

Zeitschrift für angewandte Chemie

und

Zentralblatt für technische Chemie.

XXV. Jahrgang.

Heft 5.

2. Februar 1912.

Technische Fortschritte im Metallhüttenwesen 1910.

Von Prof. Dr. BERNHARD NEUMANN, Darmstadt.

(Eingeg. 13. 12. 1911.)

Die allgemeine Wirtschaftslage im Jahre 1910 bedingte auch für die Metallindustrie nicht ungünstige Verhältnisse; die 1909 eintretende Besserung hat 1910 einigermaßen angehalten, ein besonderer Aufschwung war jedoch nicht zu bemerken. Die Erzeugungsmengen der Haupt handelsmetalle haben um wenige Prozente zugenommen, der Verbrauch ist bei allen Metallen gestiegen, bei Kupfer und Zinn haben sich auch die

öffentlichen Vorräte ziemlich vermindert, nur haben die Preise bei Kupfer und Blei einen kleinen Rückgang erfahren, während sie bei Zink etwas gestiegen sind; eine auffällige Preissteigerung wiesen nur Zinn und Platin auf. Die Preisbewegung während des ganzen Jahres war bei allen Metallen, mit Ausnahme der beiden letztgenannten, eine außerordentlich stetige und gleichbleibende. Eine graphische Aufzeichnung der Bewegung der Metallpreise im Jahre 1910 brachte die Zeitschrift Metallurgie¹⁾, während sonstige statistische Angaben über die wichtigsten Handelsmetalle in den bekannten wertvollen „Statistischen Zusammenstellungen“ der Frankfurter Metallgesellschaft zu finden sind.

Erzeugung und Verbrauch stellte sich 1909 und 1910 bei den Haupthandelsmetallen wie folgt:

	Erzeugung		Verbrauch		Preis	
	1909 t	1910 t	1909 t	1910 t	1909 £	1910 £
Blei	1 085 600	1 132 900	1 012 300	1 053 000	13, 1, 8	12, 19,—
Kupfer.	846 700	877 600	788 400	872 100	58, 17, 3	57, 3, 2
Zink	783 200	816 600	784 300	831 400	22, 3,—	23,—,—
Zinn	108 000	111 200	99 800	110 900	134, 15, 6	155, 6, 2

Die letzte Spalte zeigt die Unterschiede der Jahresdurchschnittspreise, wobei die starke Preissteigerung bei Zinn sofort in die Augen fällt.

Kupfer.

Auf dem Kupfermarkte traten ähnliche Erscheinungen ein, wie wir sie schon auf dem Eisenmarkte beobachteten^{1a)}, nämlich, daß die Vereinigten Staaten, welche in bezug auf die Erzeugung an beiden Metallen alle andern Länder überragen, infolge wirtschaftlich ungünstiger Verhältnisse auch bei der Kupfergewinnung zu Betriebseinschränkungen gezwungen waren, wodurch die dortige Erzeugung an rotem Metall 1910 nur unwesentlich höher ausfiel wie die im vorhergehenden Jahre (1910: 527 400 t, 1909: 528 600 t). Die Steigerung der Weltproduktion gegen das Vorjahr wurde infolgedessen 1910 ausnahmsweise von den andern Ländern aufgebracht, in der Hauptsache von Europa. Die Gesamtsteigerung betrug aber nur 3,65 gegen 13,7% im vorhergehenden Jahre. Auch Deutschland konnte 1910 seine Erzeugung wesentlich (um 11,9%) vergrößern, sie stieg von 31 200 t auf 34 900 t; davon lieferte Mansfeld 20 300 t. Dieser Aufschwung der deutschen Kupfererzeugung kam hauptsächlich auf Rechnung einer vergrößerten einheimischen Erzförderung (928 000 t 1910 gegen 799 000 t 1909), diese wieder verdankt die Anregung den sich bessernden wirtschaftlichen Verhältnissen, die namentlich auch in der starken

Steigerung des Kupferverbrauchs ihren Ausdruck finden. Der Verbrauch betrug bei uns 1909 179 400 t, 1910 199 800 t Kupfer. Die Zahlen des einheimischen Kupferverbrauchs spiegeln andererseits stets die Lage der elektrotechnischen Industrie wieder.

Die Welterzeugung und der Verbrauch an Kupfer im Jahre 1910 (Hüttenproduktion) verteilte sich auf die einzelnen Länder wie folgt²⁾:

	Erzeugung t	Verbrauch t
Deutschland	34 900	199 800
England	71 000	146 000
Frankreich	7 800	80 700
Italien	2 500	23 200
Österreich-Ungarn	2 300	33 500
Rußland	22 600	28 600
Übriges Europa	28 300	21 600
Europa	169 400	533 400
Ver. Staaten	527 400	338 700
Brit. Nordamerika	13 500	3 000
Mittel- u. Südamerika	80 000	
Amerika	620 000	341 700
Asien (Japan)	50 000	19 800
Australien	37 300	
Welt.	877 600	894 900

Auffällig war im Jahre 1910 die starke Zunahme des Verbrauchs an Kupfer, nämlich 111 000 t

2) Nach Berechnungen der Metallgesellschaft.

1) Metallurgie. Heft 2, Tafel. 1911.

1a) Diese Z. 24, 2451 (1911).

= 14,2% gegenüber dem Vorjahre, die Steigerung betrug bei uns 20 000 t, in Amerika 22 000 t, in England sogar 38 000 t.

Die Kupferpreise gingen vom Jahresbeginn langsam rückwärts von (61 bis 54,5, 6 Pfd. Sterl. im Juli und 57 Pfd. Sterl. am Ende), der Jahresdurchschnitt 57,3,2 Pfd. Sterl. war deshalb auch niedriger als in irgend einem der letzten 8 Jahre. Der Jahresdurchschnitt des Mansfelder Kupfers war 1910 1227,60 M, 1909 1255,05 M.

In nächster Zukunft dürfte die Höhe der Kupfererzeugung und der ganze Kupfermarkt von einer Seite beeinflusst werden, von der man es vor einigen Jahren am wenigsten erwartet hätte, nämlich von Afrika. Ganz gewaltige Kupferschätze scheint das Katanga-Gebiet (Kongo) zu bergen; man schätzt die bis jetzt durch Untersuchung des Gebietes nachgewiesenen Mengen auf rund 75 Mill. t. Dabei enthalten die Erze 7—26%, durchschnittlich 15% Kupfer, während amerikanische Erze nur 5%, spanische nur 2½% Kupfer aufweisen. Bei Elisabethville ist bereits eine Hütte errichtet, auch wird das Gebiet in nächster Zeit Bahnanschluß erhalten³⁾.

Im letztjährigen Berichte⁴⁾ war bereits auf die Bedeutung des Elmore'schen Öl-Vakuum-Aufbereitungsprozesses für die Scheidung und Anreicherung von Blei-Zinkmischerzen hingewiesen. Jetzt liegt auch ein Bericht von Holmsen und Rees über die Verwendung der Ölkonzentration für Kupfererze vor, den Göpner⁵⁾ deutschen Lesern zugänglich gemacht hat und aus dem hervorgeht, daß dieser Prozeß zur Aufarbeitung von Abgängen der nassen Aufbereitung armer Kupfererze ganz vorzügliche Dienste leistet. In Sulitjelma (Norwegen) werden kupferkieshaltige Pyrite naß aufbereitet. Die Abgänge von Setzmaschinen und Horden mußten mit 0,25% Kupfer zur Halde gefahren werden. Jetzt sind 12 Elmore'sche Vakuumapparate aufgestellt, welche diese Abgänge auf 6—8,5% anreichern und etwa 80% des Metallwertes ausbringen. Man braucht 2,7 Pfd. Öl für 1 t Material und hat gefunden, daß man den Schwefelsäurezusatz ganz sparen kann. Man setzt in 24 Stunden 500 t durch und hat begonnen, auch alte Halden aufzuarbeiten.

Formeln für die Preisberechnung von Erzen hat in dieser Zeitschrift⁶⁾ Rzehulka mitgeteilt.

In Amerika sind wieder einige neue moderne Kupferhütten entstanden, denen eingehende Beschreibungen gewidmet sind. Newman⁷⁾ beschreibt die Hütte der Amer. Smelting & Refining Co. in Aquascalientes (Mexiko), die größte Hütte Amerikas, van Zwaluwenburg⁸⁾ die Teziutlanhütte in Pueblo (Mexiko) und Tyssowskij⁹⁾ die New International Smelter in Tooele (Utah).

