

## 2. Das Pattinsonverfahren (Hugh Lee Pattinson, 1833).

Das Verfahren ist noch älter als das vorige, wird jedoch heute nur noch an wenigen Orten, wahrscheinlich sogar allein in Halsbrücke bei Freiberg i. Sa., ausgeführt. Es beruht auf folgender Tatsache: Beim Abkühlen eines edelmetallhaltigen Werkbleies scheidet sich zunächst ein Blei mit niedrigerem Edelmetallgehalt in Kristallform aus, während eine entsprechend reichere Legierung flüssig bleibt. Trennt man die Produkte und wiederholt (nach erfolgtem Einschmelzen der Kristalle) das Verfahren, so ist es schließlich möglich, praktisch reine Bleikristalle und eine Schmelze mit bis zu 2% Ag zu gewinnen, die außerdem, und das ist von besonderer Wichtigkeit, die Hauptmenge des Wismuts enthält.

Die Theorie ergibt sich ohne weiteres aus dem Erstarrungsdiagramm der Pb-Ag-Legierungen (Fig. 44, S. 68). Beim Abkühlen einer solchen Legierung mit unter 2,5% Ag, deren Ag-Gehalt also unter dem des Eutektikums liegt, scheidet sich zunächst auf dem Bleiast theoretisch reines Blei aus, während die zuletzt bei 304° erstarrende Schmelze die eutektische Zusammensetzung 2,5% Ag, 97,5% Pb besitzt. Es ist also auf diese Weise theoretisch möglich, 100 kg Blei mit z. B. 0,1% Ag in 4 kg einer treibewürdigen Pb-Ag-Legierung mit 2,5% Ag und 96 kg reines Blei zu zerlegen.

Praktisch kann man so, schon infolge der starken Annäherung des Erstarrungspunktes des Bleies an den des Eutektikums bei steigendem Silbergehalt, höchstens auf einen solchen von 1,5 bis 2% gelangen, und auch die Entsilberung des Bleies findet bei 10 g/t (0,001%) ihre wirtschaftliche Grenze. Man erhält also dann in dem angeführten Beispiel rechnermäßig 6,6% des Vorlaufens in Gestalt eines Reichbleies mit 1,5% Ag und 93,4% Weichblei mit 10 g/t Ag. Außerdem gelingt es infolge der praktischen Unmöglichkeit einer sauberen Trennung von Kristallen und Mutterlauge nicht, dieses Endresultat auf einmal zu erzielen, sondern die Arbeit muß in der eingangs erwähnten Weise häufig wiederholt werden. Ferner ist das Verfahren natürlich nur auf Blei, dessen Ag-Gehalt zwischen den angegebenen Grenzen liegt, anzuwenden; die Wirtschaftlichkeit erreicht in Halsbrücke bei ca. 90 g/t ihre untere Grenze.

Die Anwesenheit von Kupfer, Nickel, Arsen, Antimon erschwert die Bildung der Kristalle und deren Abscheidung von der Mutterlauge. Cu geht teils in die Kristalle, teils in das Eutektikum; das schließlich gewonnene Weichblei ist daher (wichtiger Unterschied von dem durch Zink entsilberten!) stets noch etwas kupferhaltig<sup>1)</sup>. As findet sich mehr in den Kristallen und muß daher vorher durch gute Raffination entfernt werden. Sb und Ni gehen mehr in die Mutterlauge. Au und Bi gehen zusammen mit dem Ag und finden sich daher schließlich im Reichblei; indessen erreicht die Entarmung des Bleies an Bi, infolge der Bildung von Pb-Bi-Mischkristallen, rasch eine untere Grenze, so daß eine vollkommene Entwismutung auch auf diese Weise nicht möglich ist. Das so aus Bi-reichem Werkblei erzeugte Weichblei ist jedoch

<sup>1)</sup> Auf diesem geringen Cu-Gehalt soll die besonders gute Verwendbarkeit des in Halsbrücke erzeugten „Saxonia“-Bleies zur Herstellung von Bleikammern beruhen, da ein geringer Gehalt an diesem Metall das Blei besonders widerstandsfähig gegen die Einflüsse verdünnter Schwefelsäure macht.

für die meisten Zwecke (ausgenommen vielleicht die Herstellung von Bleiweiß) noch gut zu gebrauchen.

Die Trennung von Kristallen und Lauge findet heute noch von Hand statt („Handpattinson- oder Aushebeverfahren“), doch hat es nicht an Versuchen gefehlt, diese schwere und kostspielige Arbeit durch ein mechanisches Verfahren, so z. B. durch den Luce-Rozanprozeß (vgl. später), zu ersetzen.

#### Das Handpattinson- oder Aushebeverfahren.

Man verwendet eine größere Anzahl (bei dem heute allein noch ausgeführten „Drittelfahren“ 15) in einer Reihe aufgestellter kleinerer gußeiserner Kessel von ca. 1,80 m Durchmesser und 0,90 m Tiefe, Fassungsvermögen je 15 t, jeder mit besonderer Feuerung versehen. Das gut vorraffinierte Blei wird z. B. in dem mittelsten Kessel eingeschmolzen, abgekühlt und  $\frac{2}{3}$  des Inhaltes (daher die Bezeichnung „Drittelfahren“) in Form von Kristallen mittels schwerer Lochkellen in den nächsten Kessel übergeschöpft; der noch flüssige Rest ( $\frac{1}{3}$ ) gelangt in den sich in entgegengesetzter Richtung anschließenden Kessel. Das Spiel wiederholt sich mit der nächsten Füllung des mittleren Kessels, indessen muß nun  $\frac{1}{3}$  des Inhaltes in Form von Kristallen zunächst beiseite gelegt werden und dient bei der dritten Operation zur Auffüllung des ersten anschließenden Kristallkessels. Sobald ein Kessel so gefüllt ist, wird er genau so behandelt wie der erste usf. Schließlich sind sämtliche Kessel in Betrieb, und zwar erhält jeder stets Blei mit demselben Ag-Gehalt, der von der Mitte aus nach dem einen (Kristall-) Ende bis auf 0,001 bis 0,0015% abnimmt, nach dem anderen (Lauge-) Ende bis auf 1,5 bis 2,0% zunimmt; man kann also an den Enden der Anlage laufend entsilbertes Weichblei und treibwürdiges Reichblei entnehmen, d. h. der Prozeß arbeitet kontinuierlich. Der Einsatz frischen Bleies erfolgt stets in den dem Ag-Gehalt entsprechenden Kessel.

Der große Vorteil des Verfahrens, weshalb es trotz seiner Nachteile heute in Halsbrücke noch nicht abgeschafft ist, besteht in der teilweisen Entfernung des Wismuts. Von großem Nachteil ist dagegen die außerordentlich schwere Handarbeit, die Notwendigkeit, stets einen großen Stock an edelmetallhaltigem Blei zu halten und die Verwendung vieler Kessel mit großem Raumbedarf und starkem Verschleiß infolge häufigen Temperaturwechsels. Wo daher die Möglichkeit besteht, den Bi-Gehalt durch Zumischen anderen Bleies herabzudrücken, oder wo der Bi-Gehalt so hoch ist (über  $\frac{1}{2}\%$ ), daß er die elektrolytische Bleiraffination bezahlt macht, oder wo Bi-haltiges Blei durch Eintränkarbeit so weit angereichert werden kann, daß es treibwürdig wird, hat das Pattinsonverfahren keine Existenzberechtigung mehr.

Außer dem beschriebenen Drittelsystem wurde früher auch das „Achtel“-system angewandt, bei dem  $\frac{7}{8}$  des Kesselinhaltes in Form von Kristallen,  $\frac{1}{8}$  als Lauge ausgeschöpft wurde, was eine raschere Konzentration des Silbers ergab.

