fallenden Sulfide erst auf dem Umwege über ihre Oxyde zu Metallen verschmolzen, obwohl theoretisch eine unmittelbare Verarbeitung auf Metall möglich erscheint. Es wurden Versuche mit Molybdänglanz, ferner mit Nickelstein, Kupferstein und Nickel-Kupferstein durchgeführt. Bei dem hohen Schmelzpunkt des Molybdäns und seiner Legierungen ist die vorteilhafteste Erhitzungsart die elektrische, wobei mit Leichtigkeit Temperaturen von über 1500° erreicht werden. Die Erzeugung schwefelfreier Legierungen ist vom Kalkgehalt und

dem Kohlenzusatz abhängig und im gewissen Grad auch von der Korngröße der Beschickung. Um die Aufnahme von Kohlenstoff durch das Metall aus der Beschickung auf ein Minimum zu reduzieren, werden bei Anwendung des Héroultschen Verfahrens die Kohlenelektroden nur in die geschmolzene Schlacke eingetaucht. Die besten Resultate wurden dann erhalten, wenn bei der Berechnung des zuzuschlagenden Kohlenstoffs angenommen wurde, daß der vorhandene Sauerstoff der Oxyde resp. des Kalkes sich mit dem Kohlenstoff zu Kohlenoxyd verbindet und die Kohlensäure des Kalksteins bei den hohen Temperaturen zum größten Teile in Kohlenoxyd und Sauerstoff, der wieder an Kohle gebunden werden muß, zerfällt. Die Schlacke besteht im wesentlichen aus Calciumsulfid, ohne daß Carbid in größeren Mengen nachzuweisen ist. Das Ofenmaterial muß basischer Natur sein, die Beschickung möglichst kieseläurefrei.

Ditz.

**C. H. Mathewson. Natrium-Blei-, Natrium-Kadmium-, Natrium-Wismut- und Natrium-Antimonlegierungen.** (Z. anorg. Chem. 50, 171—198. 30./7. [28./6.] 1906. Göttingen, Institut f. anorgan. Chem. der Universität.)

Es kann hier nur ganz kurz über die Resultate der Arbeit berichtet werden.

**1. Natrium-Blei.** Natrium und Blei bilden miteinander unter erheblicher Wärmeentwicklung vier Verbindungen:

Na, Pb u. Verbdden.		Eutektika	
Formel	Fp.	Fp.	Atomproz. Na
Na	97,5	(97)	(100)
Na <sub>4</sub> Pb	386	373	75,8
Na <sub>2</sub> Pb	405	329	58,5
NaPb	367	301	37,3
Na <sub>2</sub> Pb <sub>5</sub>	319	307	21,1
Pb	327		

Die beiden natriumreichsten Verbindungen sind in festem Zustand ineinander begrenzt löslich. Die Oxydationsfähigkeit der Legierungen wächst rasch mit dem Natriumgehalt und ist bei mehr als 50 Atom-% Na größer als die des reinen Natriums. Die Verbindungen Na<sub>4</sub>Pb und Na<sub>2</sub>Pb sind spröde, die beiden anderen haben etwa die Härte des Kalkspats.

## 2. Natrium-Kadmium.

Na, Cd u. Verbdden.		Eutektika	
Formel	Fp.	Fp.	Atomproz. Na
Na	97,5	95	99,2
NaCd <sub>2</sub>	385	346	21,0
NaCd <sub>5</sub>	360	285	5,6
Cd	322		

Die flüssigen Schmelzen des Natriums und der Verbindung NaCd<sub>2</sub> sind nur begrenzt mischbar. Bei 330° sind zwei Flüssigkeiten mit 60 und 70 Atom-% Natrium im Gleichgewicht, die Kurve der primären Ausscheidungen verläuft daher in diesem Intervall horizontal. Die Verbindungen NaCd<sub>2</sub> und NaCd<sub>5</sub> sind beide härter als Cd, sie werden nicht

von absolutem Alkohol, wohl aber von feuchter Luft angegriffen, NaCd<sub>2</sub> viel schneller als NaCd<sub>5</sub>. Die Farbe beider ist von der der Komponenten nicht wesentlich verschieden.

**3. Natrium-Wismut.** Natrium und Wismut vereinigen sich unter sehr heftiger Wärmeentwicklung; die Metalle wurden deshalb in eisernen Röhren zusammengeschmolzen.

Na, Bi u. Verbdden.		Eutektika	
Formel	Fp.	Fp.	Atomproz. Na
Na	97,5	(97)	(100)
Na <sub>3</sub> Bi	775		
NaBi	445	218	21,8
Bi	273		

Die Verbindung NaBi zerfällt beim Schmelzen in die Verbindung Na<sub>3</sub>Bi und eine Schmelze von 8,9 Gew.-% Na. Die Verbindung Na<sub>3</sub>Bi hat feinkristallinische Struktur und bläuliche Farbe. Sie oxydiert sich leicht, beim schwachen Erwärmen sogar unter Funkensprühen. Die Härte der beiden Verbindungen ist etwa die des Wismuts.

