

zelspannung der Kathode resp. Anode und nicht die Gesamtspannung. Unter den dargelegten Verhältnissen liegen die Stromausbeuten bei etwa 95%. Wenn auch die Annahme, daß das Zinn in seiner Sulfosalzlösung ebenso wie in NaOH-Lösung primär zweiwertig in Lösung geht und nur durch einen sekundären elektrochemischen Oxydationsvorgang zu Stannat oxydiert wird, wissenschaftlich begründet ist, so hat die Praxis doch mit der Lösung in Form vierwertiger Sn^{4+} -Ionen zu rechnen. Das elektrochemische Äquivalent beträgt daher 1,11 g je Amp.-Std. Bei einer durchschnittlichen Spannung von 0,15 Volt pro Bad und einer Stromausbeute von 95% beträgt also der Kraftverbrauch gleichstromseitig ca. 145 kWstd. je Tonne Zinn. In der Praxis liegt er bei 180 bis 190 kWstd. pro Tonne Zinn. Der Kraftverbrauch ist also gering und nicht ausschlaggebend für die Wirtschaftlichkeit des Verfahrens.

Die relativ gute Ausbeute des eigentlichen Elektrolyseprozesses wird jedoch beeinträchtigt durch gewisse unvermeidliche Verluste bei der Weiterverarbeitung der Produkte. Zunächst hat man bei unreinem Ausgangsmaterial mit relativ hohem Resteentfall zu rechnen. Etwa 25% des Anodengewichts müssen als Reste wieder eingeschmolzen werden. Dabei ist die Bildung gewisser Mengen Krätzen nicht zu vermeiden.

Die fertigen Kathoden werden durch Eintauchen in ein flüssiges Zinnbad abgeschmolzen. Die hierbei in Form von Krätzen eintretenden Schmelzverluste betragen nicht mehr als 2 bis 3%, die in Form eines 99%igen Zinns gewonnen werden.

Etwa $2\frac{1}{2}$ % des Zinninhalts der Anode gehen in den Anodenschlamm ein, der bei etwa 80%igen Anoden etwa 10% Zinn enthält, daneben den gesamten Blei- und Antimoninhalt der Anoden. Er ist schwefelhaltig, röstet aber beim Liegen an der Luft von selbst ab.

Der abgeröstete Schlamm wird am besten reduzierend verschmolzen, die erzielte Blei-Antimon-Legierung kann in verschiedener Weise getrennt werden, u. a. nach dem bekannten Harris-Verfahren (s. S. 129).

Die Elektrolyse des Zinns aus seiner Sulfosalzlösung ist heute wohl das einzige noch in Anwendung stehende Verfahren. Trotzdem muß in Kürze auch auf die nicht ohne praktischen Erfolg gebliebenen zahllosen Versuche zur elektrolytischen Raffination des Zinns aus seinen sauren Lösungen eingegangen werden.

II. Die elektrolytische Raffination aus sauren Lösungen.

Die Schwierigkeit der Lösung dieses Problems, das man natürlich lange, bevor an die Elektrolyse aus Sulfosalzlösung gedacht wurde, eingehend bearbeitet hat, lag darin, daß aus den leichtlöslichen Chloriden und Sulfaten des zweiwertigen Zinns das Metall nur in Form loser Kristalle gewonnen werden konnte. Trotz dieses großen Mangels ist in kleinem Maßstab schon vor Jahrzehnten Rohzinn sowohl in schwefelsaurer als in salzsaurer Lösung elektrolysiert worden. Stand doch dem Nachteil der ungünstigen Abscheidungsform der große Vorteil gegenüber, daß das elektrochemische Äquivalent des Zinns in diesen Lösungen doppelt so groß war wie in den Lösungen des vier-

wertigen Zinns, daß ferner erheblich größere Stromdichten anwendbar waren und daß die Lösungen keiner Erwärmung bedurften. Allerdings konnte in diesen Lösungen nur ein ziemlich reines Rohzinn mit mindestens 95% Zinn raffiniert werden, da insbesondere bei Verwendung von Sulfatlösungen sonst sehr bald störende Deckschichten auf der Anode auftraten, die zu Bleisuperoxydbildung und Unterbrechung des Löseprozesses führten. Als in den Vereinigten Staaten während des Krieges erneutes und verstärktes Interesse für einen elektrolytischen Raffinationsprozeß auftrat, wandte man sich erneut den sauren Lösungen zu.