**Das Verfahren von Luce und Rozan** (Abzapfverfahren, Dampf-pattinsonieren) bildete seinerzeit einen Versuch, die kostspielige Handarbeit zu vermeiden. Das Blei wurde in einem von zwei hochgelegenen kleinen Kesseln von 3 t Inhalt eingeschmolzen und nach dem Schlickern in einen tiefer gelegenen größeren Kessel von 18 t Fassung abgestochen. Hier erfolgte die Abkühlung durch Einleiten von

Wasserdampf; sie wurde, wie beim Arbeiten mit Hand, auch durch Aufspritzen von Wasser beschleunigt. Nach dem Abscheiden der Kristalle ( $\frac{2}{3}$ ) konnte die Mutterlauge ( $\frac{1}{3}$ ) abgestochen werden. Inzwischen war in dem zweiten kleinen Kessel Blei mit demselben Silbergehalt wie die erzeugten Kristalle eingeschmolzen worden und wurde nach dem Aufheizen des großen Kessels mit dessen Inhalt vereinigt. Beim Einleiten von Dampf erhielt man Kristalle von geringerem Ag-Gehalt und eine entsprechend ärmere Lauge; diese Arbeit wurde so lange wiederholt, bis schließlich der große Kessel nur noch reines Weichblei aufwies. Die abgezapften Laugemengen gleichen Silbergehaltes mehrerer Arbeiten wurden, in Formen gegossen, vereinigt und wie das Ausgangsblei behandelt bzw. dienen zum Auffüllen der kleinen Kessel.

Trotz vieler Bemühungen, vor allem in Frankreich, ist es nicht gelungen, dieses gut ausgedachte Verfahren auf die Dauer zu halten, hauptsächlich wegen des großen Stockes an reichem Blei, der ständig vorhanden sein muß, und wegen der langen Dauer, die zur Realisierung des Edelmetallinhaltes erforderlich ist.

Auch ein Vorschlag von Treddinik, mit heb- und senkbaren Kesseln nach Art des Handpattinsonierens zu arbeiten und so den Massentransport von einem Kessel zum anderen zu erleichtern, hat keinen dauernden Erfolg gezeitigt.

Ein weiteres Verfahren zur Trennung von Blei einerseits, Edelmetall und Wismut andererseits durch elektrolytische Raffination des Werkbleies (nach Betts) wird im Kapitel „Blei“ Bd. 2 näher beschrieben. Die Verarbeitung der hierbei fallenden, die Edelmetalle und die Verunreinigungen, also auch das Wismut, enthaltenden Schlämme ist meist derart umständlich und kostspielig, daß das Verfahren sich nur bei einem hohen Bi-Gehalt von mindestens  $\frac{1}{2}\%$  oder bei Fehlen anderer Verunreinigungen lohnen soll.

### C. DAS ABTREIBEN DES REICHBLEIES (engl. cupellation).

Das Verfahren, Blei und Edelmetalle durch Abtreiben zu trennen, ist uralte; vor Einführung des Pattinson- und später des Zinkentsilberungsprozesses mußte alles edelmetallhaltige Werkblei, wollte man Gold und Silber daraus gewinnen, abgetrieben werden; heute wird das Verfahren nur noch auf Reichblei angewendet.

Es beruht auf der Tatsache, daß beim Überleiten von Luft über ein hoch erhitztes Bad von geschmolzenem edelmetallhaltigem Blei dieses sich oxydiert und das erzeugte Bleioxyd (PbO), die „Glätte“, in flüssiger Form abgezogen werden kann, während die Edelmetalle fast unverändert zurückbleiben. Es handelt sich also um einen normalen Raffinationsprozeß, bei dem das Blei als leichter oxydierbare Verunreinigung der Edelmetalle aufzufassen ist. Der Prozeß wird noch durch die Eigenschaft der Glätte, in der Hitze Sauerstoff zu lösen und wieder an das Bad abzugeben, unterstützt.

#### Rolle der Verunreinigungen.

Kupfer geht allmählich in die Glätte; sind große Mengen davon vorhanden, so wird ein Teil sehr zähe festgehalten und geht erst ganz zum Schluß heraus. Geringe Mengen  $\text{Cu}_2\text{O}$  bilden mit PbO ein Eutektikum, welches ein Treiben bei herabgesetzter Temperatur ermöglicht und so günstig wirkt.

Arsen und Antimon werden zum Teil verflüchtigt, zum anderen Teil gehen sie als Abstrich zu Beginn des Prozesses ab.

Wismut reichert sich gegen Schluß des Prozesses in der Glätte an, diese ist daher, je mehr man sich dem Ende des Prozesses nähert, um so wismutreicher, worauf bei deren Verarbeitung zu achten ist; die letzten Reste an Bi sind nur schwer zu entfernen. Da auch der Herd nicht unerhebliche Mengen Bi gegen Schluß aufnimmt, ist auch bei dessen Weiterverarbeitung Vorsicht am Platze.

Tellur ist am schwierigsten von allen Verunreinigungen zu entfernen; dies gelingt vollständig nur durch wiederholten Zusatz von Weichblei und dessen Abtreiben beim Fertigmachen oder durch Zugabe von Salpeter oder kaustischer Soda. Es gelingt so schließlich, 60% des Vorlaufens in Glätte überzuführen, 37 bis 38% zu verflüchtigen, während 2 bis 3% stets im Metall bleiben.

Die Temperatur ist während des Treibens so hoch zu halten, daß die erzeugte Glätte leicht flüssig bleibt, da sie sonst metallisches Blei und damit  $\text{Ag} + \text{Au}$  mechanisch festhält; bei einem Schmelzpunkt des  $\text{PbO}$  von  $879^\circ$  muß das Bad daher auf mindestens  $900$  bis  $1000^\circ$  erhitzt werden; zum Schluß muß die Möglichkeit einer Steigerung über den Schmelzpunkt des Silbers ( $960^\circ$ ), also auf  $1000$  bis  $1100^\circ$ , gegeben sein.

Bei Ermittlung des unteren Edelmetallgehaltes, der ein Blei noch treibewürdig erscheinen läßt, bei dem also die entstehenden Kosten durch den Gewinn im Vergleich zu anderen (Anreicherungs-) Methoden mehr als ausgeglichen werden, ist zu berücksichtigen, daß das gesamte, in nicht verkaufsfähige Glätte übergeführte Blei wieder einem Reduktions- („Frisch“-) Prozeß unterworfen werden muß, also im allgemeinen in den Schachtofen zurückgeht, und daß das hierbei gewonnene Werkblei den gesamten Entsilberungsbetrieb durchzumachen hat; andererseits hat man den großen Vorteil, die Edelmetalle auf dem kürzesten Wege zu gewinnen. Es ist also Sache des Betriebsleiters, unter genauer Berücksichtigung aller in Betracht kommenden Faktoren für den speziellen Fall seines Betriebes diese untere Grenze zu ermitteln. Die allgemeine Angabe von 1% Ag (bzw. einem entsprechenden Gehalt an Au) dient daher nur zur Charakterisierung der Größenordnung.

Die Menge des schließlich als Roh- oder „Blicksilber“ (engl. silver bullion) übrigbleibenden Silbers hängt natürlich von dem Edelmetallgehalt des Vorlaufens ab und muß in einem gewissen Verhältnis zu der Größe des Ofenherdes stehen; man ist daher meistens gezwungen, mit „Nachsetzen“ zu arbeiten, d. h. man gibt so lange frisches Reichblei in demselben Maße zu, in dem Glätte abläuft, bis sich die erforderliche Silbermenge im Ofen befindet; dabei erfolgt eine allmähliche Anreicherung des Bades bei ungefähr konstant bleibender Badtiefe (denselben Zweck kann man auch durch Eintränken reichen Materials — siehe S. 76 — erreichen).