Das Abrösten der Kupfererze geschieht auf modernen Anlagen fast ausschließlich

in Mc Dougallöfen, das sind ähnliche Öfen¹⁰⁾ wie die bei uns für die Abröstung von Kiesen benutzten Herreshofföfen. Die Erfolge der Verblase- oder Topfröstung bei der Verhüttung von Bleierzen haben Veranlassung gegeben, diese bei Bleierzen so vorteilhafte Röstweise auch bei Kupfererzen zu versuchen. Derartige Verblaseversuche im Huntington-Heberleinkonverter wurden in Garfield (Utah), Morenci (Arizona) und Copper Cliff (Ontario) gemacht. Es gelang, wie Young¹¹⁾ mitteilt, feine Kupfererze in dieser Weise abzurösten und zu sintern, wenn man so viel Kalk oder Quarz zuschlug, daß man ein Monosilicat erhielt; man konnte sogar noch bis zu 1/3 Flugstaub zuschlagen. Diese Methode des Verblasens hat sich aber nicht weiter eingeführt. Dagegen haben die Sintermaschinen größere Erfolge erzielt. Sintermaschinen rösten zum Unterschiede von der Konverter- oder Topfröstung das Blei- oder Kupfererz nicht durch „Blasen“ ab, sondern das in dünner Schicht auf einer rostartig gestalteten Unterlage aufgebrachte pulverige Erz wird zur Entzündung gebracht, und ein Luftstrom wird von einer unter dem Roste angebrachten Saugvorrichtung durch das Erz hindurch gesaugt. Diese Sintermaschinen weisen verschiedene Konstruktion auf. Dwight und Lloyd verwenden ein Sinterrad, dessen breite Lauffläche als rostartige Unterlage dient. Ein solches Rad verarbeitet bei der Baltimore Copper Co. in Baltimore Kupferkonzentrate und Flugstaub, und zwar 25 t in 24 Stunden. Young sowohl, wie Dwight und Lloyd bauen aber auch Sintermaschinen mit horizontaler Röstfläche, wobei der Wanderrost die Form eines endlosen Bandes hat; solche Maschinen sind in Salida (Colorado) für Kupfererze, in Illinois und in East Helena für Bleierze in Betrieb. Eine solche Young'sche Maschine soll täglich 30—40 t Erz abrösten. Auch Maschinen, deren Röstfläche als rotierender Teller ausgebildet ist, sind in Anwendung, z. B. in Garfield (Utah), sie rösten 35 t Konzentrate täglich ab. Nähere Einzelheiten über die Entwicklung dieses Zweiges der Metallurgie finden sich in einem Vortrage Hoffmanns¹²⁾.

Das Verschmelzen der Kupfererze findet in Flammöfen oder Schachtofen statt. Welchen der beiden Apparate man wählt, hängt zunächst von der physikalischen Beschaffenheit ab. Besteht das Erz nur aus Stücken, so ist der Schachtofen dem Flammofen überlegen. Feinpulverige Erze oder Konzentrate, die sich nicht abrösten lassen, können nur im Flammofen verarbeitet werden. Durch Einführung der Sinterröstung wird es aber auch möglich, ursprünglich feinkörniges Material im Schachtofen mit aufgeben zu können. Der Schachtofen ermöglicht einen ununterbrochenen Betrieb und braucht nur 10—12% Brennstoff, der Flammofen braucht 22—33% Brennstoff, er kommt aber mit Kohle aus, während der Schachtofen Koks haben muß. Collins¹³⁾ ist auf diese Verhältnisse näher eingegangen.

Bei dem Pyritschmelzprozeß tritt sehr leicht, namentlich bei Kalkzuschlag, Oberfeuer

³⁾ Erzbergb. 1910, 351.

⁴⁾ Diese Z. 23, 2068 (1910).

⁵⁾ Metallurgie 1910, 563.

⁶⁾ Diese Z. 23, 1970 (1910).

⁷⁾ Eng. Min. Journ. 90, 678 (1910).

⁸⁾ Eng. Min. Journ. 90, 169 (1910).

⁹⁾ Eng. Min. Journ. 89, 835 u. 90, 1059 (1910).

¹⁰⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 40.

¹¹⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 260, 317.

¹²⁾ Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1910, 739.

¹³⁾ Eng. Min. Journ. 89, 619 (1910).

auf, dem man nach Austin¹⁴⁾ durch geringere Windpressung, richtige Begiehung und Schlacken-zusammensetzung entgegenwirken kann. Die jetzige Ofenweite beträgt 1,20—1,40 m; bei Vergrößerung der Ofen vermehrt man aber nicht diesen Abstand, sondern vergrößert den Ofen nur in seiner Längenausdehnung. Erhöht man den Schacht und damit die Schmelzsäule, so geht wohl der Koksverbrauch herunter, es sinkt aber auch die Steinkonzentration; eine niedrige Schmelzsäule bedingt eine schnellere und weitergehende Schwefelbeseitigung. In Sonora (Mexiko) hat Pertridge¹⁵⁾ einen kleinen Ofen betrieben, bei welchem der Wind durch die Abhitze der Schlacke erwärmt wurde. Der günstigste Einfluß war bei einem so kleinen Schachtofen unverkennbar. — Nachdem schon öfter experimentelle Belege dafür erbracht worden sind, daß Warmwind auch bei der Verhüttung anderer Metalle (außer Eisen) mancherlei Vorteile mit sich bringen würde, ist nicht recht einzusehen, warum die Metallhüttenleute sich bis jetzt einer Verbesserung gegenüber so ablehnend verhalten, die durch die Erfolge in der Eisenindustrie so glänzend erwiesen sind.

Auch die vom Stahlwerksbetriebe her wohl bekannte Einrichtung der Regenerativheizung der Flammöfen ist im Kupferhüttenbetrieb nirgends dauernd durchgeführt, obwohl sich voraussagen läßt, daß beim Kupferflammofenbetrieb mancherlei Vorteile zu erzielen sein müßten. Man muß nämlich die Kohle rasch verbrennen, damit die nötige Temperatur erreicht wird, welche beim Austritt der Gase noch 1100° betragen soll. Man hat nun in Great Falls einen Versuch mit einem Regenerativflammofen gemacht; zunächst sind aber noch Schwierigkeiten infolge der Flugstaubbildung zu überwinden gewesen. — Die Staubkohlenbeheizung der großen Flammöfen hat man wieder aufgegeben, dagegen führt sich an vielen Orten eine Beheizung mit Rohöl ein¹⁶⁾, welches durch Dampfstrahl-injektoren zerstäubt wird und im Ofen leicht verbrennt. In Oakland wurde die Schmelzleistung durch Einführung der Ölföuerung um 50% gesteigert. Die Schmelzkosten betrugen in Cananea mit Ölheizung 10,14 M., in Garfield mit Kohlenheizung der Flammöfen 10,60 M. Über die Schmelzkosten auf verschiedenen Hütten sind noch von Heywood¹⁷⁾ einige Zahlen mitgeteilt. Die Flammöfen wachsen immer weiter in der Längenausdehnung, sie sind schon bei 32—34 m angekommen. Die Schmelzleistungen betragen in Cananea und Garfield 245 t, in Anaconda 270 t, in Steptoe sogar 300—400 t in 24 Stunden für einen Ofen¹⁸⁾ (Moore). Es gelingt jetzt auch, hochkieselsäurereiche Schlacken mit 43—45% Kieselsäure zu verschmelzen, indem man (in Cananea) kaltes Erz an die Seiten chargiert und so den Angriff dieser Schlacke auf das Ofenfutter verhindert (Ricketts)¹⁹⁾.

Eine vielversprechende Neuerung wurde 1910 beim Verblasen des Kupfersteins durch Verwendung der von Peirce und Smith gebauten

basisch gefütterten Konverter eingeführt. Die neuen Konverter, auf deren Konstruktion Vail²⁰⁾ näher eingeht, sind Trommelkonverter von 7,80 m Länge und 3,60 m Durchmesser; sie sind mit Magnesitsteinen ausgefüttert; die Haltbarkeit des Futters ist eine genügende, man kann schon 1000 t Kupfer auf ein und demselben Futter verblasen. Die Vorteile des basischen Konverters sind folgende. Man spart an Futterkosten und braucht keine besondere Anlage für die Ausfütterung wie bei den sauren Konvertern, es sind keine so hochkieselsigen Erze zur Verschlackung des Eisens nötig, Erze mit 40—50% Kieselsäure genügen²¹⁾, man kann auch bleihaltige Kupfersteine verblasen, ohne daß so starke Silberverluste entstehen wie im sauren Konverter²²⁾. Moore²³⁾ glaubt aber nicht, daß der basische Konverter den sauren ganz verdrängen wird, sondern man wird je nach der Beschaffenheit des vorhandenen Erzes Quarzes und Tones den einen oder andern wählen. In Tooele²⁴⁾ führt man den Konverter den Stein vom Flammofen direkt flüssig zu.

Über den heutigen Stand der Praxis der Kupfersteinverarbeitung im sauren Konverter berichten eingehend Moore²⁵⁾ und Schröder²⁶⁾. Eine neue Form eines Konverters ist der Haasche Wirbelkonverter²⁷⁾, bei dem der Inhalt durch die Lage der Düsen beim Blasen in drehende Bewegung gesetzt werden soll.

Browne²⁸⁾ hat Studien über das Verblasen von Kupfernickelstein angestellt; es läßt sich nicht alles Nickel verschlacken, 2% Nickel bleiben immer beim Kupfer; Kupfer und Nickel verhalten sich wie ein einheitliches Metall in ihrer Widerstandsfähigkeit gegen Oxydation.

Beim Verblasen von Kupferstein traten in verschiedenen Stadien des Prozesses verschiedene Flammenfärbungen auf, die Levy²⁹⁾ einer näheren Betrachtung unterzogen hat: anfangs beim Verbrennen von Schwefeleisen bildet sich roter Rauch, während der Verschlackungsperiode eine apfelgrüne Flamme, beim Fertigblasen tritt eine nichtleuchtende kupferrote Flamme auf.

Man hat Laboratoriumsversuche angestellt, um zu sehen, ob nicht der elektrische Ofen bei der Verhüttung des Kupfers nützlich verwendet werden kann. Daß man Kupfererze auf Kupferstein im elektrischen Ofen verschmelzen kann, ist längst bekannt. Wolkow³⁰⁾ hat aus einem Erz mit saurer Gangart einen 60—70%igen Kupferstein hergestellt, einen Teil des letzteren abgeröstet und diesen mit dem andern Teile des Steins im elektrischen Ofen verschmolzen; es entstand Rohkupfer und eine sehr kupferarme Schlacke. Der leitende Gedanke dabei war eine Umsetzung nach der Gleichung

²⁰⁾ Eng. Min. Journ. 89, 563 (1910).