Aus dem Bettsschen Bleielektrolyseverfahren hatte man die Erkenntnis gewonnen, daß es einzelne Säuren, wie z. B. Kieselflußsäure (H_2SiF_6) und Borflußsäure (HF_4) gibt, aus deren Salzlösungen die Metalle weniger grobkristallinisch ausfallen als aus anderen Lösungen und daß die Wachstumsform elektrolytischer Niederschläge weitgehend beeinflußt werden kann durch Zusatz gewisser Kolloide. Es lag daher nahe, auch die Raffination des Zinns in kieselflußsaurer Lösung zu versuchen. Doch zeigte sich, daß die Wirkung der Gelatine in diesen Lösungen nicht die gleiche war wie in Bleilösungen. Es wurde daher eine große Zahl von anderen Zusätzen untersucht. Auf Grund dieser Untersuchungen, an denen eine ganze Reihe von amerikanischen Fachleuten beteiligt war, wie namentlich Kern, Stack, Mathers, Linville u. a., gelangte man zu einem Verfahren, das von der American Smelting and Refg. Co. in Perth Amboy in den Betrieb eingeführt und entwickelt wurde.

Die Anlagen wurden 1916 mit einer Kapazität von 250 sh./ts in Betrieb genommen und später auf eine Leistungsfähigkeit von 1500 sh./ts monatlich vergrößert.

Als Ausgangsmaterial diente Rohzinn mit 94 bis 98% Sn, 0,5 bis 1,3% Pb, 0,3 bis 0,6% Cu, 0,5 bis 3,5% Bi, 0,02 bis 0,35% As, 0,1 bis 0,25% Sb, 150 bis 270 g/t Ag, 0,34 bis 0,68 g/t Au.

Anfänglich wurde mit einem Elektrolyt gearbeitet, dessen Zusammensetzung folgende war: 20% Kieselflußsäure, 60 g/Liter Sn. Um das Blei auszuschleiden, wurde laufend etwas Schwefelsäure zugesetzt (0,1%). Als Kolloidzusätze wurden Leim und Kresol verwandt.

1917 ging man zu einem wesentlich schwefelsaureren Elektrolyten über, bestehend aus:

8% H_2SO_4 , 5% H_2SiF_6 , 3% Sn. Kolloidzusätze wie vorher. Dieser Elektrolyt hatte im Gegensatz zu dem erstgenannten den Vorzug, daß ausgebleite Apparaturen benutzt werden konnten. Später ersetzte man die Kieselflußsäure durch Kresol-Phenolsulfonsäure (4%).

Es wurde bei einer Temperatur von ca. 35° gearbeitet, die sich durch die Stromwärme von selbst einstellte. Badspannung etwa 0,3 Volt. Stromausbeute ca. 85%.

Der Verbrauch an Kolloid betrug pro t Sn etwa 0,5 kg Leim und 4 kg Kresol. Gelegentliche Ansätze von Kristallen an den Rändern konnten durch Zusatz von etwas Ameisensäure (0,3%) beseitigt werden. Anodischen Span-

nungssteigerungen wurde durch geringen Zusatz von Chlorid entgegengearbeitet (Cl'-Gehalt unter 0,3%).

Später wurde noch ein anderer Elektrolyt benutzt, bestehend aus:

13,7% H_2SO_4 , 21,2% Glaubersalz, 15 g/Liter Kolloidzusatz, 0,2% Aloin.

Die vielfachen Änderungen in der Zusammensetzung des Elektrolyten lassen darauf schließen, daß keiner im Großbetrieb so ganz befriedigend arbeitete. Heute ist das Verfahren wegen Unwirtschaftlichkeit wieder aufgegeben.

Auch bei dieser Elektrolyse entfallen natürlich komplexe Schlämme, etwa 5 bis 6 kg auf die Tonne Zinn.

Die Schlämme enthielten beispielsweise:

20% Pb, 5% Cu, 3% As, 5% Sb, 30% Sn, 20% Bi, 4 kg/t Ag, 3 bis 4 g/t Au.

Die Verarbeitung erfolgte entweder durch Verschmelzen im Schachtofen mit NaOH oder Soda unter Verschlackung des Zinns, Antimons und Arsens; das resultierende wismutreiche Blei wurde in Omaha nach dem Bettungsverfahren raffiniert. Oder die Schlämme wurden zu Metall reduziert, das Metall elektrolytisch in einer Diaphragmenzelle in 18%iger Salzsäure gelöst. Dabei lösten sich etwa 35% des Kupfers, 45% des Antimons, 90% des Zinns und 90% des Wismuts. Letzteres wurde mit Zinn ausgefällt, das Zinn mit Kalk. Das Verfahren lieferte ein Elektrolytzinn mit etwa 99,9% Zinngehalt.