Durch das Nachsetzen führt man dem Bade fortgesetzt wieder Verunreinigungen zu, falls man das zugesetzte Reichblei nicht vorher raffiniert; dieser Umstand ist von Einfluß auf die Zusammensetzung der fallenden Zwischenprodukte. Diese entsprechen, solange nicht nachgesetzt wird, zunächst den bei der Werkbleiraffination auftretenden (Kupferschlicker, Zinn-, Arsen-, Antimonabstrich); nach ihrer restlosen Entfernung bildet sich anfangs theoretisch reine Bleiglätte, die sich mit zunehmender Edelmetallkonzentration des Bades mehr und mehr an Silber und schließlich an Wismut anreichert; und

zwar steigt der Ag-Gehalt auch dann, wenn eine Verunreinigung durch mechanisch mitgerissenes Metall (als Träger der Edelmetalle) nicht vorliegt. Dieser Umstand und die Tatsache, daß im Gegensatz dazu Gold in metallfreien Glätten nur spurenweise vorhanden ist, deutet auf die Bildung von Silberoxyd, wahrscheinlich infolge Sauerstoffübertragung durch Glätte (s. S. 66). Andererseits läßt ein nennenswerter Goldgehalt der Glätten auf unsauberes Arbeiten schließen.

Die Erzeugung reiner, verkaufsfähiger Glätte, die ja ein wertvolles Verkaufsprodukt bildet, ist also nur möglich, solange der Silbergehalt des Bades noch niedrig und dieses außerdem frei von anderen Verunreinigungen bzw. Zwischenprodukten der Raffination ist. Wird nachgesetzt, so gehen diese natürlich laufend in die Glätte, und man erhält ein Mischprodukt, die sog. „Abzüge“; auf keinen Fall ist es dann möglich, Verkaufsglätte zu erzeugen.

Da die Treibarbeit bezweckt, die Edelmetalle möglichst weitgehend im Blicksilber auszubringen, so ergibt sich als eine der wichtigsten Forderungen für die Ausföhrung ein sauberes Abziehen der fallenden Zwischenprodukte, so daß diese metallisches (edelmetallreiches) Blei nicht enthalten. Da ferner die Gehalte der verschiedenen Glätteprodukte an Silber und Wismut für den Gang ihrer Weiterverarbeitung ausschlaggebend ist, so ist es ebenso unerläßlich, daß diese gewissenhaft getrennt gehalten werden (siehe das bereits S. 75 über Bi-haltige Produkte Gesagte); dies ist jedoch nur dann möglich, wenn die Form des Ofens die Bildung von Ansammlungen in „toten“ Ecken verhindert, die restlose Entfernung von Krusten u. dgl. gestattet. Schließlich ist zur raschen Realisierung der eingesetzten Edelmetalle deren Anhäufung im Ofenmauerwerk möglichst zu verhindern.

#### DIE TREIBÖFEN (engl. cupelling furnaces).

Zur Erzielung einer intensiven Oxydationswirkung wählt man die Form des Flammofens mit besonderer Luftzufuhr. Die erreichbare Temperatur soll mindestens 1000 bis 1100° betragen, viel höhere Temperaturen sind unnötig und wegen der dann eintretenden übermäßigen Verdampfungsverluste zu vermeiden. Die übrigen Forderungen, leichte Entfernung der Zwischenprodukte und geringe Anhäufung von Metall im Mauerwerk, kann man auf zweierlei Art erfüllen. Entweder man baut den Ofen sehr klein und versieht ihn mit einem leicht auswechselbaren Herd („englischer“ Treibofen); oder man baut den Ofen zwar größer, macht aber den Querschnitt rund oder rechteckig mit stark abgerundeten Ecken und versieht ihn außerdem mit einem eingestampften Herdfutter, das leicht und ohne große Kosten erneuert werden kann („deutscher“ Treibofen).

##### I. Der deutsche Treibofen (Fig. 58a u. b).

Es handelt sich hier um einen runden, seltener quadratischen oder rechteckigen Flammofen mit stark abgerundeten Ecken. Unterbau heute meist hohl gelagert aus mit Kanälen (zum Abziehen der Feuchtigkeit des Herdes) versehenem Ziegelmauerwerk; oberste Schicht der Sohle und Seitenwände aus Schamottesteinen, auf die der Herd derart aufgestampft wird, daß das Bad stets nur mit Herdmaterial in Berührung kommt. Der Ofen besitzt eine Arbeits-

tür zum Einführen von Eintränkmaterial, eine oder zwei Öffnungen für den Gebläsewind, dazwischen oder daneben schmale verschließbare Öffnungen zum Nachsetzen der Reichbleiblöcke. Gegenüber, neben der Feuerung, befindet sich die Arbeitstür zum Abziehen der fallenden Zwischenprodukte; sie reicht beinahe bis zum tiefsten Punkt des Herdes herab und wird vor Inbetriebnahme mit Herdmaterial gut ausgestampft, so daß die Möglichkeit besteht, ihre obere

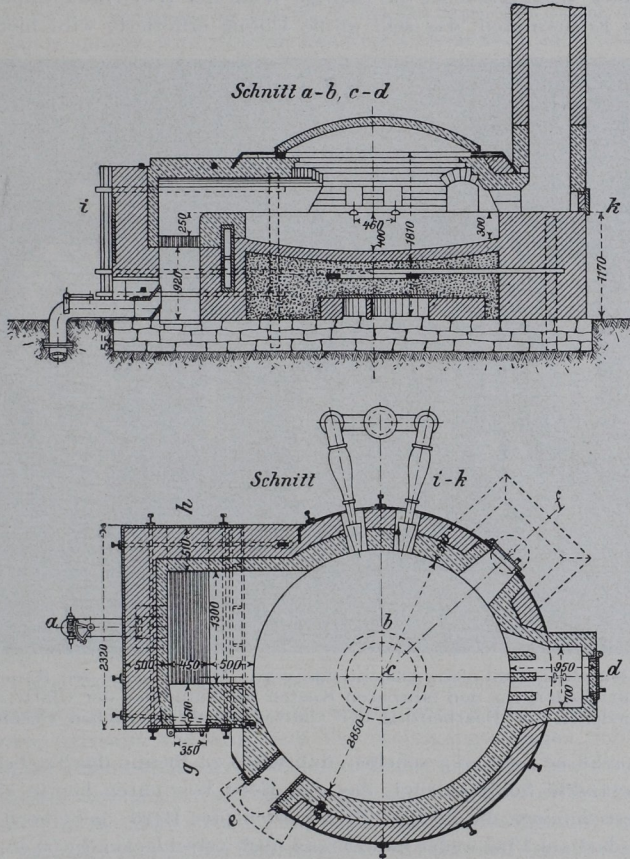


Fig. 58a. Deutscher Treibofen, Aufriß und Grundriß.  
(Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.)

Kante stets auf fast gleicher Höhe mit der Badoberfläche zu halten und die flüssigen Zwischenprodukte (Abzüge, Glätte usw.) darüber durch eine hier mittels des „Glätthakens“ angebrachte Rinne, die „Glättgasse“, ablaufen zu lassen (Arbeiten mit „offener Brust“). Auf diese Weise ist es möglich, mit einiger Sorgfalt ein mechanisches Mitreißen von Metall zu vermeiden. Das Gewölbe bildet ein mittels Kranes abhebbare oder auf Rollen und Schienen ausfahrbare Haube aus Schamotte.

Lichte Maße:

runder Ofen . . . 2,50 bis 3,60 m Dm., Fassung 10 bis 20 t  
 quadratischer Ofen 3,50 × 3,50 m Querschnitt, Fassung 20 bis 25 t,  
 rechteckiger Ofen 4,00 × 2,65 m Querschnitt, Fassung ca. 25 t.

Gesamtdurchsatz (mit Nachsetzen): 50 bis 80 t.

Tiefe des Herdes: 0,35 bis 0,50 m.