²¹⁾ Eng. Min. Journ. 89, 1317 (1910).

²²⁾ Eng. Min. Journ. 90, 263 (1910).

²³⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 498.

²⁴⁾ Eng. Min. Journ. 91, 40 (1911).

²⁵⁾ Eng. Min. Journ. 90, 460 (1910).

²⁶⁾ Austral. Min. Stand. 1910, 1 u. 8, VI.

²⁷⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 426.

²⁸⁾ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1910, 285.

²⁹⁾ Min. World 33, 1244 (1910).

³⁰⁾ Metallurgie 1910, 100; diese Z. 23, 1338.

¹⁴⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 40.

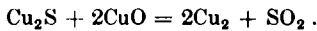
¹⁵⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 67.

¹⁶⁾ Eng. Min. Journ. 89, 31 (1910).

¹⁷⁾ Eng. Min. Journ. 89, 407 (1910).

¹⁸⁾ Eng. Min. Journ. 89, 1021, 1063 (1910).

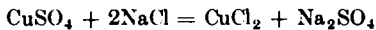
¹⁹⁾ Eng. Min. Journ. 89, 314 (1910).



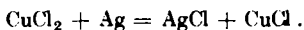
Durch Verschmelzen von Eisenerz mit geröstetem Spurstein stellte von Rauschenplat³¹⁾ Ferrite ($\text{CuO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ und $\text{CuO} \cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3$) her, mit denen er eine Reinigung von Schwarzkupfer versuchte. Das Schwarzkupfer sollte mehrmals durch die Ferritschlacke gegossen werden.

Die elektrolytische Kupferraffination macht weitere Fortschritte. Es sind jetzt 39 Raffinerien in Betrieb³²⁾; 11 in Amerika, 9 in Deutschland, 6 in England, 4 in Frankreich, 2 in Österreich, 2 in Rußland, 2 in Japan, 3 in Australien, die jährlich etwa 400 000 t Kupfer raffinieren, davon Amerika allein 86%; die Leistungsfähigkeit der amerikanischen Anlagen ist aber viel größer, sie wird zu 680 000 t angegeben. Die Kupferraffination auf den drei neuen australischen Hütten beschreiben Schröder³³⁾, Blakemore³⁴⁾ und Casey³⁵⁾, die amerikanische Raffination Flims³⁶⁾.

Über die Kupferlaugerei liegen auch einige Mitteilungen vor. Nach einer Mitteilung Simons³⁶⁾ werden im Ural alte Halden mit Schwefelsäure gelaugt und die Laugen mit Eisen gefällt, die Extraktion bleibt unter 50%. Greenawalt³⁷⁾ will Kupfer mit sauren Chloridlösungen auslaugen. Die entstehende Kupferchloridlösung wird mit schwefliger Säure reduziert und elektrolysiert. Das anodische Chlor wird mit schwefliger Säure und Wasser zusammengebracht, es entstehen Salzsäure und Schwefelsäure, welche wieder Kupfer lösen, das Kupfersulfat setzt man dann mit Kochsalz um.



Kupferchlorid löst auch Silber



Frank³⁸⁾ bespricht die Umsetzungen bei den verschiedenen Kupferchlorationsverfahren; Lilja³⁹⁾ behandelt speziell den Hendersonprozeß.

Die Hüttenrauchfrage, welche früher für amerikanische Hütten nicht existierte, ist jetzt für dieselben plötzlich eine sehr ernste geworden, weil die Regierung bereits einige große Hütten geschlossen hat. Die Beseitigung der riesigen Säure- und Staubmengen einer modernen Kupferhütte ist keine Kleinigkeit. Beim Kupferschmelzen liefert jede Tonne Erz 4000 cbm Rauchgase, und jeder Kubikmeter führt 0,28% Staub mit sich. Auf der Balaklallahütte versucht man, mit dem elektrostatischen System von Cotrell den Flugstaub und die Säure aus den Gasen niederzuschlagen. Die Tennessee Copper Co. leitet⁴⁰⁾ die sauren Gase mit 3 1/2% SO_2 und 3 1/2% CO_2 in ein riesiges Bleikanimmersystem von 28 000 cbm und gewinnt daraus täglich 160 t 60er Säure. Der Kontaktprozeß

hat sich hierbei nicht bewährt. Die Mammuthütte bei Kennett verhüttet zinkhaltige Erze, Zink verbrennt dabei zu Oxyd, welches einen Teil der Säure in den Gasen neutralisiert; die Gase werden dann in großen Sackhäusern filtriert⁴¹⁾. Auf der Midvalehütte schlägt man aus demselben Grunde dem Erze absichtlich Zinkerze zu. Copper-Queen und Calumet & Arizona Copper Co. benutzen nur rein mechanische Staubabscheidungsmethoden⁴²⁾. Harvard⁴³⁾ bespricht die verschiedenen Vorschläge zur Beseitigung von Staub und Säure, und Falding und Channing⁴⁴⁾ betrachten diese unfreiwillige Schwefelsäureerzeugung vom geschäftlichen Standpunkte.

Blei.

Der Bleimarkt lag 1910 sehr ruhig, die an und für sich schon niedrigen Preise sanken noch etwas weiter, der Jahresdurchschnitt betrug 12,19,— Pfd. Sterl. für die Tonne, er war niedriger wie in den Vorjahren, auch die Bleikonvention konnte hieran nichts ändern. Die Bleierzeugung der Welt (1 132 900 t) ist gegen die Vorjahre allerdings etwas gestiegen (1909: 1 085 600 t), auch der Verbrauch war höher wie sonst (1910: 1 115 700 t), trotzdem bleibt der Bleimarkt in derselben ungünstigen Lage wie in den früheren Jahren.

Zur Weltproduktion⁴⁵⁾ lieferten 1910:

	t
Spanien	191 600
Deutschland	157 900
Frankreich	21 000
England	30 500
Belgien	39 600
Italien	16 000
Österreich-Ungarn	17 500
Griechenland	16 800
Türkei	12 700
Ver. Staaten	371 600
Mexiko	126 000
Canada	15 000
Australien	98 800
Andere Länder	17 900
	<hr/> 1 132 900

Die deutsche Bleierzeugung ist stark zurückgegangen (1909: 167 900 t, 1910: 157 900 t) auch die Förderung von Bleierzen hat abgenommen (1909: 159 900 t, 1910: 148 500 t). Dagegen zeigten die Ver. Staaten und Australien Produktionssteigerungen um je 20 000 t.

Von den alten deutschen Bleibergbaubetrieben finden in nächster Zeit leider wieder einige ihr Ende, nämlich der von Freiberg und der von Mechemich in der Eifel. Ersterer hat ein Alter von etwa 1000 Jahren, der letztere reicht bis in die Römerzeit zurück. Aber auch andere berühmte Bleibergbau gehen ihrer Erschöpfung entgegen; man berechnet, daß die meisten Gruben der bekannten Bleierzlager von Broken Hill (Australien) in 5 Jahren, die letzten Gruben spätestens in 15 Jahren abgebaut sein werden.

⁴¹⁾ Eng. Min. Journ. **91**, 40 (1911).

⁴²⁾ Min. Scient. Press 1910, 101 u. 108.

⁴³⁾ Eng. Min. Journ. **90**, 814 (1910).

⁴⁴⁾ Eng. Min. Journ. **90**, 555 (1910).

⁴⁵⁾ Angaben der Metallgesellschaft.

³¹⁾ Metallurgie 1910, 151; diese Z. **23**, 1338.

³²⁾ Metall. Ind. 1910, 377 u. 417.

³³⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 426.

³⁴⁾ Eng. Min. Journ. **90**, 717 u. 769 (1910).

³⁵⁾ Eng. Min. Journ. **90**, 1111 (1910).

³⁶⁾ Eng. Min. Journ. **89**, 461 (1910).

³⁷⁾ Eng. Min. Journ. **90**, 960 u. 1062 (1910).

³⁸⁾ Metallurgie 1910, 484; diese Z. **23**, 2149.

³⁹⁾ Chem. Eng. **12**, 52 (1910); diese Z. **23**, 1914 (1910).

⁴⁰⁾ Eng. Min. Journ. **89**, 1116 (1910).

Die Bewertung der Bleierze hat Rzehulka⁴⁶⁾ in dieser Zeitschrift an der Hand der im Handel üblichen Formel erläutert.

Das Hauptinteresse wendet sich beim Bleihüttenprozesse immer noch den Verblaseverfahren (Topfröstung oder Kalkröstung, auch Sinterröstung) zu. Am meisten Verbreitung hat, auch bei uns in Deutschland, der Huntington-Heberleinsche Prozeß gefunden. Dieser Prozeß verlangt vor dem Kalkzuschlag und dem Verblasen eine Vorröstung. Carmichael röstet nicht mehr vor, er schlägt Gips statt Kalk zu und verbläst, die reicheren Gase werden auf Schwefelsäure verarbeitet. Der Prozeß ist nur in Broken Hill zur Anwendung gelangt. Das Verfahren von Savelsberg, welcher die mit Wasser befeuchteten und mit Kalk vermischten Erze direkt verbläst, steht in Anwendung auf den Stolberger Hütten und am Flat River. An Stelle der Topfröstung, d. h. der Verblasemethoden treten jetzt vielfach die schon beim „Kupfer“ erwähnten Sintermaschinen, welche mit Saugzug arbeiten. Nach Hofmanns Angabe⁴⁷⁾ ersetzen Lloyd'sche Sintermaschinen den Savelsbergprozeß in Herculanum, in Port Pirie (Broken Hill) den Carmichaelprozeß, auch in Selby, Takoma, Altona und Monterey kommen solche Maschinen zur Aufstellung. In East Helena arbeitet eine Lloyd'sche Sintermaschine⁴⁸⁾, welche täglich 40 t, also viermal soviel wie ein Flammofen leistet und ein Erzgemisch mit $\frac{2}{3}$ Konzentraten verarbeitet. Auch die Rhein-Nassau-Gesellschaft hat ihre Huntington-Heberlein-Konverter durch eine Sintermaschine eigener Konstruktion ersetzt. Es ist auch bereits gelungen, Bleistein durch Verblasen zu verarbeiten; beim nachherigen Verschmelzen erhält man Kupferstein und Blei.