Unter welchen Umständen sich die Anwendung der elektrolytischen Zinnraffination lohnt, hängt in erster Linie von dem Reinheitsgrad des Ausgangsmaterials und von dem für Elektrolytzinn erzielbaren Aufpreis ab. Es wird natürlich niemand einfallen, Bankazinn zu elektrolysieren, während es Werke gibt, die anscheinend vorteilhaft das aus bolivianischen Erzen gewonnene Produkt auf diesem Wege raffinieren. In den Vereinigten Staaten soll allerdings heute keine Zinnelektrolyse mehr bestehen.

Die Entzinnung von Weißblechabfällen.

Da einer der wichtigsten Verwendungszwecke des Zinnes die Verzinnung von Eisenblech, vor allem zur Erzeugung von Konservendbüchsen, bildet, für welche bis heute ein vollwertiger Ersatz nicht existiert, so bedeutet die Wiedergewinnung des wertvollen Metalles aus den Abfällen dieser Industrie ein besonders für solche Länder wichtiges Problem, welche, wie Deutschland und die Vereinigten Staaten, auf den Bezug von Zinn aus dem Ausland mehr oder weniger angewiesen sind. Die Verfahren bezwecken die Trennung des Sn vom Fe der Unterlage unter Gewinnung des Sn als Metall oder in technisch verwertbarer Verbindung und des Fe als zinnfreier Schrott, der im Siemens-Martin-Ofen auf Flußeisen verschmolzen werden oder zu anderen Zwecken, z. B. zum Ausfällen von Kupfer aus seinen Lösungen, Verwendung finden kann.

Von den vielen Vorschlägen, die seit den achtziger Jahren des vorigen Jahrhunderts gemacht worden sind, hat zunächst lediglich die elektrolytische Methode wirtschaftliche Bedeutung erlangt, bis sie durch das Verfahren der

trocknen Chlorentzinnung verdrängt wurde, welches heute wohl ausschließlich angewendet wird. Die in Betracht kommenden Patente befinden sich vorwiegend im Besitz der Th. Goldschmidt-A.-G., Essen/Ruhr (Erfinder: Dr. J. Weber). Nähere Einzelheiten werden geheim gehalten und es mag daher genügen, sich hier auf die Angaben der Patentschriften (DRP. 176456, 176457 und 188018) zu beschränken.

Die trockne Chlorentzinnung.

Das von der genannten Firma in Essen und ihren amerikanischen Tochtergesellschaften in größtem Maßstabe ausgeführte Verfahren beruht auf folgenden Tatsachen:

Wenn man verzinnte Blechabfälle bei Einhaltung niedriger Temperatur mit absolut wasserfreiem Chlorgas in Berührung bringt, so wird nur das Sn, nicht aber das Fe chloriert. Die Vereinigung von Sn und Cl₂ erfolgt sehr energisch und unter starker Wärmeentwicklung nach der Gleichung



Bei Anwesenheit von H₂O und bei erhöhter Temperatur wird auch das Fe angegriffen. Das erzielte Produkt, Zinntetrachlorid, ist bei gewöhnlicher Temperatur flüssig und siedet bei 114° (s. S. 181); durch H₂O wird es, ebenfalls unter Wärmeentwicklung, hydrolysiert. Met. Sn reduziert es zu SnCl₂, welches unter dem Einfluß von weiteren Cl₂-Mengen wieder in SnCl₄ übergeht. Es ist Handelsware und dient in erster Linie zum Beschweren von Seide, ferner als Lösungsmittel für Phosphor, Schwefel, Arsen, Jod usw.

So einfach der Prozeß vom rein chemischen Standpunkt aus erscheint, so große Schwierigkeiten haben sich anfangs bei seiner praktischen Durchführung ergeben, und es ist vor allem das Verdienst der Goldschmidt-Patente, diese beseitigt zu haben.

Da die Weißblechabfälle ein sehr sperriges, voluminöses Material bilden, so ist man gezwungen, sie vor der Verarbeitung mechanisch zu kompakten Paketen vom Raumgewicht bis zu 2,0 zusammenzupressen; hierdurch wird naturgemäß eine gleichmäßige Berührung mit dem Chlorgas stark erschwert; außerdem entstehen leicht an der zunächst mit dem Gas in Berührung kommenden Oberfläche der Pakete örtliche Überhitzungen mit ihren schädlichen Folgen, und schließlich können Chlorverluste auftreten, wenn es nicht gelingt, zum Schluß die eingedrungenen überschüssigen Gasmengen wieder restlos zu entfernen.