Von größter Wichtigkeit ist die richtige Wahl der Herdmasse und deren sorgfältiges Einstampfen, das sehr große Übung erfordert; wird hierbei ein

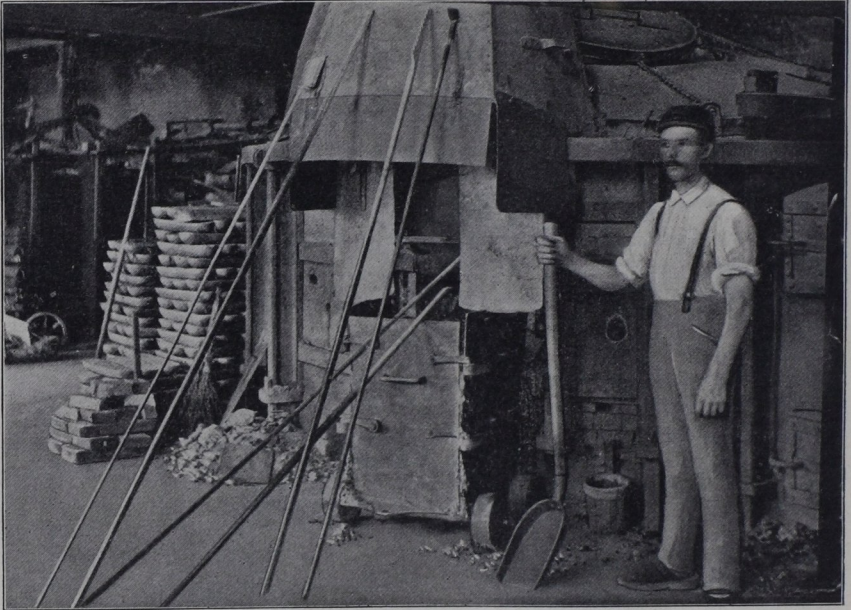


Fig. 58b. Deutscher Treibofen, Ansicht von vorn. Man erkennt den Rauchabzug vor dem Glätteloch sowie den fahrbaren Kasten für Aufnahme der Glätte und die verschiedenen zur Bearbeitung der Glättégasse erforderlichen Gezáhe.

Fehler gemacht, so kann es geschehen, daß schon zu Beginn des Treibens Blei auf die gemauerte Sohle gelangt, das den Herd von unten her in einzelne Schollen zertrümmert, die hochgehoben werden (der Herd „geht hoch“); die Herdmasse darf auf PbO weder reduzierend noch verschlackend wirken, in der Hitze nicht so stark schwinden, daß sich Sprünge bilden, und soll trotzdem porös sein, um möglichst viel von den Verunreinigungen aufzusaugen und dadurch das Treiben zu beschleunigen.

Beispiele von Herdmassen:

1. Dolomit . . . . .	75%	2. (Ver. St.) Kalkstein	6 Raumteile
Ton . . . . .	25%	Ton . . . . .	1 Raumteil.
3. getrockneter Mergel . . . . .	70%	4. gemahlener Kalk . . . . .	65 bis 66%
gemahlener Kalk . . . . .	15%	Magnesit . . . . .	1 „ 2%
Ton . . . . .	10%	Tonerde . . . . .	5 „ 7%
Magnesit . . . . .	5%	Sand . . . . .	25 „ 28%

Zweckmäßig setzt man diesen Mischungen noch gebrauchtes Herdmaterial zu. Die einzelnen Bestandteile werden gemahlen und durch ein Sieb mit 40 bis 60 Maschen/qcm gesiebt, gut gemischt und in schwach angefeuchtetem Zustand (die Masse soll sich ballen lassen, ohne an der Hand zu kleben) mittels eiserner Stampfer eingestampft. Der Gehalt an Tonerde darf nicht zu hoch sein, da die Masse sonst zu stark schwindet und reißt; bei zu hohem Kalkgehalt wird der Herd zu locker und porös, saugt zuviel Metall auf; zuviel  $\text{SiO}_2$  verschlackt  $\text{PbO}$ . Besonders schädlich ist Fe, vor allem als Sulfid. Zu starkes Stampfen macht den Herd zu fest, so daß er springt; wird zu wenig gestampft, bleibt er zu porös und nimmt zuviel Blei bzw. Edelmetall auf. Ein zu hoher Wasserzusatz macht das Stampfen unmöglich, bei zu geringem Feuchtigkeitsgehalt der Masse springt diese plattenförmig ab.

Herdstärke: unten 15 cm, an den Seiten 26 cm, an der Brust und Feuerbrücke 45 cm.

Feuerung: Meist Planrost mit Unterwind zur Verbrennung minderwertiger Brennstoffe. Verhältnis Rost-: Herdfläche = 1:10 bis 1:12. Die Fuchsöffnung ist meist unterteilt, so daß man durch Einsetzen von Steinen Stauung der Feuerungsgase und damit eine vollständige Bepflügelung des Bades erreichen kann. Der Brennstoffverbrauch ist natürlich von der Dauer und Art des Treibens bzw. vom Edelmetallgehalt des Reichbleies abhängig; er kann bis 20% des Einsatzes an Steinkohle bzw. bis 30% Braunkohle betragen (Armtreiben).

Aufgeblasene Windmenge: Anfangs 3 bis 4, später 6 bis 8 cbm/Min. (2,5 m Ofen); Windpressung: 26 bis 33 cm WS.

Der deutsche Ofen kommt vor allem dort in Betracht, wo große Mengen relativ armen Reichbleies abzutreiben sind; er gestattet, im Gegensatz zum englischen Ofen, das Eintränken von reichem Material und die Erzeugung von Verkaufsglätte, da infolge des großen Fassungsvermögens zunächst auch ohne Nachsetzen gearbeitet werden kann; ist das Vorlaufen reich, so kann unter Umständen ein Nachsetzen ganz unterbleiben. Die Saugfähigkeit des Herdes für Verunreinigungen ergibt zwar eine anfängliche Beschleunigung des Treibeprozesses, indessen wandern diese Verunreinigungen gegen Schluß mit zunehmender Edelmetallkonzentration des Bades wieder in dieses zurück, so daß es praktisch unmöglich und zum wenigsten nicht wirtschaftlich ist, auf einem solchen Herd in einem Arbeitsgang Blicksilber zu erzeugen. Es empfiehlt sich daher, nach Erreichen eines Silbergehaltes von (je nach dem Reinheitsgrad des Ausgangsmaterials) 50 bis 80% abzubrechen, das erzeugte sog. Bleileder auszuschöpfen und in einem neuen oder für diesen Zweck reservierten Herd fertigzutreiben (diese Arbeit kann auch in einem englischen Ofen erfolgen). Man unterscheidet dann ein „Armtreiben“ (engl. concentrating) und „Reichtreiben“. Ist der Goldgehalt so gering, daß eine Scheidung des erzeugten Blicksilbers sich nicht lohnt, so muß außerdem ein „Feinbrennen“ auf verkaufsfähiges „Feinsilber“ mit  $^{998}_{1300}$  bis  $^{999}_{1000}$  Ag erfolgen; dies ist bei scheidewürdigem „Güldisch“, wo es wegen der anschließenden Scheidearbeit auf den Reinheitsgrad nicht in gleichem Maße ankommt, nicht nötig.



## Praktische Ausführung.

Nach dem Einsetzen des Reichbleies von oben bei ausgefahrener Haube wird diese wieder aufgesetzt und, vor allem wenn der Herd neu ist, der Ofen zunächst schwach angeheizt (zweckmäßig mit Holz, Verbrauch: 0,5 bis 3,5 cbm), um ein Springen des Herdes mit nachfolgendem Hochgehen zu vermeiden. Ist alles eingeschmolzen, erfolgt Abziehen der Kupferschlicker, darauf Hochfeuern und Aufblasen von Luft.

Der Wind soll stets die blanke Badoberfläche treffen und so gerichtet sein, daß die Oxydationsprodukte in kreisende Bewegung geraten, so von selbst an die Abzugsöffnung gelangen und hier überlaufen; ein Nachhelfen mittels des „Streichholzes“ (ein an einem eisernen Haken befestigtes Rundholz, ca. 8 bis 10 cm dick, 30 bis 40 cm lang) soll möglichst vermieden werden. Die Höhe der Brust ist entsprechend der Niveauabnahme des Bades mittels eines meißelförmigen Instrumentes vorsichtig zu verringern. Um zu hohe Metallverluste zu vermeiden, soll das Bad stets ungefähr zur Hälfte mit Glätte bedeckt sein, ist die Bedeckung stärker, tritt Verlangsamung des Prozesses ein.