Richter⁴⁹⁾ hat sich mit der theoretischen Seite der Verblaseprozesse beschäftigt. Er sieht in der Verblaseröstung nur ein beschleunigtes Rosten, bei dem der durchgeblasene Wind die entstehende schweflige Säure sofort wegführt, so daß keine Sulfatbildung eintreten kann. Die Reaktionen sind die gleichen wie im Flammofen; die Beschickung muß aber Kieselsäure enthalten, und die Zuschläge müssen bestimmte Korngröße aufweisen.

Auch einige Fälle der Bleiverhüttung unter ungewöhnlichen Umständen haben Besprechung gefunden. An einem Platze in Mexiko mußten sehr silberreiche oxydische Erze mit sehr wenig Blei verschmolzen werden (Deveraux⁵⁰⁾, an einem andern Orte ein Bleierz mit 2% Wismut (Bretherton⁵¹⁾, an einem dritten Orte ein silberhaltiges Blei mit sehr viel Antimon (Hahn⁵²⁾.

Hofmann und Wen⁵³⁾ stellten die Bildungswärme von Bleischlacken fest. Die elektrolytische Bleiraffination, welche nach Betts in kieselflußsaurer Lösung vorge-

nommen wird, hat der Erfinder selbst in einem Buche beschrieben, von welchem eine deutsche Ausgabe erschienen ist. Mathers⁵⁴⁾ hat ein neues Raffinationsverfahren mit Bleiperchlorat als Elektrolyt bekanntgegeben, womit glatte Bleiniederschläge mit Gehalten von 98—99% Blei erhalten werden.

Was von der Beseitigung des Hüttenrauchs bei den amerikanischen Kupferhütten gesagt ist, trifft auch die amerikanischen Bleihütten.

Zink.

Die Lage der Zinkindustrie war 1910 nicht ungünstig, wenigstens in Europa nicht. Die Preise waren besser als in den beiden vorhergehenden Jahren. Der Syndikatspreis betrug im Durchschnitt 47,27 M für 100 kg, er stand am Jahresende auf 49,— M. Nur im ersten Quartal sanken wegen der Unsicherheit über die Neubildung der großen Verbände die Preise etwas. Der Londoner Durchschnitt war 23 Pfd. Sterling für die Tonne.

Die Weltzeugung hat gegen das Vorjahr um 33 400 t zugenommen. An der Erzeugung waren 1910 beteiligt:

	t
Deutschland	227 747
Belgien	172 578
Holland	20 975
England	63 078
Frankreich und Spanien	59 141
Österreich und Italien	13 305
Rußland (Polen)	8 631
Ver. Staaten	250 627
Australien	508
	816 600

Die Produktionszunahme war 1910 prozentisch geringer als im Vorjahre, weil die Ver. Staaten ihre Erzeugung nur um 10 000 t erhöhen konnten. Amerika hat aber auch in diesem Jahre wieder die Führung behalten. Deutschland ist an der Weltzeugung mit 27,9% beteiligt; unsere Produktionssteigerung gegen das Vorjahr beträgt 7700 t, die fast ganz auf Rheinland und Westfalen entfallen. Das Rheinland lieferte 1910 78 765 t, Schlesien, wie in den letzten beiden Jahren 140 249 t. Die Zunahme unserer Zinkerzeugung beruht aber zum großen Teil auf einer Erhöhung der Einfuhr fremder Erze (1910: 240 600 t) während unsere eigene Förderung im letzten Jahre sogar etwas zurückgegangen ist (1910: 723 600 t). Während Deutschland 1901 nicht mehr wie für 3 Mill. M fremde Zinkerze verbrauchte, ist der Wert derselben bis zum Jahre 1910 auf 27 Mill. M gestiegen.

Den Zinkverbrauch der Welt berechnet die Metallgesellschaft zu 822 900 t; da aber nur 816 600 t Zink erzeugt wurden, so müssen die Vorräte ziemlich angegriffen worden sein. Der Zinkverbrauch Deutschlands betrug 191 500 t, wobei die Vorräte um rund 13 500 t zurückgingen. In Amerika blieb der Zinkverbrauch gleich, dagegen hatte England eine Zunahme von 22 000 t zu verzeichnen.

Die Erzeugung an Zinkstaub kann man zwar ungefähr berechnen, aber genaue Angaben werden darüber nicht geführt. Schlesien erzeugt rund

⁵⁴⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 350.

⁴⁶⁾ Diese Z. 23, 483 (1910).

⁴⁷⁾ Eng. Min. Journ. 91, 48 (1911).

⁴⁸⁾ Min. World. 33, 459 (1910); Metallurg. Chem. Eng. 1910, 643.

⁴⁹⁾ Dissert. Dresden.

⁵⁰⁾ Eng. Min. Journ. 90, 663 (1910).

⁵¹⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 686.

⁵²⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 686.

⁵³⁾ Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1910, 557.

5000 t. Im letzten Jahre fand Zinkstaub mehr Nachfrage, weil in Mexiko und den Ver. Staaten Zinkstaub in steigendem Maße zur Ausfällung des Silbers aus Cyanidlaugen Verwendung findet.

Die Formeln für die Preisbewertung von Zink-erzen hat Rzechulka⁵⁵⁾ in dieser Zeitschrift mitgeteilt.

Für die Scheidung und Anreicherung gemischter Blei- und Zinksulfide hat sich das Elmore-ölverfahren als außerordentlich vorteilhaft erwiesen. In Broken Hill sind nach Angabe Hoovers⁵⁶⁾ in 2 Jahren 400 000 t Abgänge der früheren nassen Aufbereitung (mit 6% Pb, 20% Zn, 210 g Ag) verarbeitet und daraus Konzentrate mit 47% Zn, 10% Pb und 420 g Ag hergestellt worden. Horwood⁵⁷⁾ will diesen Aufbereitungsprozeß dadurch weiter verbessern, daß man die von der nassen Scheidung kommenden Blei-Zink-Sulfidgemische schwach röstet; dadurch geht Blei in Sulfat über, Blende aber nicht. Bei dem nachfolgenden Ölprozeß ist Blei nicht mehr schwebefähig, und man gewinnt Konzentrate mit 50% Zink, und solche mit 41% Blei; durch eine weitere Behandlung soll es sogar gelingen, das vorhandene Silber in den Bleiüberschlag überzuführen.

In Amerika werden als Zinkröstöfen vielfach Hegeleröfen benutzt, die Mühlhause in dieser Zeitschrift⁵⁸⁾ beschrieben hat, an andern Stellen benutzt man auch Zellweger-Kilns, das sind mechanische Krählföfen, über die Buscett⁵⁹⁾ berichtet.

Die beim Muffelbetrieb zuerst von Hopkins eingeführte Verbesserung, in den Hals der Retorte ein Koksfilter einzusetzen, war im letztjährigen Berichte bereits erwähnt⁶⁰⁾. Jetzt liegen über diese Neuerung auch Betriebsergebnisse vor. Baumeister⁶¹⁾ bespricht die verschiedenen Formen solcher Filter und gibt an, daß bei Verhüttung von Broken Hill Mittelprodukte ohne Benutzung des Filters ein Zink von nur 96,5%, mit Filter ein solches mit 99,6% erhalten haben. Es ist aber nicht der einzige Vorteil, daß man reineres bleifreieres Zink erhält, auch das Ausbringen steigt, und zwar fand Baumeister 5–11%, Primrose⁶²⁾ 10%; auch letzterer stellte fest, daß bei bleihaltigen Erzen mit Filter ein um 3% reineres Zink ausgebracht wurde.