Diese Schwierigkeiten werden nach dem heute üblichen Verfahren dadurch überwunden, daß man unter (wechselndem) Druck arbeitet, für gute Zirkulation der Gase unter gleichzeitiger Abkühlung sorgt und schließlich mit Luft nachspült. Durch das Einführen des Chlorgases unter Druck in die die Pakete aufnehmenden Behälter, welche natürlich vollkommen geschlossen sein müssen, bewirkt man dessen Eindringen bis in die innersten und engsten Hohlräume der Weißblechpakete; unterstützt wird dieser Vorgang noch durch ein gelegentliches Herabsetzen des Druckes, wobei das im Innern entstehende Luft-Chlorgemisch nach außen gelangt und durch frisches Chlor ersetzt, die

Luft also restlos verdrängt werden kann. Ferner wirkt die Überführung des ein großes Volumen einnehmenden gasförmigen Chlors in flüssiges SnCl_4 günstig, da hierdurch eine Saugwirkung ausgeübt wird. Dadurch, daß man für gute Zirkulation des Gases innerhalb des Behälters sorgt, erreicht man ferner eine gleichmäßige Verteilung der entstehenden Reaktionswärme durch die gesamte Masse und vor allem auch eine bessere Wärmeabgabe durch die

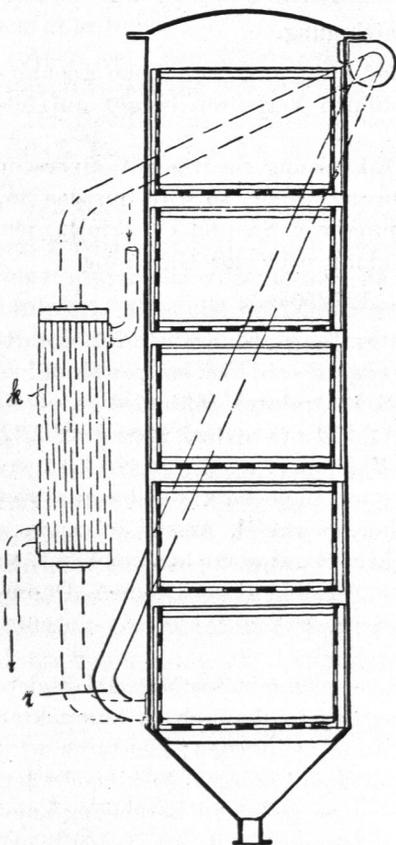


Fig. 77. Kessel zur Weißblechentzinnung nach Goldschmidt. (Ausführungsbeispiel aus Borchers, Zinn, Wismut, Antimon.) *k* Kühler.

strahlenden Außenwände an die Außenluft. Unterstützt kann die Wärmeableitung noch dadurch werden, daß man die Behälter von außen mit Wasser berieselt oder, besser, indem man die Gase in ständigem Kreisprozeß durch eine außerhalb befindliche Kühleinrichtung saugt bzw. drückt. Eine weitere Beschleunigung der Abkühlung und damit eine Beschleunigung des Prozesses selbst erreicht man dadurch, daß man das entstehende, sich unten flüssig ansammelnde Tetrachlorid ständig hochpumpt und zur Berieselung der Beschickung verwendet. Wenn zum Schluß nach Beendigung der Reaktion das zinnhaltige Endprodukt entfernt worden ist, saugt man die noch darin befindlichen Gase in einen frisch beschickten Behälter und läßt in das so erzeugte Vakuum Frischluft eintreten, welche eine gründliche Ausspülung der nunmehr aus reinem Eisenschrott bestehenden Pakete besorgt.

Bei der praktischen Ausführung werden die durch Kochen in Sodaauslösung von Speiseresten und anderen Verunreinigungen befreiten und getrockneten Weißblechabfälle maschinell zu sehr festen Paketen von 50 bis 65 kg Gewicht ($40 \times 60 \times 8$ bis 14 cm; die Größe richtet sich nach der Verwendungsmöglichkeit im Martinofen) zusammengestampft und in eiserne Körbe gepackt, welche man in große, schmiedeeiserne Zylinder (Fig. 77) von bis zu 70 t Fassungsvermögen einsetzt. Diese werden zunächst evakuiert und dann mit Chlorgas unter allmählich steigendem Druck ($\frac{3}{4}$ bis 2 at) beschickt. Menge und Druck des Gases sind so zu regeln, daß die günstigste Temperatur von 50 bis 90° nicht überschritten wird. Sobald die Reaktion (nach etwa 12 Std.) beendet ist, was an einem Konstantwerden des Druckes (da Absorption von Cl_2 nicht mehr erfolgt) erkannt wird, leitet man