Nach Abziehen der Abstriche kann bei sehr niedrigem Edelmetallgehalt, wenn es sich z. B. um ein armes Reichblei vom Schachtofen handelt, mit dem Treiben auf Verkaufsglätte begonnen werden; dies setzt allerdings eine vorhergehende vollkommene Entfernung des Kupfers durch sehr sorgfältiges Seigern voraus. Nach Beendigung dieser Arbeit, d. h. wenn der Silbergehalt der Glätte auf über 12 g/t gestiegen ist, oder bei reichem Einsatz sofort, wird auf eine sog. „arme“ Glätte getrieben, d. h. auf ein Produkt, das in die Werkbleiarbeit im Schachtofen gehen kann; die obere Grenze ihres Silbergehaltes ist, wie bereits früher ausgeführt, Kalkulationssache, die des Wismutgehaltes richtet sich nach der Menge des sonst im Betriebe fallenden wismutarmen Weichbleies bzw. dessen Wismutgehalt; dieser soll im Verkaufsprodukt durchschnittlich 0,01% nicht übersteigen. Natürlich kann auch hier mit Nachsetzen gearbeitet werden; man erhält dann an Stelle der Abstriche und der armen Glätte zunächst gemischte Abzüge; mit Nachsetzen hört man im allgemeinen dann auf, wenn der Silberinhalt des Bades rechnungsmäßig so hoch gestiegen ist, daß nach Beendigung des anschließenden Armtreibens der Herd noch mindestens zur Hälfte gefüllt ist.

Gegen Ende des Armtreibens fällt sog. „reiche“ Glätte, deren Edelmetall- oder Wismutgehalt bereits so hoch ist, daß das daraus gewonnene Blei nicht in die Weichbleiarbeit wandern darf, sie muß also auf Reichblei verarbeitet werden; dasselbe Produkt fällt natürlich auch bei dem nun anschließenden Reichtreiben; es wird schließlich unter Umständen so wismutreich, daß man es direkt auf Wismut verarbeiten kann und dann als „Wismutglätte“ gesondert hält. Wo die Grenze zwischen reicher und Wismutglätte zu ziehen ist (ca. 10% Bi), ist ebenfalls Sache der Kalkulation.

Gegen Ende des Reichtreibens wird die das Bad mehr oder weniger bedeckende Glätteschicht immer dünner und zieht sich schließlich an die Ränder zurück, so daß der blanke Silberspiegel freiliegt: „Silberblick“, eine Erscheinung, die in früheren romantischeren Zeiten Anlaß zu allen möglichen poetischen Ausschmückungen gegeben hat.

Bei getrenntem Arm- und Reichtreiben wird nach Erreichung des gewünschten Silbergehaltes ausgeschöpft und in einem anderen Ofen fertiggetrieben. Das Ausschöpfen kann vermieden werden, wenn man die Haube abhebt und mittels des Kranes ein Gitterwerk von Flacheisen, sog. Messer, in das noch flüssige Bad einsenkt; man kann dann nach dem Erstarren den ganzen Kuchen herausheben und leicht zerkleinern.

Um die letzten Mengen an Kupfer und Tellur aus dem Blicksilber zu entfernen, wird zum Schluß noch etwas Salpeter oder ein Block Weichblei zugesetzt und abgetrieben; den letzten sich bildenden Glätterest steift man mit Knochenasche, Mergel od. dgl. an. Bei Herstellung von scheidewürdigem Silber schöpft man schließlich in Anodenformen aus oder „granuliert“ das Blicksilber, falls es auf nassem Wege geschieden werden soll; dies geschieht dadurch, daß man es in dünnem Strahl in ein Gefäß mit Wasser gießt und, um hierbei einzelne Körner zu erhalten, das Metall beim Eintritt in das Wasser durch einen hin und her bewegten Besen oder einen Lattenrost (Hettstedt) zerteilt. Durch das Granulieren erzielt man eine für die nachfolgende Behandlung mit Lösungsmitteln günstige bedeutende Vergrößerung der Oberfläche. Soll Feinsilber (das also nicht mehr geschieden wird) hergestellt werden, so schöpft man den Blick aus, gießt in Blockform und setzt in den Feinbrennofen ein. Zum Auskellen benutzt man eiserne, mit Ton ausgeschmierte Löffel. Die Arbeit ist sehr schwer und infolge der hohen Temperatur äußerst anstrengend.

Bis zu welchem Feingehalt zu treiben ist, wird von den Scheideanstalten vorgeschrieben, d. h. diese belegen die Verunreinigungen von einer gewissen unteren Grenze ab mit Strafen, die unter Umständen den gesamten Gewinn für den Goldinhalt illusorisch machen können. Es empfiehlt sich daher, den Feinheitsgrad möglichst weit zu treiben. Ein geübter Treiber ist in der Lage, ihn am Spratzen einer Probe bis auf  $\frac{1}{1000}$  bis  $\frac{2}{1000}$  zu erkennen (s. S. 67).

Von den fallenden Zwischenprodukten läßt man die Abzüge und Abstriche am einfachsten auf die mit etwas Mergel bedeckte Arbeitssohle laufen; sie können nach dem Erstarren in dünner Schicht bequem mit der Schaufel aufgeladen werden. Für die Aufnahme der Glätte bedient man sich kleiner gußeiserner Kasten mit lose verbundenen Seitenwänden, die auf eine fahrbare Grundplatte aufgesetzt sind; die Zerkleinerung des so entstehenden Kuchens ist nach Entfernung der Seitenwände nicht schwierig. Um die einmal festgelegten Gehaltsgrenzen der einzelnen Glättesorten genau innehalten und diese getrennt lagern zu können, empfiehlt es sich, die einzelnen Glättkekuchen bis zur Feststellung der Gehalte getrennt zu halten. Wegen der Behandlung der Verkaufsglätte vgl. „Blei, Glättfabrikation“, Bd. 2.

Ein sehr wichtiges Zwischenprodukt bildet das herausgenommene gebrauchte Herdmaterial, kurz „Herd“ genannt. Wenn irgend möglich, läßt man den Herd so lange im Ofen, bis er nach einer mehr oder weniger großen Anzahl von Treiben von selbst hoch kommt; nur dort, wo man gezwungen ist, in ein und demselben Ofen Arm- und Reichtreiben getrennt auszuführen, wo also nur ein Treibofen zur Verfügung steht, wird nach Anhäufung der für ein oder mehrere Reichtreiben erforderlichen Menge Bleileder der alte Herd herausgenommen und durch einen neuen ersetzt. Das alte Herdmaterial ist in nach oben zu-

nehmendem Maße mit Metall und Oxydationsprodukten durchtränkt, und zwar ist die oberste Schicht am metall- bzw. edelmetallreichsten. Sie wird daher abgesondert und in einem Kollergang gemahlen, wobei die Metallkörner sich abplatteln und durch Absieben von dem oxydhaltigen Rest getrennt werden können; sie gehen ohne weiteres in das nächste Reichtreiben. Die unterste, in ihrer Zusammensetzung am wenigsten veränderte Schicht wird ebenfalls gemahlen und bei Anfertigung neuen Herdmaterials zugesetzt. Alles übrige wandert unzerkleinert in den Schachtofen zur Reicharbeit.

Beispiele.

1. Armtreiben ohne Eintränken:

Deutscher Ofen von 15 t Fassung; Gesamtdurchsatz 50 t in 7 mal 24 Stunden.  
Brennmaterialverbrauch: 3,5 cbm Holz zum Anwärmen, 9,4 t = 18,8% Steinkohle. Arbeiterzahl bei Tage 2, nachts 1 Mann.