In einem sehr interessanten Vortrage hat Juretzka⁶³⁾ einzelne Verhältnisse der heutigen Zinkhüttenpraxis erläutert, um in mehr wissenschaftlicher Weise das Herumprobieren einzuschränken. Zunächst wird die Gattierung behandelt und dabei darauf hingewiesen, daß die chemische Analysis hierbei noch nicht allen Anforderungen entspricht, namentlich über die Art der Bindung des Zinkes in den Erzen und die Verwachsung hat man in den meisten Fällen zu wenig Aufschluß, auch die Bestimmung von Zinksulfat in

kalkigen Röstblenden ist nicht zuverlässig. Weiter müßte eine physikalische Untersuchung des Erzes stattfinden, da z. B. die Frage, ob ein Erz porös ist, bzw. ob es porös bleibt, bei der Destillation von großer Wichtigkeit ist. Es wird die Gattierung der Erze besprochen und die Schlackenberechnung einer Betrachtung unterzogen. Für stark eisenreiche Erzstufen sollte man am besten Eisensilicattstufen unter Subsilicat, bei kalkreichen Silicattstufen über Bisilicat hinaus gattieren. Die Korngröße des Erzes ist ebenfalls von großem Einfluß. Zu Beginn der Zinkdestillation muß ein gewisser Prozentgehalt leicht reduzierbarer Erze, Galmey, vorhanden sein, um alsbald gesättigten Zinkdampf zu haben, da andernfalls Bildung von viel Zinkstaub und Metallverluste die Folge sind. Am besten verwendet man poröse, weiche, gasarme Kohlen, für Zinksilicate etwas schwelende Kohlen. Am wenigsten rationell ist die direkte Rostfeuerung, besser sind Rekuperativfeuerungen mit gasreichen Kohlen, am rationellsten, trotz unbequemerer Handhabung, arbeiten Siemens Regenerativöfen. Hierbei kann man sogar gasarme Kohlenmischungen verwenden. Die Reduktion der Zinkoxyde beginnt bei Rotglut und ist bei 1000–1100° beendet; man versucht, möglichst bald nach dem Chargieren die letztgenannte Temperatur zu erreichen. Bei der Destillation geht erst Wasser und Kohlensäure fort, dann beginnt die Reduktion von Eisenoxyd und die Entgasung der Reduktionskohle. Die Ofentemperatur muß sich der Zinkdampfentwicklung anpassen; bei zinksilicatifreien Erzen braucht man die Temperatur von 1350° kaum zu überschreiten, um die letzten Reste an Zink herauszutreiben. Der Ofen muß Temperaturen von 1500–1550° zu erreichen gestatten. Die Kondensationstemperatur soll 415 bis 500° betragen. Die Metallverluste betragen bei besten Betriebsverhältnissen 4,5 Einheiten, wovon 2 auf Kondensationsverluste, 2½ auf den Zinkrückhalt in der Beschickung entfallen; gewöhnlich hat man aber 5–6½ Einheiten Verlust, das sind 10–14% des Zinkgehaltes. Eine wesentliche Verbesserung dürfte nur durch Schmelzen der Beschickung zu flüssiger Schlacke und durch Zentralisation der Kondensation zu erreichen sein.

Speziell mit der Kondensation der Zinkdämpfe beschäftigen sich die Betrachtungen von Roitzheim⁶⁴⁾. Danach sind die alten Kondensationseinrichtungen ganz zweckmäßig, weil sie eine langsame Abkühlung des Metaldampfes gestatten. Bei schneller Abkühlung entsteht nämlich viel Zinkstaub. Praktisch erhält man immer 3% als Zinkstaub.

Nach Thomas⁶⁵⁾ würde man bei etwa 100° niedriger abrösten können, wenn man bei der Röstung Wasserdampf oder Kohlenwasserstoffe auf die Zinkblende einwirken läßt, was durch Brikettierung mit Brennstoffen erreicht werden soll. In ähnlicher Weise hat Hoover⁶⁶⁾ bleiische Zinkkonzentrate, die man in der Muffel nicht verhütten kann, vorsichtig abgeröstet, mit Kohle und Pech brikettiert und dann der Destillation unterworfen,

⁵⁵⁾ Diese Z. 23, 484 (1910).

⁵⁶⁾ Eng. Min. Journ. 89, 913 (1910).

⁵⁷⁾ Eng. Min. Journ. 89, 460 (1910).

⁵⁸⁾ Diese Z. 23, 347 (1910).

⁵⁹⁾ Eng. Min. Journ. 90, 502 (1910).

⁶⁰⁾ Diese Z. 23, 2073 (1910).

⁶¹⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 85.

⁶²⁾ Eng. Min. Journ. 10, 415 (1910).

⁶³⁾ Metallurgie 1911, 1.

⁶⁴⁾ Metallurgie 1910, 607; diese Z. 24, 611 (1911).

⁶⁵⁾ Metallurgie 1910, 610 u. 637; diese Z. 24, 611 (1911).

⁶⁶⁾ Eng. Min. Journ. 90, 323 (1910).

was zur Zufriedenheit gelang. Alles Blei und Silber fand sich in den Rückständen.

Ein neues Verfahren zur Gewinnung von Zink aus Metallhüttenschlacken ist seit einiger Zeit bei uns in Deutschland in Anwendung⁶⁷⁾. Es handelt sich um die Aufarbeitung der Schlacken, die auf Harzer Hütten beim Verschmelzen der Rammelsberger zinkhaltigen Erze fallen. Diese Schlacken, wovon die Julius- und Sophienhütte 30 000 t Bleischlacken mit 21% Zink, die Okerhütte 12 000 t Kupferschlacken mit 57% Zink liefert, werden jetzt in Oker nach einem Verfahren von Pape-Witterbare mit Koks klein und Pech brikkettiert und im Flammofen angebrannt. Das entstehende Zinkoxyd wird durch Sackleinwand filtriert und später in Billwälder auf Zink verhüttet. Es werden jährlich etwa 5000 t Zinkoxyd gewonnen.

Auf dem Gebiete der elektrischen Verschmelzung von Zinkerzen sind trotz vieler Versuche noch keine bedeutenderen Erfolge erzielt worden.

In Swansea betreibt man für Zinkbleierze eine Laugerei⁶⁸⁾ mit schwefliger Säure, aus der Lauge fällt man durch Dampf Zinkbisulfid und röstet dieses ab.

Cadmium.

Die Gesamterzeugung an Cadmium schätzt man auf 40 000 kg. Bis vor einigen Jahren lieferte Schlesien die ganze Cadmiummenge allein; seit einigen Jahren beteiligen sich auch die Ver. Staaten; sie erzeugen 3—4000 kg. Die Großhandelspreise betrugen 1910 475—525 M, sie stiegen gegen den Jahreschluß bis auf 575—600 M für 100 kg.

Zinn.

Zinn ist dasjenige Handelsmetall, welches 1910 die größte Preissteigerung erfuhr. Der Januarpreis war 148,3,6 Pfd. Sterl., der Dezemberpreis 173,17,3 Pfd. Sterl. für die Tonne, der Jahresdurchschnitt 155,6,2 Pfd. Sterl., dieser lag höher wie der der letzten beiden Jahre.

Zur Welterzeugung an Zinn steuerten 1910 folgende Länder bei:

	1910
Straits	57 500
England	17 855
Banka	13 631
Billiton	2 240
Deutschland	11 295
Australien	8 700
	111 200

Die Welterzeugung 1909 betrug 108 600 t, es hat also eine kleine Zunahme der Erzeugung stattgefunden, trotzdem der bisherige Hauptproduzent, die Straits-Settlements 4000 t weniger geliefert haben. Deutschland konnte seine Erzeugung von 8995 t auf 11 295 t steigern, wozu in der Hauptsache Bolivia das Rohmaterial liefert. Auch England verhüttet größtenteils fremdes Erz. Der Weltverbrauch war auch beim Zinn größer als die Erzeugung (117 900 t Verbrauch). An der Spitze des Verbrauchs stehen die Ver. Staaten, die bisher selbst kein Zinn lieferten. Jetzt hat man in El Paso in Texas etwas Zinn gefunden und im Dezember

⁶⁷⁾ Glückauf 1910, 237; Min. World 33, 510 (1910).

⁶⁸⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910 591.

1910 die erste Tonne Zinn im Lande erschmolzen. Dagegen spielt die Zinnwiedergewinnung aus Abfällen von Weißblech eine bedeutende Rolle in Amerika, auf diesem Wege wurden 1910 5515 t Zinn wiedergewonnen, was mehr wie 10% des eigenen Verbrauches ist.

Ein neues Zinngebiet von ungeahnter Bedeutung scheint Südafrika zu sein. In Transvaal liefert der Waterbergbezirk seit 1905 Zinnerze, 1909/10 Zinnkonzentrate mit 70% Zinn im Werte von 6 Mill. M. Nähere Angaben über diese Vorkommen hat Weston⁶⁹⁾ veröffentlicht; auch im Swaziland wird jetzt Zinnerz gewonnen, ebenso in Nigeria⁷⁰⁾. Martell⁷¹⁾ behandelt den Zinnbergbau in den Malaienstaaten.

Die Elmore'sche Aufbereitungsmethode⁷²⁾ hat sich auch für die Scheidung von Zinnstein und anderen Sulfiden als ein sehr brauchbares Ersatzmittel für die nassen Methoden bewährt, die hier versagten. In Cornwall konnten die Sulfide von Zinn und Kupfer sehr leicht getrennt werden, wobei der Zinnstein in den Rückständen bleibt, während die Kupfererzteilchen abgeschwemmt werden und sehr reiche Kupferkonzentrate liefern. Diese Art der Aufbereitung kommt jetzt auch in den Straits und in Südafrika zur Einführung.

Das auf der Tostedter Hütte ausgeübte Schmelzverfahren zur Verhüttung bolivianischer Zinnerze hat Schühphaus⁷³⁾ beschrieben.

Witte⁷⁴⁾ hat den Vorschlag gemacht, Zinnkrätzen im elektrischen Ofen zu reduzieren, indem man diese gemischt mit Kohle in ein flüssiges Schlackenbad einträgt. Der Zinnverlust soll nur 0,5—1% betragen.

Antimon.

Die Geschäftslage im Antimonhandel war 1910 ziemlich schlecht. Der Preis ging von 30,6,— Pfd. Sterl. auf 28 herunter. Auch in der Antimonindustrie hat sich zur Besserung der Verhältnisse eine Konvention am Ende des Jahres gebildet. Die Antimonerzeugung der Welt wird auf 20—25 000 t Metall veranschlagt.

Nach Mitteilungen von Masson und Edwards⁷⁵⁾ verarbeitet man in Australien goldhaltige Antimonerze in der Weise, daß man sie mehrere Stunden mit heißer Alkalilauge kocht, aus der Lauge mit Aluminium das Antimon fällt und aus den Laugereückständen das Gold mit Cyankalium extrahiert.