die

den Gasüberschuß in den nächsten Zylinder, läßt das flüssige SnCl_4 ablaufen, evakuiert und spült mit Luft gut durch. Darauf wird der Behälter entleert; die Eisenbündel müssen, um ein Rosten zu vermeiden, mit Wasser und Alkalilauge gut ausgewaschen werden.

Während nach diesem Verfahren die Plötzlichkeit der Reaktion und damit die Wärmeerzeugung dadurch herabgemindert wird, daß eine gewisse Verdünnung des eingeleiteten Chlorgases durch die in den Hohlräumen zurückgehaltene Luft eintritt, kann man dasselbe in weiter gehendem Maße durch Verwendung eines Chlor-Luft-Gemisches erreichen. Dabei kommt es vor allem auf eine gute Mischung beider Gase an; man erzielt sie nach einem Vorschlag der Chem. Fabrik v. d. Linde durch Anbringen eines besonderen Mischraumes vor dem liegenden Reaktionsgefäß, der mit lufterfüllten Verteilungskörpern (Guttmannsche Hohlkugeln) besetzt ist. Beim Eintritt des Chlorgases findet lebhaftere Diffusion der ein sehr verschiedenes Molekulargewicht besitzenden Gase statt. Das Gemisch verteilt sich darauf gleichmäßig auf den Inhalt des Reaktionsraumes. Infolge des hier entstehenden Vakuums wird die erforderliche Menge an trockner Frischluft automatisch durch den hydraulischen Schwefelsäureverschluß des Vorraumes zugeführt.

Die **elektrolytische Entzinnung** ist, wie bereits erwähnt, durch das wesentlich billiger arbeitende Chlorentzinnungsverfahren verdrängt worden, und zwar gerade auch in den Betrieben der auf jenem Gebiet früher führenden Fa. Th. Goldschmidt, Essen (Ruhr).

Das früher allein mit wirtschaftlichem Erfolg arbeitende Verfahren dieser Art bestand im Prinzip darin, daß man die Weißblechabfälle als Anoden in Natronlauge als Elektrolyt elektrolysierte, das gelöste Zinn kathodisch zur Abscheidung brachte. Die das Ausgangsmaterial bildenden Abfälle wurden in Körbe von ca. 50 kg Inhalt gepackt. Als Kathoden dienten verzinnete Eisenbleche sowie die eisernen Bäder selbst. Der Elektrolyt enthielt zu Beginn höchstens 9 % NaOH (= 7,7 % Na_2O) und mußte infolge Bildung von Na_2CO_3 häufig regeneriert bzw. kaustiziert werden. Badtemperatur: 70°, Spannung: 1,5 V.

Man gewann einen locker an den Kathoden haftenden Niederschlag eines 2 bis 3 % Pb enthaltenden Zinnes, das abgekratzt und nach dem Trocknen umgeschmolzen wurde.

Verfahren, die mit saurem Elektrolyten arbeiten, haben sich in der Praxis nie bewährt.

Die Handelssorten des Zinns.

Die Qualitätsvorschriften für den Zinnmarkt sind je nach dem Lande, in dem das Metall gehandelt wird, verschieden. Abgesehen von Markenzinn, wie „Banka“, „Straits“ u. a., dessen Sn-Gehalt sehr konstant und dessen Qualität allgemein bekannt ist, erfolgt die Bezeichnung in Deutschland heute nach dem Gehalt an Sn; man unterscheidet nach dem DIN-Normenblatt 1704 folgende Sorten:

Benennung	Kurzzeichen	Sn %		Zulässige Beimengungen in % ¹⁾		
			zulässige Abweichung	Fe	Zn	Al
Zinn 99,75	Sn 99,75	99,75	—0,05	0,015	0	0
Zinn 99,50	Sn 99,50	99,50	—0,1	0,015	0	0
Zinn 99	Sn 99	99,00	—0,1	0,025	0	0
Zinn 98	Sn 98	98,00	—0,2	0,025	0	0

¹⁾ Für die anderen Beimengungen, wie Pb, Cu, Sb u. a., wurde keine Vorschrift aufgenommen.