Ausbringen:	0,1 t Abzüge,
	5,1 t Verkaufsglätte,
	36,4 t arme („Frisch“-) Glätte,
	2,0 t reiche Glätte,
	3,6 t armer Herd,
	1,0 t reicher Herd,
	<hr/>
	48,2 t Zwischenprodukte,
	2,0 t Bleileder mit 70% Ag + Au.

2. Arm- und Reichtreiben mit Eintränken von Elektrolysenschlamm:  
Von dem gesamten ausgebrachten Silber fanden sich beim

	Armtreiben	Reichtreiben	gesamt
	%	%	%
im Abzug . . . . .	13,0	0,3	13,2
in der (armen und reichen) Glätte . . . . .	4,0	5,6	8,5
in der Bi-Glätte . . . . .	—	0,1	0,1
im Bleileder . . . . .	80,9	—	—
im Blicksilber . . . . .	—	93,9	76,0
im Herd . . . . .	2,1	0,1	2,2

Das direkte Ausbringen an Silber betrug also 76,0%, während 24% des vorgelaufenen Silbers in Form von Zwischenprodukten repetiert werden mußten.

2. Der englische Treibofen (Fig. 59 u. 60).

Im Gegensatz zu dem größeren deutschen besitzt der in den Vereinigten Staaten bevorzugte englische Ofen einen beweglichen und auf einem Fahrgestell heraus- und hereinfahrbaren, auf diese Weise leicht auswechselbaren Herd (engl. test); dieser besteht aus einem Rahmen („Testring“) aus Flacheisen mit Querbändern auf der Unterseite oder, besser, aus einem flachen Blechkasten, in den die Herdmasse eingestampft wird; es gibt auch, vor allem in den Vereinigten Staaten, solche mit Wasserkühlung am Umfang oder nur an der Vorderseite (Brust). Die Form des Herdes ist rechteckig oder (meist) seitlich ausgeschweif. Während des Betriebes ruht er hinten fest auf, während das vordere Ende häufig heb- und senkbar aufgehängt ist, um zum Schluß eine vollkommene Entleerung zu ermöglichen.

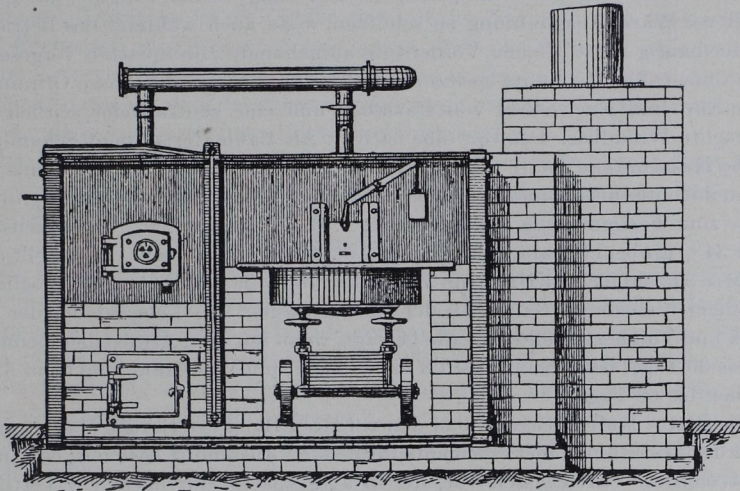


Fig. 59. Englischer Treibofen; Ansicht. (Aus Collins, Metallurgy of Lead.)

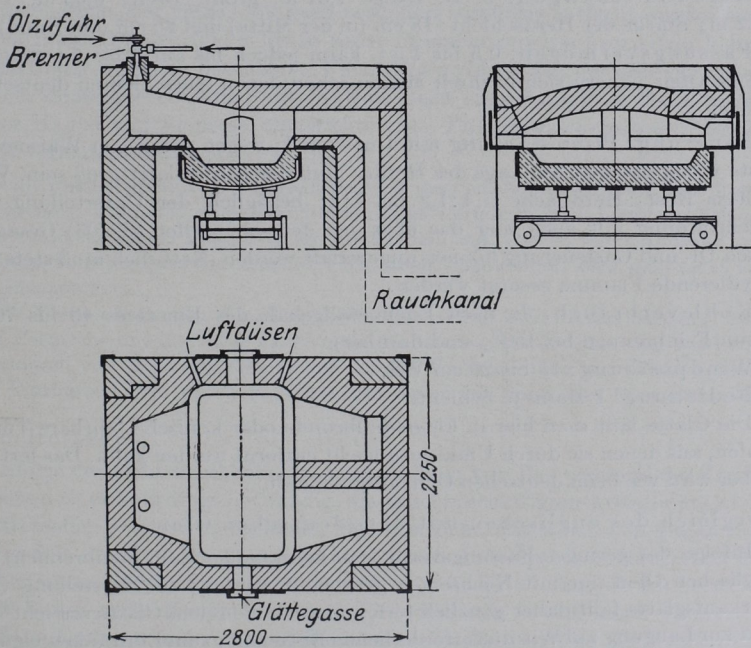


Fig. 60. Englischer Treibofen für Ölfuehrung. (Aus W. Laatsch, Die Edelmetalle.)

Die übrigen Teile des Ofens (außer der Feuerung) dienen lediglich dazu, den Herd vor Wärmeausstrahlung zu schützen, wozu auch während des Betriebes an der häufig sonst offenen Vorderseite aufgehängte Blechplatten vorgesehen sein können. Die Rückseite besitzt durch Blechdeckel verschließbare Öffnungen zum Ein- und Nachsetzen von Blockblei und eine zentral oder seitlich angebrachte Winddüse. Das Gewölbe ist fest. Als Baumaterial dient Schamotte.

Die Herdmasse kann ebenso zusammengesetzt sein wie die der deutschen Öfen, doch nimmt man mit Vorliebe ein dichteres Material, vor allem, wenn der Ofen zum Fertigmachen benutzt wird: z. B. Beton aus 25% Schlackensand oder 34% grobem Schamottmehl und 75% bzw. 66% Zement. Man stellt eine größere Anzahl fertiger Herde im Vorrat her und läßt sie längere Zeit, möglichst in einem besonderen Raum, an der Luft trocknen. Die Lebensdauer der aus Kalk und Ton hergestellten Herde beträgt, wenn nur zum Armtreiben benutzt, 15 bis 30 Tage, beim Feintreiben 3 bis 10 Tage; mit Wasserkühlung beim Armtreiben bis 60 Tage.

Die Glätte läuft entweder über den vorderen Rand des Herdes über — dann muß der Testrahmen hier einen entsprechenden Ausschnitt besitzen; oder man sieht mehrere Glättegassen vor, die in ausgesparte, durchgehende Vertikalkanäle münden. Betonherde müssen natürlich mit fallender Badtiefe vorne gesenkt werden; dasselbe gilt für solche mit wassergekühlter Brust.

Herda bmessungen: z. B. Länge 1,37 m, größte Breite 0,63 m, Tiefe 0,12 m; Stärke der Herdschicht: 18 cm (in der Mitte) und 25 cm (am Rand).

Fassungsvermögen: 0,5 bis 1,5 t, kann jedoch bis auf 5 bis 6 t steigen; solche Öfen nähern sich in ihren Maßen schon denen eines kleinen deutschen Ofens.

Feuerung: Planrost, häufig mit Unterwind; wegen der gegen Wärmeverluste wenig geschützten Lage des Herdes muß der Rost relativ groß sein. Verhältnis Rost-: Herdfläche = 1:1,2 bis 1:2; bezüglich der Unterteilung der Fuchsöffnung gilt auch hier das über den deutschen Ofen (S. 103) Gesagte. Auch Öl- und Gasfeuerung können angewandt werden. Natürlich muß stets für oxydierende Flamme gesorgt werden.

Kohleverbrauch: Je nach Edelmetallgehalt des Einsatzes 40 bis 70% (beim Feinbrennen bis 150% und darüber).

Windpressung: 15 bis 20 cm WS.