Nickel und Kobalt.

Der ganze Nickelhandel ist in der Hand eines Syndikates⁷⁶⁾, Preisschwankungen traten deshalb fast nicht auf. Der Durchschnittspreis für das Kilogramm war 1910 3,25 M wie in den Vorjahren.

⁶⁹⁾ Eng. Min. Journ. 89, 411, 470, 573; 90, 515 (1910).

⁷⁰⁾ Eng. Min. Journ. 89, 828; 90, 1299 (1910).

⁷¹⁾ Erzbergbau 1910, 24.

⁷²⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 204.

⁷³⁾ Metallurgie 1910, 539; diese Z. 24, 611 (1911).

⁷⁴⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 629; Chem. Eng. 12, 148 (1910); Journ. Ind. Chem. Eng. 1910, 544.

⁷⁵⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 584.

⁷⁶⁾ Vgl. diese Z. 23, 2071 (1910).

Die Welterzeugung ⁷⁷⁾ an Nickel, die fast ganz aus canadischen und neucaledonischen Erzen stammt, wurde in folgenden Ländern gewonnen:

	t
Ver. Staaten	10 000
England	3 500
Deutschland	4 500
Frankreich	1 500
Andere Länder	600
	20 100

Die Welterzeugung betrug 1909 17 300 t, sie ist also wieder gestiegen.

Kleinere Mengen Nickelerz werden neuerdings im Saeterfale in Norwegen gewonnen, und auch in den Ver. Staaten gewinnt die North American Lead Co. etwa Nickel aus eigenen Erzen.

In Webster verschmilzt die Cons. Nickel Co. nach einem Verfahren von Hennig ⁷⁸⁾ ein sehr quarziges, aus Garnierit und Dunit bestehendes Erz, welches nur 2% Nickel enthält, im elektrischen Ofen ohne Kalkzuschlag. Man erhält dabei ein Nickelsilicid mit 10–30% Nickel und 20–30% Silicium, welches in der Stahlindustrie Verwendung finden soll.

Bei dem üblichen Verschmelzen von nickelhaltigen Magnetkiesen entsteht ein Kupfernickelstein, der bei weiterer Behandlung eine Legierung von Kupfer und Nickel liefert. Während man bisher diese Legierung bzw. schon den Konzentrationsstein weiter behandelte, um die beiden Metalle zu trennen, wird jetzt auch die Legierung unter dem Namen Monell-Metall ⁷⁹⁾ (mit 68% Nickel, 1,5% Eisen und 30,5% Kupfer) in den Handel gebracht und für Stäbe, Röhren, Bleche, Guß verwendet. Sie hat eine silberweiße Farbe, Festigkeiten wie Stahl (gewalzt 56 kg, als Guß 35 kg/qm bei 10% Dehnung) und einen Schmelzpunkt von 1360°.

Guillemain ⁸⁰⁾ hat gefunden, daß man Nickelspeisen erfolgreich abrösten kann, ohne daß ihre Leichtschmelzbarkeit stört, wenn man sie mit Kalk vermischt und nach Art der Topfröstung verbläst, wodurch der Arsengehalt bis auf 3–5% entfernt werden kann.

Kobalt wurde früher nur in Form von Schmalte technisch verwendet. Jetzt stehen nach Aufschließung des Kobaltbezirkes in Ontario ganz bedeutende Kobaltmengen der Technik zur Verfügung, eine besondere Verwendung des Metalles für Fälle, wo man nicht auch das billigere Nickel verwenden könnte, hat sich bis jetzt kaum noch gefunden. Der Kobaltbezirk lieferte neben großen Silbermengen 1909 1042 t Kobaltmetall und 1487 t Oxyd.

Die Orford-Copper Co. ⁸¹⁾ röstet diese Kobalt-Nickel-Silberarsenide ab und verschmilzt sie in kleinen Schachtöfen, man erhält dabei folgende Produkte: ein Roharsenmehl, welches umsublimiert wird, ein Rohsilber mit 800–850/1000 Silber, und eine Speise mit 20% Kobalt, 10% Nickel und

1% Silber. Die Montreal Reduktion Co. ⁸²⁾ will diese Speise mit Thiosulfat rösten und laugen. Cito ⁸³⁾ schlägt vor, die Erze mit Kupfer und Zuschlägen in Flammöfen zu verschmelzen und die Legierung aus Kupfer, Nickel, Kobalt, Silber, Arsen in einer angesäuerten Kupferlösung zu elektrolysieren. Dabei soll Kupfer an die Kathode gehen, Kobalt und Nickel würde in Lösung bleiben, und Silber und Arsen soll als Schlamm zu Boden fallen. So ganz glatt geht dieses Verfahren sicher auch nicht. Bisher wird die Hauptmenge dieser Erze in Port Amboy und in Denver verschmolzen.

Man hat jetzt aus Kobalt eine Legierung mit Chrom (75% Co + 25% Cr) hergestellt ⁸⁴⁾, welche bemerkenswerte Eigenschaften aufweist; sie ist schweißbar, schmilzt bei 1650°, hat Stahlfarbe und große Festigkeit (67,5 kg/qcm) bei 3% Dehnung, ist sehr widerstandsfähig gegen Säureangriff und würde sich sehr zu Messern, Gewichten usw. eignen.

Silber.

Der Silbermarkt war 1910 in etwas günstigerer Lage wie im Jahr vorher, die Preise gingen vom Januar mit 71 M für das Kilogramm bis auf 76,75 M im November herauf und schlossen mit etwa 75 M. Der Jahresdurchschnitt war 73,10 M gegen 72,45 M 1909.

Die Silbererzeugung der Welt 1909, und zwar die Hüttenerzeugung, betrug nach Angaben der Metallgesellschaft 7348,3 t. Dazu lieferten die Hauptmengen folgende Staaten.

	t
Deutschland	400,6
England	663,3
Belgien	269,8
Spanien und Portugal	153,6
Ver. Staaten	3877,8
Mexiko	1008,7
Mittel- und Südamerika	200,0
Canada	442,9
Japan	100,0
Australien	83,0
Die anderen Länder	148,4
	7348,3

Die Bergwerkserzeugung weist ein ganz anderes Bild auf, weil die Verhüttung nicht immer im Gewinnungslande vorgenommen wird. Europa förderte beispielsweise nur 463,9 t, und brachte in den Hütten 1635,7 t Silber aus, Deutschland erzeugte nur 165,9 t Silber und brachte 400,6 t aus, ähnlich liegt das Verhältnis in den Ver. Staaten, wo einer Förderung von 1702,1 t eine Verhüttung von 3877,8 t gegenüber stand. Dagegen liefern mehr Silber als sie verhütten: Mexiko 2299,9 t, Mittel- und Südamerika 570,2 t, Canada 867,1 t, Japan 133,1 t, Australien 508,8 t. Nach Schätzungen des amerikanischen Münzdirektors würde die Weltproduktion an Silber 1910 wieder um 8% gestiegen sein, wir hätten also eine Erzeugung von rund 7000 t zu erwarten.

Das vorher schon genannte neue Silberfeld im

⁷⁷⁾ Nach Angaben der Metallgesellschaft.

⁷⁸⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 277.

⁷⁹⁾ Iron Age 85, 168 (1910); Metall. Ind. 1910, 18 u. 72; Metallurg. Chem. Eng. 1910, 453.

⁸⁰⁾ Metallurgie 1910, 595; diese Z. 24, 609 (1911).

⁸¹⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 557.

⁸²⁾ Metallurgie 1910, 590.

⁸³⁾ Metallurgie 1910, 621; diese Z. 23, 1914.

⁸⁴⁾ Chem. Eng. 12, 85 (1910); Journ. Ind. Chem. Eng. 1910, 397.

Kobaltdistrikt hat 1910 947,4 t Silber gefördert (Wert 61 $\frac{1}{2}$ Mill. M); die seit der Erschließung im Jahre 1904—1910 gelieferte Silbermenge beträgt rd. 3000 t. Man sortiert, wie Hove⁸⁵⁾ mitteilt, an der Grube das Erz in 3 Klassen: hochhaltiges Schmelzerz mit 90 kg Silber zur Verschiffung, armes Schmelzerz mit 6 kg und Aufbereitungserz mit 1 kg Silber in der Tonne. Auf verschiedenen Hüttenwerken laugt man die letztgenannten Produkte mit Cyankaliumlösungen, auf Nova Scotia nach vorhergehender Amalgamation. Die Laugerei geschieht mit ziemlich starken Laugen (0,18% KCN) in Pachuca-Tanks, und der Cyanidverbrauch ist hoch (3—5 t). Das Silber fällt man mit Zinkstaub und filtriert durch Moorefilter. Tyssowski⁸⁶⁾ hat diese Verarbeitungsweise näher beschrieben.

In Neusidwales ist im Burragorangtal ein neues Vorkommen stark silberhaltigen Bleiglanzes aufgefunden worden, welches den Erzen von Broken Hill nichts nachgeben soll. In Europa dagegen gehen die alten berühmten Silberbergbaue im Erzgebirge (Freiberg), Harz (Andreasberg) und Eifel (Mechernich) in allernächster Zeit ein.