**4. Natrium-Antimon.** Auch die Legierungen des Natriums und Antimons mußten der heftigen Wärmeentwicklung wegen zum Teil in Eisenröhren geschmolzen werden.

Na, Sb u. Verbdden.		Eutektika	
Formel	Fp.	Fp.	Atomproz. Na
Na	97,5	(97)	(100)
Na <sub>3</sub> Sb	856	435	55,5
NaSb	465	400	39,4
Sb	631		

Na<sub>3</sub>Sb ist grau wie Antimon, NaSb ist tiefblau. Die Verbindung Na<sub>3</sub>Sb ist leichter oxydierbar und härter als NaSb.

Zum Schluß stellt der Verf. die bis jetzt bekannten Verbindungen des Natriums mit anderen Metallen zusammen und findet dabei einige Regelmäßigkeiten.

Sieverts.

**Eichhoff. Über die Fortschritte in der Elektrostahtdarstellung.** (Vortrag, gehalten auf der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 9./12. 1906 zu Düsseldorf. Stahl u. Eisen 27, 41—58. 9./1. 1907.)

Einleitend weist der Verf. auf die Unzuverlässigkeit vieler Berichte über die Elektrostahtdarstellung hin. Bei der elektrothermischen Erzeugung des Eisens kann man unterscheiden: 1. Die Schmelzung durch Erwärmung der Schmelzgefäße von außen. 2. Die Schmelzung, welche durch Nutzbarmachung des Jouleschen Effektes, d. h. dadurch ermöglicht wird, daß der Widerstand, welchen das Eisen dem Durchgang des Stromes entgegengesetzt, eine Erwärmung desselben verursacht. 3. Die Schmelzung durch den thermischen Effekt von elektrischen Strömen, welche im Schmelzgut durch Induktion erzeugt werden. 4. Die Schmelzung durch Lichtbogenhitze. Es kommen hier zwei prinzipiell voneinander verschiedene Verfahren in Betracht und zwar: a) das Verfahren von Stassano und b) das Verfahren von Héroult und seinen Nachahmern. Die ein-

zelen Verfahren werden zunächst prinzipiell erörtert. Die Anwendung der Elektrizität zur Schmelzung von Eisen oder Stahl kann nur dann einen wirtschaftlichen Wert haben, wenn dieselbe 1. eine Verbilligung der Erzeugung oder 2. eine Verbesserung der Qualität herbeiführt oder 3. Erzeugungsmöglichkeiten und Ausnutzung von Bodenschätzen gestattet, welche bisher nicht möglich waren. Verf. bespricht eingehend die technische und wirtschaft-

liche Bedeutung der elektrischen Eisendarstellung und beschreibt dann das H é r o u l t s c h e Verfahren mit den Betriebseinzelheiten an der Hand von Abbildungen und eines großen, in Tabellen zusammengestellten Zahlenmaterials betreffend Analysen des Produktes, Zeitdauer der Arbeitsperioden und Kraftverbrauch. Hierbei werden auch die Versuchsergebnisse von L. G u i l l e t mit H é r o u l t - Stahl in Besprechung gezogen. *Ditz.*