Die Bezeichnung, z. B. „Sn 99 DIN 1704“, ist einzugießen oder aufzuschlagen. Lieferart in Blöcken, Barren oder Platten nach Gewicht.

Spez. Gewicht: 7,28 bis 7,33 kg/dm³.

Die nach Marken gehandelten ausländischen Zinnsorten sind in diesen Normen nicht enthalten.

An der Londoner Börse versteht man unter „Standard Tin“ ein solches mit mindestens 99,75% Sn und „von guter handelsüblicher Qualität“, die durch eine Biegeprobe festgestellt wird:

Man schneidet von dem Block ein keilförmiges Stück von 12 bis 15 cm Länge, 2,5 cm Breite, 6 bis 10 mm Dicke ab, kerbt es in der Mitte ein und biegt es zusammen; die Beurteilung der Qualität erfolgt nach dem Aussehen der eingekerbten Stelle nach dem Wiederausstrecken. Sie darf keine Risse zeigen und die Oberfläche muß sehr feinkörnig sein.

Geringere Sorten werden als „Ordinary Tin“ gehandelt.

Zusammenstellung von Analysen handelsüblicher Sorten.

(Nach The Metal Industry Handbook).

	Ag+Au	Pb	Sb	Cu	Bi	As	S	Fe	Zn	Sn (Diff.)
	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Standard-Zinn:										
A.	—	0,0025	0,0031	0,0004	0,0004	—	0,0002	0,0016	—	99,9918
B.	—	0,0371	0,0210	0,0014	0,0048	0,0113	0,0015	0,0170	—	99,9059
C.	0,0003	0,038	0,040	0,012	0,003	0,050	0,0003	0,002	Sp.	99,8544
D.	0,0005	0,0601	0,0233	0,0360	0,0026	0,0500	0,0060	0,0110	—	99,8105
E.	—	0,0110	0,0067	0,0016	0,0019	0,0020	0,0039	0,2055	—	99,7674
Ordinary Tin:										
X.	0,0135	0,714	0,020	0,016	0,056	—	0,0012	0,0048	0,0135	99,1745
Y.	0,0036	0,1570	0,0740	0,2740	0,3300	0,0100	0,0038	0,0053	—	99,1423
Z.	0,0100	0,1540	0,1100	0,0473	0,0700	0,0300	0,0039	0,0380	0,0028	99,1083

Der Einfluß der Verunreinigungen auf Aussehen und Eigenschaften des Zinns ist sehr verschieden. Cu und Fe haben in geringen Mengen keinen Einfluß auf die Biegeprobe, während der von Pb, As und S sehr groß ist. Spuren von Pb und Cu machen das Metall weich, größere Mengen davon und geringe Spuren anderer Metalle erhöhen die Härte. Zusatz von Pb, Sb, Cu und Fe bewirken eine Erhöhung der Dichte, Spuren von Bi und As setzen sie herab, während geringe Mengen von S und Zn auf die Dichte keinen Einfluß ausüben. Die Neigung, beim Erhitzen an der Luft zu oxydieren, wird durch Fe am meisten verstärkt, in der Wirkung am nächsten kommt ihm das Zn.

Auch nach dem Aussehen läßt sich die Qualität des Zinns beurteilen. Während die reinsten Sorten beim Erstarren eine vollkommen glatte, spiegelnde, lunkerfreie Oberfläche zeigen, erscheint sie bei Anwesenheit von Verunreinigungen mehr oder weniger matt und eingesunken; insbesondere wird

ihr Aussehen durch Sb strahlig, durch Pb würfelig; Zn erzeugt matt weiße, schuppige, Fe schwammige, As rauhe bis kristalline Oberfläche.

Handelsüblich sind Barren von rechteckigem Umriß und einem Gewicht von 3 bis 45 kg, Streifen (meist in stehende Formen gegossen) von 1,4 bis 2,3 kg und Blöcke (zum Auswalzen auf Blech) im Gewicht von 160 bis 180 kg.

6. Literatur über Zinngewinnung.

Allgemeines.

W. Borchers, Zinn, Wismut, Antimon. Halle 1924, W. Knapp.

P. Müller in Ullmanns Enzyklopädie der techn. Chemie. Berlin u. Wien 1923, Urban & Schwarzenberg.

H. Louis, Metallurgy of Tin. New York 1911, McGraw-Hill Book Co.

Verarbeitung von Metallaschen usw.

R. Thews, Moderne Verhüttung von Altmetallen und Rückständen. Berlin, Dr. Joachim Stern Verlag.