In den Silberländern Amerikas ist der alte Patioprozeß jetzt völlig von der leistungsfähigeren (Cyanidlaugerei⁸⁷⁾ verdrängt worden. Bei der Durchführung des Laugeverfahrens sind im abgelaufenen Jahre wieder allerlei Verbesserungen bekannt geworden, die jedoch meist mechanischer Art sind. Bei der Laugerei von Silbererzen hat es sich als sehr vorteilhaft herausgestellt, alles Erz in Schlamm zu verwandeln. Zur Durchführung dieser Arbeitsweise war eine Entscheidung über die wirksamste Zerkleinerungsweise wichtig; am besten hat sich dabei die Rohrmühle bewährt. Zur Trennung von Sand und Schlamm findet der Dorr'sche Klassierapparat mehr und mehr Anwendung, aber auch Esperanza-Klassierer und Caldecott's Diaphragmenkonus sind in Gebrauch. Für die Laugerei mit gleichzeitiger Durchlüftung und Durchmischung ist der Pachuca-Tank bisher unübertroffen geblieben, man schaltet jetzt vielfach auch mehrere solcher Apparate, um die Laugerei kontinuierlich betreiben zu können, hintereinander (Kuryla⁸⁸⁾). Als Ersatz des Pachuca-Tanks soll der Justsche Apparat mit einem falschen Boden aus porösen Quarzsteinen dienen, durch welchen von unten Luft eingepreßt wird, und der gleichzeitig als Filter benutzt wird. Spielsbury⁸⁹⁾ macht hierüber einige Mitteilungen. Bei der weitgehenden Zerkleinerung des Erzes spielen natürlich die Filtereinrichtungen eine wichtige Rolle; es sind Druck- und Vakuumfilter (von Butters, Burt, Merrill, Grothe-Carter, Ridgeway, Kelly, Moore, Blaisdell) in Anwendung. Auf der Tajogrube steht ein rotierendes Vakuum-Trommelfilter von Oliver in Betrieb⁹⁰⁾. Vielfach sind jetzt die Schlamm-Eindickungsapparate von Dorr eingeführt, welche den Filtern schon einen Teil der Arbeit abnehmen. Bei neuen Hütten

wird fast stets Zinkstaub an Stelle von Zinkschnitzeln zur Ausfällung des Silbers benutzt.

Im Guanajuatobezirk⁹¹⁾ beträgt das Ausbringen 90% an Silber; die Grubenkosten betragen 6—7 M, die Hüttenkosten 6—7 M, Transport 1 M. Man erzielt infolgedessen bei armen Haldenerzen noch Gewinne von 6—10 M, bei reichen Erzen (mit 40—60 M Ag) solche von 21—38 M für die Tonne Erz. Genauer geht noch Bordeaux⁹²⁾ auf die Kosten des neuen Verfahrens auf der Temascal-repec-Hütte ein.

Von der großen Menge der Einzelabhandlungen über Gegenstände der Silberlaugerei, Beschreibung von Anlagen usw. können hier nur einige derselben andeutungsweise genannt werden: z. B. die Veröffentlichungen von Megraw⁹³⁾, Shapeley⁹⁴⁾, Shaw⁹⁵⁾, Girault⁹⁶⁾, Kniffer⁹⁷⁾.

Manganhaltige Silbererze ließen sich, wie Linton und Hamilton⁹⁸⁾ angeben, erst dann laugen, als man die Erze chlorierend geröstet oder dieselben mit Salzsäure behandelt hatte.

Quecksilber.

Quecksilber hatte 1910 keinen besonders günstigen Markt. Die Preise gingen vom Jahresanfang an dauernd langsam rückwärts von 9,75 Pfd. Sterl. für die Flasche (75 Pfd.) bis auf 8 Pfd. Sterl., der Jahresdurchschnitt mit 8,81 Pfd. Sterl. war aber immer noch etwas höher wie im Vorjahr. Die Erzeugung an Quecksilber ist 1910 ein wenig (100 t) gestiegen. Nach Zusammenstellung der Metallgesellschaft steuerten 1910 zur Weiterzeugung an Quecksilber bei:

	t
Ver. Staaten	731
Spanien	1000
Österreich-Ungarn	694
Italien	800
Rußland	4
Mexiko	200
	3400

(C. De Kalb⁹⁹⁾ beschreibt einen Litchfield-ofen, der mit Rohöl geheizt wird.

Gold.

Die Golderzeugung der Welt hat im Jahre 1910 diejenige des Vorjahres nur um ganz wenig übertroffen: 1909 1817,7 Mill. M, 1910 1819,5 Mill. M. Nach Schätzung des amerikanischen Münzdirektors¹⁰⁰⁾ beteiligten sich 1910 nachstehende Länder mit folgenden Mengen:

	Mill. M
Transvaal	700,0
Ver. Staaten	384,2
Australien	262,4
	1 346,6

⁹¹⁾ Eng. Min. Journ. 90, 723 (1910).

⁹²⁾ Bull. Am. Inst. Min. Eng. 1910, 51.

⁹³⁾ Eng. Min. Journ. 89, 319, 321, 961 (1910).

⁹⁴⁾ Eng. Min. Journ. 90, 359 (1910).

⁹⁵⁾ Eng. Min. Journ. 90, 321 (1910).

⁹⁶⁾ Eng. Min. Journ. 90, 67; 89, 274 (1910).

⁹⁷⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 205; diese Z. 23, 1914 (1910).

⁹⁸⁾ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 33.

⁹⁹⁾ Chem. Eng. 1910, 114.

¹⁰⁰⁾ Min. World 34, 106 (1910).

⁸⁵⁾ Eng. Min. Journ. 91, 717 (1911).

⁸⁶⁾ Eng. Min. Journ. 90, 1253 (1910).

⁸⁷⁾ Vgl. diese Z. 23, 2074 (1910).

⁸⁸⁾ Eng. Min. Journ. 90, 213 (1910); diese Z. 24, 129 (1911).

⁸⁹⁾ Eng. Min. Journ. 89, 662 (1910).

⁹⁰⁾ Eng. Min. Journ. 89, 507 (1910).

	Mill. M
Übertrag	1 346,6
Rußland	136,0
Mexiko	72,2
Indien	48,4
Canada	40,0
China, Japan, Korea	66,2
Andere Länder	110,1
	1819,5

Diese Goldmenge entspricht 682 t Gold. Dazu steuern die 3 erstgenannten Länder $\frac{3}{4}$ der Gesamtmenge bei. Amerika hatte 1910 einen kleinen Rückgang aufzuweisen, während Australien mit seiner Golderzeugung schon seit 1903 dauernd rückwärts geht.

Bei der Gewinnung von Gold werden Goldbagger von immer größerer Leistungsfähigkeit in Gebrauch genommen (Tyssowski¹⁰¹); auch die Trockengoldgewinnung hat man in Californien wieder versucht (Dolbear¹⁰²), man will aber nur bis zu den schweren Sanden anreichern.

Die Amalgamation scheint ihre Rolle größtenteils ausgespielt zu haben; denn sowohl in Amerika und Mexiko verpocht man die Erze und läugt sofort, ohne die Amalgamation dazwischen zu schieben, als auch in Transvaal mehrten sich die Anhänger der gänzlichen Beseitigung der Amalgamation.

Ebenso verschwindet nach und nach die Chloration der Golderze; in Transvaal ist sie bereits beseitigt, in Californien ist noch eine¹⁰³, in Cripple-Creek zwei Anlagen im Gange¹⁰⁴. Sie wird ersetzt durch Cyanidlaugerei, die man in Cripple-Creek auch jetzt schon zur Nachbearbeitung der Chlorationsabgänge benutzt.

Auch die elektrolytische Ausfällung des Goldes aus den Laugen geht ihrem Ende entgegen¹⁰⁵, auf Lancaster West (Transvaal) ist sie jetzt auch durch Zinkfällung ersetzt. Kirkpatrick¹⁰⁶ hat vorgeschlagen, Aluminiumstaub an Stelle von Zink als Ausfällmittel zu benutzen. Wichtiger ist die Tatsache, daß man, durch die Erfahrungen der Silber-Cyanidlaugerei veranlaßt, auch in Transvaal bei der Goldfällung mehr und mehr dazu übergeht, an Stelle der Zinnspäne Zinkstaub zum Ausfällen zu verwenden. Auf verschiedenen Randgruben ist bereits der Merrill-Zinkstaubprozeß eingeführt.

Die Fortschritte beim eigentlichen Cyanidverfahren sind auch wieder in der Hauptsache mechanischer Natur. Zur Zerkleinerung verwendet man immer schwerere Pochstempel (Amerika bis 1200 Pfd., Transvaal bis 2000 Pfd.), in Amerika tritt aber an Stelle der Pochstempel vielfach die chilenische Mühle, namentlich bei weichen Erzen, während für harte Erze an die Pochbatterie sich die Rohrmühle anschließt. Für Goldtellurerze, die ge-

röstet werden müssen, haben sich zur Zerkleinerung Kruppsche Kugelmühlen wirksamer erwiesen wie Griffin-Mühlen. Während man bei Silbererzen am besten die ganze Erzmasse in Schlamm verwandelt, ist man bei der Laugerei von Golderzen wieder davon zurückgekommen. Auch in Südafrika führen sich Vakuumfilter ein (Crown-Mines, Robinson, New Modderfontein¹⁰⁷) zur Behandlung von Schlämmen. Diese verarbeiten 500 t Erz in 18 Stunden, während die Dekantation 4 Tage dauert. O'Hara¹⁰⁸ hält den Adair-Usherprozeß für noch günstiger.

Die ausgesonderten geschwefelten Konzentrate hat man früher an Hütten verkauft, dann chloriert, später gesondert mit Cyanid oder mit dem feingemahlten Erze zusammen gelaugt. Man verfährt jetzt ganz verschieden. Auf Goldfield Cons. amalgamiert und laugt man, auf Treadwell ebenso¹⁰⁹. Drucker hat in Korea Konzentrate durch ununterbrochene Laugerei mit Luftagitation verarbeitet¹¹⁰.