## Wirtschaftlich-gewerblicher Teil.

### Tagesgeschichtliche und Handelsrundschau.

Die **amerikanische Eisenindustrie und den Stahltrust von 1904 bis 1907** behandelt Hütteningenieur Bruno Simmersbach in einem längeren Artikel (Verh. Ver. Beförd. d. Gewerbleiß. 1907, 356—372), dem wir folgende Ausführungen entnehmen. Seit etwa einem Jahrzehnt ist Amerika der größte Eisen- und Stahlproduzent der Welt. Zum ersten Male übertraf die amerikanische Erzeugung diejenige Englands im Jahre 1890. In den Jahren 1901 und 1902 erzeugte Amerika mehr Roheisen als seine beiden größten Gegner Deutschland und England zusammen. Die deutsche Eisenerzeugung vergrößerte sich in jener Zeit recht beträchtlich, so daß schon im Jahre 1903 Amerika nicht mehr die deutsche und englische Roheisenerzeugung, zusammen genommen, übertraf. Nichtsdestoweniger ist das Überwiegen der amerikanischen Eisenindustrie ganz bedeutend, und weit über ein Drittel der Gesamtweiterzeugung an Roheisen stammt aus den Hochöfen Nordamerikas: 1903 18 009 252 t, 1904 16 497 033 t zu 1016 kg. Der größte Teil des amerikanischen Roheisens wird alljährlich in Stahl umgewandelt, weit mehr, als dies in anderen Ländern der Fall ist (1903 14 534 978, 1904 13 878 806 t zu 1016 kg); dabei steigt das Verhältnis des erzeugten Stahles zum Roheisen von Jahr zu Jahr. In den letzten Jahren sind die im Martinofen gewonnenen Stahlmengen, die schon seit 1902 mit dem Bessemerstahl einen erfolgreichen Wettbewerb aufgenommen haben, ständig gewachsen; allerdings behauptet der saure Bessemerprozeß bei der geringen Verunreinigung der amerikanischen Erze noch die Vorherrschaft. Während die amerikanische Rohisenerzeugung stetig zunimmt, nehmen die Vorräte im Lande ab, was eine gesteigerte lebhaft Nachfrage im Lande selbst beweist. — Die wichtigste Erscheinung in der amerikanischen Eisenindustrie ist der Stahltrust; seine Bedeutung geht u. a. aus folgenden Zahlen hervor, die seine Beteiligung an der Gesamteisenerzeugung Amerikas darstellen. Sie betrug in Roheisen 1902 45, 1903 40, 1904 45%, Martinistahl 1902 52, 1903 51, 1904 50%, Bessemerstahl 1902 74, 1903 72, 1904 69%, Bessemerstahlschienen 1902 65, 1903 65, 1904 54%. Simmersbach teilt dann einige Zahlen aus Geschäftsberichten des Stahltrusts mit, aus denen hier nur die Roheinnahmen und Reineinnahmen hervorgehoben seien; sie betrugen 1903 : 536 572 871 bzw. 109 171 152,

1904: 444 405 430 bzw. 73 176 521, 1905: 585 331 736 bzw. 119 787 658 Doll. Im Jahre 1906 betrugen nach dem Geschäftsbericht die Roheinnahmen 696 756 926 Doll. Die Zahl der Angestellten des Stahltrusts stellte sich in diesem Jahre auf durchschnittlich 202 457 (gegenüber 180 158 i. J. 1905); an Gehältern und Löhnen wurden 147 765 540 Doll. (1905 : 128 052 955) gezahlt. Eine im Jahre 1906 seitens der Verwaltung den Arbeitern gewährte Lohnerhöhung kostete dem Stahltrust rund 6 Mill. Doll. In diesem Jahre wurden 147 765 540 Doll. an Löhnen bezahlt an 202 457 Arbeiter, so daß also der Durchschnittslohn auf den Kopf 725 Doll. betrug. — Wenn schon das Jahr 1905 in der amerikanischen Roheisenerzeugung einen neuen Rekord brachte (22 992 380 t), so läßt das Jahr 1906 mit 25 307 191 t (zu 1016 kg) alle bisherigen weit hinter sich. Zu Ende des Jahres 1906 betrug die Zahl der Hochöfen des Stahltrusts 97 gegenüber 93 am 31./12. 1905. Das Hauptprodukt aus Bessemerstahl bilden beim Stahltrust die Eisenbahnschienen; vom Stahltrust wurden 1906 an Stahlschienen 2 200 000 t geliefert. Der nächstgrößte Schienenproduzent (600 000 t) der Vereinigten Staaten ist die Lackawanna Steel Co. Simmersbach schließt seine Ausführungen mit dem Hinweise, daß die amerikanischen Stahlwerke, und ganz besonders die Schienenwalzwerke, noch angestrengt beschäftigt sind, daß ein Nachlassen der Konjunktur noch nicht abzusehen ist. *Wth.*

**Amerika.** Die Spezialtarifkommission mit dem Unterschatzamtsekretär James B. Reynolds an der Spitze, welche die Frage der Exportpreise in Deutschland, Österreich-Ungarn, Frankreich und England studiert, macht gegenwärtig eine Studienreise durch Europa.

In Neu Orleans (Vereinigte Staaten) ist die Planters Sugar and Refinery Company mit einem Kapital von 1 Mill. Doll. gegründet worden, zum Zwecke der Errichtung einer großen Zuckerraffinerie in Neu Orleans, die von der „American Sugar Refining Company“ unabhängig bleiben soll.

**Neu-York.** Die Corn Products Company, erbaut in Summit, Ill., eine große, modern eingerichtete Glucosefabrik mit einem Kostenaufwand von 5 Mill. Doll. Diese Fabrik wird die größte Glucose- und Traubenzuckerfabrik der Welt und auf eine Verarbeitung von 40 000 bushels Mais per Tag eingerichtet sein.

**Chile.** In Tarapoca sind reiche Kupferlager entdeckt worden.