Bedienung: 1 Mann je Schicht.

Die Glätte läßt man hier in kleine halbrunde oder konische fahrbare Töpfe laufen, aus denen sie durch Umkippen leicht entfernt werden kann. Das fertige Silber wird wie beim deutschen Ofen ausgeschöpft.

Vergleich des englischen mit dem deutschen Ofen.

Infolge des geringen Fassungsvermögens kann (außer beim Feinbrennen) im englischen Ofen nur mit Nachsetzen gearbeitet werden; die Herstellung von Verkaufsglätte fällt daher gänzlich fort, und auch die reiche Glätte erreicht nie den zur Laugung auf Wismut erforderlichen Bi-Gehalt; zum Eintränken eignen sich höchstens ganz reiche Legierungen. Dagegen sind die Unterbrechungen beim Auswechseln eines Herdes sehr kurz, und auch die Menge des in den Be-

trieb zurückgehenden reichen Herdmaterials ist geringer als beim deutschen Treibofen. Außerdem ist die Gefahr, daß mit der Zeit doch eine Ansammlung von Edelmetall im Ofenmauerwerk erfolgt, hier im Gegensatz zu dort vollkommen ausgeschlossen. Das Ausbringen der eingesetzten Edelmetallmengen erfolgt also rascher, die Zinsverluste sind geringer, wenn auch der Betrieb teurer ist, vor allem infolge des hohen Brennstoffverbrauches.

Man benutzt daher den englischen Ofen hauptsächlich in kleinen Betrieben, ferner zum Reichtreiben und überhaupt zur Verarbeitung reicherer Bleisorten und Legierungen.

#### Die Feinbrennarbeit.

Wie bereits erwähnt, ist ein besonderes, an das Fertigtreiben anschließendes Feinbrennen nur dann erforderlich, wenn ein nicht scheidewürdiges Raffinat für den Verkauf an die Kundschaft erzeugt werden soll. In manchen Fällen wird zwar auch das Fertigmachen von güldischem Silber als Feinbrennen bezeichnet und wohl auch im Feinbrennofen ausgeführt, indessen ist die Bezeichnung dann nicht vollkommen korrekt.

Die Arbeit unterscheidet sich im Prinzip durchaus nicht vom Fertigtreiben des Blicksilbers, doch muß auf einen Ag-Gehalt von  $998/1000$  bis  $999/1000$  getrieben werden; dies ist natürlich nur auf einem vollkommen sauberen Herd und mit sauberem Gezähe möglich. Die Entfernung der letzten Mengen an Cu und Bi erfolgt auch hier durch Zusatz von Weichblei und Ansteifen der Glätte mittels Knochenasche oder Mergel, die ganz besonders sorgfältig entfernt werden muß.

Die Ausführung findet heute meist in einem englischen Ofen kleiner Bauart oder in einem besonderen Feinbrennofen statt, der ähnlich wie ein kleiner deutscher Treibofen mit ovalem, meist eingestampftem Herd, beweglicher Haube und Planrost eingerichtet ist. Fassungsvermögen: bis 2 t, meist bedeutend geringer.

Beim Feinbrennen in Tiegeln benutzt man solche aus Graphit oder Eisen, die in einen Windofen eingesetzt werden. Das Verfahren wird hauptsächlich auf sehr edelmetallreiche Produkte, Ag-Au-Könige und -Barren mit Cu-Gehalt, wie sie beim Verschmelzen von Münzmetallen fallen, angewendet, zieht man nicht vor, sie einzutränken.

Die Verunreinigungen (Cu, Pb, Bi) werden durch Zugabe von Salpeter, Soda und Pottasche oxydiert. Zur Entfernung der letzten Spuren setzt man wohl auch (Verfahren von Rössler) Silbersulfat zu. Ein Umherspritzen von Silber während des Einrührens wird durch Bedecken des Bades mit Sand oder Glas verhindert.

#### Arbeiterschutz.

Infolge der nicht unerheblichen Verdampfung von Blei während der Treibearbeiten ist es unbedingt notwendig, die dabei beschäftigten Arbeiter gegen die auftretenden Dämpfe zu schützen. Dies geschieht, abgesehen von gutem Zug, unter dem die Treiböfen stehen müssen, durch Anbringen von Hauben an den Arbeitstüren, welche die austretenden Gase in die Luft außerhalb des Gebäudes oder besser in die Kanäle absaugen. Trotzdem läßt es sich kaum vermeiden, daß die Leute ab und zu etwas Bleidampf schlucken, und da alle Vorschriften über das Tragen von Respiratoren u. dgl. meist deshalb illusorisch sind, weil sie nur in Anwesenheit der Aufsichtsorgane befolgt werden, so empfiehlt es sich,

nur die auf Grund häufiger, eingehender Untersuchung als widerstandsfähig erkannten Arbeiter bei dieser Arbeit zu belassen; außerdem müssen sie die Möglichkeit haben, täglich zu baden, müssen zu peinlicher Mundpflege angehalten werden und besondere Arbeitskleidung erhalten; auch die kostenlose Verabfolgung von Milch und Speck ist zweckmäßig.

Der Verdampfungsverlust an Silber ist im allgemeinen nicht so groß, wie man gewöhnlich annimmt; er beläuft sich im Durchschnitt auf ca. 0,5% des Vorlaufes und ist bei armem Blei größer als bei reichem, da dessen Silberinhalt länger den die Verluste bedingenden Einflüssen (hohe Temperatur unter Aufblasen von Wind bzw. rascher Erneuerung der Dampfphase, Verdampfung von Pb und PbO) ausgesetzt ist.

Die Verdampfung von Gold ist bei Innehaltung der angegebenen Temperaturen minimal.

Die Verdampfung von Blei wird zu 3 bis 8% angegeben, ist jedoch wahrscheinlich eher niedriger als höher; allerdings findet infolge der zum Teil wiederholten Repetition des vorgelaufenen Bleies eine starke Steigerung statt, wenn man bis zum fertigen Weichblei rechnet, und man kann dann auf Zahlen zwischen 20 und 30% kommen. Jedenfalls ist eine gute Kondensationsanlage durchaus zweckmäßig.

#### Die Edelmetallrechnung.

Von größter Wichtigkeit ist es, sich nach beendetem Treiben darüber klar zu werden, wieviel von dem eingesetzten Edelmetall vom Herd und den Zwischenprodukten aufgenommen wurde. Dazu ist eine gewissenhafte Verwiegung und Bemusterung sämtlicher ein- und ausgehenden Produkte erforderlich; die Differenz muß dann, soweit sie nicht verdampft ist, im Herd zu finden sein bzw. im Mauerwerk des (deutschen) Ofens; um sich von der vom Mauerwerk aufgenommenen Menge ein Bild zu machen, kann man nach Entfernung des Herdes und evtl. vorhandener Bleischwarten auf der Sohle diese an einigen Stellen anbohren und die Muster untersuchen. Ist die aufgenommene Menge groß, so muß die oberste Steinlage entfernt und erneuert werden. Bestehen trotz Berücksichtigung dieser Mengen noch erhebliche Differenzen, so hat man sein Augenmerk auf die Möglichkeit von Diebstählen zu richten. Solche werden naturgemäß mehr beim Reichtreiben und Feinbrennen als beim Armtreiben ausgeführt und die Gefahr ist am größten beim Ausschöpfen. Bei dieser Arbeit und schon einige Zeit vorher muß daher eine Vertrauensperson (Betriebsassistent oder Obermeister) ständig zugegen sein. Das ausgeschöpfte Bleileder, Blick- und Feinsilber muß von dieser persönlich verwogen und in ein diebessicheres Gewölbe eingeschlossen werden.

Bei einiger Übung ist es ohne weiteres möglich, im voraus zu berechnen, welche Edelmetallmenge zur Verwiegung gelangen muß, da die vom Herd und evtl. Mauerwerk aufgenommenen Quantitäten ziemlich gleichmäßig sind und nach der Anzahl der Treiben berechnet werden können. Jedenfalls muß der Betriebsleiter die volle Verantwortung für die ihm anvertrauten Werte tragen und darf nicht erst am Ende des Jahres zu der Erkenntnis gelangen, daß er laufend bestohlen wurde.