Mit echt amerikanischer Reklame wurde der Clancy-Prozeß¹¹¹ in die Welt eingeführt. Derselbe will an Stelle von Cyankalium (Calciumcyanamid verwenden, dieses soll unter Mitwirkung der Elektrolyse goldlösend werden, zur Verbesserung der Oxydationswirkung an der Anode setzt man noch Jodkalium zu. Nach der Entgoldung setzt man wieder Cyanamid zu und regeneriert die Lauge durch Elektrolyse. Wie vorausszusehen, ist es bald sehr still geworden, da doch auch einmal Resultate hätten gezeigt werden müssen.

Platin.

Platin wies 1910 die größte Preissteigerung auf. 1909 stieg Rohplatin von 75 auf 92 M (für die Unze = 31 g), 1910 von 82,72 M auf 129,36 M. Der Durchschnittspreis für raffiniertes Platin betrug für das Kilogramm 4220 M, der höchste Preis wurde im November mit 5220 M erreicht.

Die Platinausbeute Rußlands, und damit die Größe der Weltproduktion, ist 1910 wieder etwas gestiegen. Nach offiziellen russischen Angaben wurden 1909 5000 kg, 1910 5580,5 kg gewonnen, die Ausfuhr betrug 1910 518 Pud (8288 kg), danach wird ein großer Teil des Platins der Regierung nicht angegeben oder gestohlen und heimlich verkauft.

Die Ver. Staaten gewannen noch 15 kg Platin bei der Goldraffination.

Aluminium.

Die Verhältnisse auf dem Aluminiummarkt haben sich etwas gebessert. Die Preise sind ein wenig in die Höhe gegangen, sie betrugen 1910 1,30—1,60 M, einen Nutzen dürften diese Preise den Erzeugern aber kaum gelassen haben.

Die Weiterzeugung hat um rund 10 000 t zugenommen. Nach Angaben der Metallgesellschaft lieferten 1910:

¹⁰⁷ Eng. Min. Journ. 90, 797 (1910).

¹⁰⁸ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 590.

¹⁰⁹ Eng. Min. Journ. 91, 47 (1911).

¹¹⁰ Metallurgie 1910, 559; diese Z. 23, 1337 (1910).

¹¹¹ Eng. Min. Journ. 90, 701 (1910); Metallurg. Chem. Eng. 1910 623 u. 123 1911; Metall. 1911, 184.

¹⁰¹ Eng. Min. Journ. 90, 765 (1910); 91, 41 (1911).

¹⁰² Eng. Min. Journ. 89, 359 (1910).

¹⁰³ Min. World 32, 943 (1910).

¹⁰⁴ Metallurgie 1910, 499; diese Z. 24, 40 (1911).

¹⁰⁵ Metallurg. Chem. Eng. 1910, 287.

¹⁰⁶ Amer. Pat. 1910, Nr. 959 757; diese Z. 24, 129 (1911).

Ver. Staaten, Canada	11 000
Deutschland, Österreich, Schweiz	7 000
Frankreich	9 500
England	5 000
Italien, Norwegen	1 500
	34 000

Neue Verwendungszwecke haben sich nicht gefunden, obwohl die Verwendung für Kühler und sonstige Apparate für die chemische Industrie Fortschritte macht. In Frankreich wollte man die Sousstücke durch eine Aluminiumlegierung ersetzen, ist davon aber wieder abgekommen, weil sich keine geeignete Legierung gefunden hat.

Neumann und Olsen¹¹²⁾ haben die Aluminiumgewinnung in größerem Laboratoriumsmaßstabe studiert und auf die in der Praxis vorhandenen Verhältnisse hingewiesen. Gröppel¹¹³⁾ versuchte, reine Tonerde aus Tonerdesilicaten zu gewinnen, die Tonerde konnte aber nicht kieselsäurefrei hergestellt werden.

Turmsystem und Kammersystem.

Vergleich der Gestehungskosten von
Schwefelsäure.

Von Dr. THEODOR MEYER, Offenbach.

(Eingeg. 14./12. 1911.)

Es ist dankbar zu begrüßen, daß E. Hartmann in dieser Z. 24, 2302 (1911) eine ziemlich eingehende Beschreibung gegeben hat von der Apparatur und der Betriebsweise des Oplsehen Turmsystems der Ersten Österr. Sodafabrik Hruschau, welches in letzterer Zeit in Interessentenkreisen und darüber hinaus so berechtigtes Aufsehen und Interesse erregt hat. Bedeutet es doch nach langjährigen theoretischen Erörterungen und nach manchen fehlgeschlagenen, zum Teil sehr kostspieligen Versuchen die erste gelungene Lösung des Problems, „Kammersäure“ ohne Kammern zu fabrizieren. Besonders die von Opl erreichte normale Salpeterökonomie — bis dahin die bedeutendste Schwierigkeit — verdient vollste Anerkennung.

Die von Hartmann mitgeteilten zahlenmäßigen Angaben für ein Turmsystem von 18 t Säure 60° oder 22½ t 50° Bé. Tagesleistung = 6480 t 60° oder 8100 t 50° Bé. Jahresproduktion liefern nun die bislang vermißte, höchst erwünschte Grundlage für eine Kalkulation der Gestehungskosten der neuen Fabrikationsmethode und für einen Vergleich derselben mit denjenigen des Bleikammerprozesses. Für letztere dienen mir zum größten Teil die in dieser Z. 22, 1841—1844 (1909) veröffentlichten, sehr sorgfältigen Untersuchungen¹⁾, welche im Jahre 1909 an einem Tangentialsystem von 16 000 kg 60° Bé. Tagesleistung = 2500 cbm Kammerraum von mir ausgeführt worden sind. Die Verhältnisse dieses Systems sind,

¹¹²⁾ Z. f. Elektrochem. 1910, 230; diese Z. 23, 1339 (1910).

¹¹³⁾ Metallurgie 1910, 59; diese Z. 23, 998 (1910).

¹⁾ Siehe auch diese Z. 23, 1556 f. (1910).

wo nötig, auf die nur wenig größere Leistung des Turmsystems nach einfacher Proportion umgerechnet. Die angenommenen Einheitspreise für die KW-Stunde (5 Pf²⁾), für Preßluft (Kubikmeter von Atmosphärendruck 1 Pf) und für Kühlwasser (Kubikmeter 2 Pf) entsprechen allgemeinen mittleren Verhältnissen und können gewiß nicht als für das Turmsystem ungünstig hoch gerechnet angesehen werden.

Anlagekosten. Das Turmsystem erfordert 6 Türme von insgesamt 600 cbm, von denen die mittleren größeren Durchmesser haben, als die äußeren. Es kann angenommen werden, daß das Kammersystem 3 Türme von zusammen 250 cbm Bleiraum braucht, die übrigen 3 Türme von 350 cbm sind daher als den Kammern gleichwertig anzusehen. Für diese wird, im Durchschnitt des ganzen Systems gerechnet, eine Leistung von 8 kg 50%ige Säure pro Kubikmeter angenommen; das entspricht 2811 cbm oder 3 Kammern von je 937 cbm, also etwa 11,0 m Höhe und 10,4 m Weite. Für ein Tangentialsystem mit 2500 cbm Kammerraum war ein Kammer- und Turmgebäude nötig von 22½ m im Quadrat = 507 qm (einschl. Umfassungsmauern und -pfeiler), für ein System von 2811 cbm werden dementsprechend 570 qm gebraucht, und zwar von 18 m Höhe bis Dachbinder. Der Quadratmeter Gebäuderaum einschließlich Grundstückswert kann erfahrungsgemäß etwa zu 75 M angenommen werden. Für das Turmsystem hingegen mögen schätzungsweise nur 50 M gerechnet werden, weil nach Hartmanns Angabe der Bau einfacher und billiger ausgeführt werden kann. Wir haben dann also für Grundstücks- und Gebäudekosten einerseits 75 × 570 = 42 750 M, andererseits 50 × 320 = 16 000 M, also eine Differenz zugunsten des Turmsystems von 26 750 M.

Ziehen wir nun die Abweichungen in der Apparatur in Vergleich, so brauchen die 3 Kammern 3 × 620 = 1860 qm Walzblei von i. M. 40 kg pro Quadratmeter = 74 700 kg; in diesem Betrage sind 10% Zuschlag für Laschen, Armaturen usw. enthalten. Bei einem Bleipreise von 34 M pro 100 kg ergibt sich also ein Betrag von 25 296 M; dazu kommen noch an Löhne und Montage einschließlich Hilfsleute 5 M pro 100 kg Blei, also 3720 M; ferner für die 3 Kammergerüste 6000 M. Zusammen kosten die Bleikammern demnach 35 016 M.

Die Kosten der übrigen Einrichtung, wie Kammergasleitungen, Säurebehälter und -leitungen, Kompressor mit Emulseuren für jeden Turm, Düsenpeisecapparat, Gasfilter, elektrische Installation usw. können wohl als gleich für beide Systeme vorausgesetzt werden, indessen mögen für größere Länge der Leitungen, für die Kühlzirkulationsapparatur (D. R. P. 226 792) und für einen Kühlzylinder vor den Gay-Lussac's der Kammereinrichtung noch rund 10 000 M zugeschlagen werden; die Kosten derselben, soweit sie den 3 Türmen äquivalent ist, beziffern sich dann also auf 45 016 M.

Die Höhe der Türme nehme ich zu 13 m an,

²⁾ In der genannten Veröffentlichung waren ursprünglich 7 Pf gerechnet.