### Die Verarbeitung der Kupfer-Elektrolyschlämme.

Wo Blei oder Glätte für die prinzipiell anzuwendende Eintränkarbeit nicht zur Verfügung steht, wie in den meisten elektrolytischen Kupferraffinerien der Vereinigten Staaten, ist man gezwungen, die Schlämme für sich auf Guldisch zu verschmelzen. Dies geschieht nach möglichst weitgehender Entfernung des darin enthaltenen und unter Umständen recht hohe Beträge erreichenden Kupfers, da dieses bei der nachfolgenden Scheidung nur stört. Auch dort, wo die Schlämme eingetränkt werden, wie meist in Deutschland, empfiehlt sich eine vorhergehende Entfernung von Kupfer.

Da das Kupfer in metallischer Form vorhanden ist, muß dem Lösungsmittel (verdünnte Schwefelsäure) entweder, wie früher, ein Oxydationsmittel (Salpeter) zugesetzt werden (s. S. 331), oder man führt das Kupfer vor der Laugung durch oxydierendes oder sulfatisierendes Rösten in lösliche Form über. Diese Methode ist wegen der vielen Nachteile des Salpeterzusatzes (giftige Dämpfe, lange Laugedauer, geringe Haltbarkeit der Gefäße, lästige Anhäufung der Alkali-Salze in der Elektrolyse) heute allein noch in Anwendung. Man verwendet dazu einen kleinen Flammofen, auf dessen Herd der Schlamm direkt noch feucht gepumpt wird; oder er nimmt eine Anzahl eiserner Pfannen auf, die mit dem Schlamm gefüllt werden. Ein vorhergehendes Auswaschen ist nicht nötig, da die anhaftende Lauge die Sulfatisierung begünstigt, dagegen setzt man unter Umständen noch konzentrierte Schwefelsäure zu. Die erforderliche Temperatur ist je nach der Natur des Schlammes sehr verschieden (zwischen  $105^{\circ}$  und  $500^{\circ}$ ) und muß empirisch ermittelt werden; bei Anwendung der höheren Temperaturen findet leicht auch Sulfatisierung des Silbers statt, das dann ebenfalls in Lösung geht; man ist dann gezwungen, zu dessen Wiederausfällung bei der Laugung etwas rohen, met. Kupfer enthaltenden Schlamm zuzusetzen. Die Laugung selbst erfolgt mittels verdünnter Schwefelsäure in mechanisch betriebenen Rührbehältern mit Bleiauskleidung oder in Pachucaturmen (s. S. 32) unter gleichzeitiger Erhitzung mittels Dampf. Es folgt Auswaschen durch Dekantation (s. S. 34) und Filtrieren; die Washwässer gehen in die Laugung zurück. Soll der Schlamm, etwa zum Zwecke des Versandes an eine Bleihütte, getrocknet werden, so kann auf Filtration verzichtet werden und man pumpt nach dem Eindicken direkt in den zum Trocknen dienenden Flammofen; hier wird unter Zusatz von Soda auf dunkle Rotglut erhitzt, wobei ein Teil des Se entweicht.

Zum Verschmelzen des bis auf 1 bis 3% entkupferten und getrockneten Schlammes dienen kleine, ölgefeuerte, mit Magnesit- oder Chromziegeln ausgemauerte Flamm- oder Treiböfen. Dabei sollen die Verunreinigungen in eine dünnflüssige Schlacke oder einen Abzug übergeführt werden, was man je nach deren Natur und Menge durch Zuschlag von Kieselsäure, Kalk, calc. Soda, Natriumbisulfat oder dergleichen erreicht; durch gelegentliches Einrühren von etwas Kohle gelingt es, diese Schlacken verhältnismäßig arm zu machen (17 bis 137 g/t Au, 0,4 bis 1,7% Ag). Gearbeitet wird mit Nachsetzen unter Aufblasen von Luft und häufigem Abstechen der Schlacke und Abzüge. Hauptsache ist ein möglichst rasches Ausbringen der Edelmetalle; daher eignen sich kleine Öfen mit rundem Querschnitt, die weniger Metall aufsaugen und  $5\frac{1}{2}$  bis 7,2 t in



48 bis 60 Stunden durchsetzen, besser als große Öfen mit einem Durchsatz von 11 bis 13,5 t in 90 bis 120 Stunden.

Direkt anschließend an das Raffinationsschmelzen wird fein getrieben unter Zusatz von Salpeter oder einem Gemisch von Salpeter und Soda. Die hierbei fallenden Schlacken sind sehr reich und wandern daher nach dem Auslaugen des Salzüberschusses in den Betrieb zurück. Die übrigen, neben den Edelmetallen in der Hauptsache Pb, Sb, As und Cu enthaltenden Schlacken werden an Kupfer- oder Bleihütten verkauft und wandern hier in die Stein-, Blei- oder eine besondere Reicharbeit.

Bei gleichzeitig hohem Cu- und Se- bzw. Te-Gehalt der Schlämme bildet sich ein Stein oder eine Speise, beides wegen ihres hohen Edelmetallgehaltes besonders unangenehme Zwischenprodukte; man zieht sie, soweit die direkte Oxydation im Ofen mit Salpeter nicht möglich ist, gesondert ab, mahlt, röstet, entfernt Cu durch Laugen mit Schwefelsäure und gibt den Laugerückstand in den Ofen zurück. (Derartige Zwischenprodukte können sich auch bei der Eintränkarbeit bilden.)

## II. Laugeverfahren (lixiviation-processes).

Sie spielen, wie bereits oben (S. 73) gesagt, nur dann eine Rolle, wenn der trockene Weg nicht anwendbar ist, sei es, daß die Brennstoffkosten zu hoch sind oder der Transport zur nächsten Bleihütte zu weit usw. Die beiden wichtigsten Verfahren sind dann das der Amalgamation, evtl. nach vorhergegangener chlorierender Röstung, und das der Cyanlaugung, welches heute mehr und mehr in den Vordergrund tritt, nachdem die Amalgamation jahrhundertlang die Hauptmenge des Silbers in den brennstoffarmen Gegenden Mexikos, Südamerikas und gewisser Teile Nordamerikas geliefert hat. Daneben besitzen andere Verfahren, so die Laugung mit Thiosulfat oder mit Wasser nach sulfatisierender Röstung (Ziervogelprozeß), untergeordnete Wichtigkeit bzw. sind von mehr lokaler Bedeutung. Bei all diesen Verfahren muß im Vergleich zu denen der Goldlaugung im Auge behalten werden, daß der Wert des Silbers nur ungefähr den 30 Teil von dem des Goldes beträgt, und daß daher ein Silbererz unter sonst gleichen Verhältnissen mindestens 30mal soviel Metall wie ein Golzerz enthalten muß, um noch laugewürdig zu sein (0,1 bis 0,2% gilt als untere Grenze); es handelt sich also hier um die Behandlung bedeutend reicherer Erze als dort, in denen zudem das Metall in der Regel nicht gediegen, sondern meist als Sulfid, Sulfosalz oder Kerat (Chlorid, Bromid, Jodid) vorhanden ist. Es ist aus diesem Grunde auch nicht möglich, die Verhältnisse der Goldlaugung oder -amalgamation immer ohne weiteres auf die der Silberlaugung oder -amalgamation anzuwenden.

### A. DIE AMALGAMATION.

1557 von Bartholomé de Medina, einem Grubenbesitzer in Pachuca, erfinden, bald darauf in Mexiko, 1561 in Peru eingeführt.

Das Verfahren bezweckt die Überführung des Silbers in eine Ag-Hg-Legierung (Silberamalgam) bzw. die Auflösung des Silbers in Quecksilber und daran anschließend die Zerlegung des Amal-